



---

---

# UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO

DIVISION DE INGENIERÍAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA EN MINAS, METALURGIA Y  
GEOLOGÍA

## **RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA POR EL MÉTODO DE ADSORCIÓN, DESORCIÓN Y REGENERACIÓN (ADR)**

TESINA QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:  
INGENIERO METALÚRGICO

PRESENTA  
**JOSÉ JUAN HERNÁNDEZ PÉREZ**

ASESOR  
**DR. MARTÍN CAUDILLO GONZÁLEZ**

Guanajuato, Guanajuato, diciembre 2021

Con especial cariño a mi padre QEPD por sus sabios consejos y apoyo incondicional hacia mi persona, a mi madre querida por su extenso amor, cariño y consuelo, a mi esposa adorada por su amor incondicional y apoyo empático y con mucho amor a mi pequeño hijo José Juan quien se ha convertido en mi motor de vida, gracias a ellos ha sido posible culminar con éxito este trabajo

## **AGRADECIMIENTOS**

Agradezco sinceramente a mi director de tesina, Dr. Martín Caudillo González y a mi sinodal Dra. Lucia Guadalupe Alvarado Montalvo por su esfuerzo y dedicación para este proyecto. Sus conocimientos, sus orientaciones, su persistencia, su paciencia y su motivación a lo largo del tiempo que duro la realización de este trabajo siendo fundamental para mi formación profesional.

A mis sinodales, a la Dra. Ma. Mercedes Salazar Hernández y a la Mtra. Verónica García Torres por el apoyo brindado y sus apreciables comentarios y correcciones en el desarrollo del presente.

A quien fuera mi jefe TSU. Rafael Martín Muro Sandoval por su gran apoyo y por brindarme la oportunidad de realizar la investigación correspondiente para los resultados obtenidos, al Ing. Martín Cabello Tinajero por su valioso apoyo, recomendaciones y comentarios y a la empresa Compañía Minera Peña de Bernal por haber sido sede y pilar fundamental para realizar esta investigación.

## INDICE GENERAL

1.	INTRODUCCION .....	9
1.1	JUSTIFICACION .....	10
1.2	HIPOTESIS.....	10
1.3	OBJETIVO.....	10
1.3.1	OBJETIVOS PARTICULARES .....	10
2.	ANTECEDENTES.....	10
2.1	GENERALIDADES DE LA UNIDAD.....	10
2.1.1	HISTORIA DEL DISTRITO SAN MARTÍN.....	10
2.1.2	Localización y acceso al sitio.....	12
2.1.3	Clima e hidrología.....	14
2.1.4	Intemperismos severos .....	18
2.1.5	Fauna y vegetación.....	19
3.	GEOLOGIA, MINA Y PLANTA DE BENEFICIO .....	21
3.1	GEOLOGIA GENERAL .....	21
3.1.1	Características litológicas, geomorfológicas, de relieve, orografía, fallas, fracturamientos y susceptibilidad sísmica, suelos y edofología regional. ....	23
3.2	OPERACIÓN DE MINA .....	28
3.2.1	Método de corte y relleno.....	28
3.2.2	Método de salones y pilares.....	28
3.3	DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO .....	29
3.3.1	TRITURACION.....	30
3.3.2	MOLIENDA .....	32
3.3.3	TRATAMIENTO QUIMICO.....	33
3.3.4	FILTROS DE JALES.....	40
3.3.5	PRECIPITACIÓN Y FUNDICIÓN.....	43
3.3.6	PRESA DE JALES.....	47
3.4	MODULO DE ADSORCION, DESORCION Y RECUPERACION “ADR” .....	52
4.	METODOLOGÍA.....	57
4.1	ADICION DE CARBON EN TANQUES DE LIXIVIACION DE TRATAMIENTO QUIMICO 70	
4.2	PRODUCCION EN BASE A SOLIDOS EN EL PROCESO .....	70
4.3	EFICIENCIA DEL MODULO ADR .....	71

4.4	EFICIENCIA DE LA CELDA ELECTROLITICA .....	71
4.5	OPERACIÓN DEL MODULO ADR A MANERA DE MAQUILA.....	71
5.	RESULTADOS Y CONCLUSIONES .....	72
5.1	ADICION DE CARBON EN TANQUES DE LIXIVIACION DE TRATAMIENTO QUIMICO 72	
5.2	PRODUCCION EN BASE A SOLIDOS EN EL PROCESO .....	75
5.3	EFICIENCIA DEL MODULO ADR .....	76
5.4	EFICIENCIA DE LA CELDA ELECTROLITICA .....	77
5.5	RESULTADOS EN EL MODULO ADR CUANDO ERA OPERADO A MANERA DE MAQUILA .....	77
	BIBLIOGRAFIA .....	80

## INDICE DE ILUSTRACIONES

<b>Ilustración 1.-</b> Imagen que muestra la ubicación de la unidad minera (país, estado y municipio)..	12
<b>Ilustración 2.-</b> Imagen satelital que muestra la ubicación de la unidad minera en San Martín (Maps, 2016) .....	12
<b>Ilustración 3.-</b> Croquis de acceso al sitio.....	13
<b>Ilustración 4.-</b> Climas del Estado de Querétaro (INEGI, DATOS GEOGRÁFICOS MAPA DE CLIMAS, s.f.).....	14
<b>Ilustración 5.-</b> (INEGI, Mapa de regiones hidrológicas del estado de Querétaro, 2003).....	16
<b>Ilustración 6.-</b> Mapa de agricultura y vegetación (I.N.E.G.I., Datos Geográficos. Agricultura y Vegetación del Estado de Querétaro., 2003), del Estado de Querétaro .....	19
<b>Ilustración 7.-</b> (I.N.E.G.I., Datos Geográficos, Fisiografía del estado de Querétaro., 2003) .....	21
<b>Ilustración 8.-</b> Mapa geológico (I.N.E.G.I., Datos Geográficos, Fisiografía del estado de Querétaro., 2003) .....	22
<b>Ilustración 9.-</b> Carta geológica escala 1:50,000 (I.N.E.G.I., Carta geológica de Tequisquiapan F14-C67 Querétaro e Hidalgo., 1973) de la Región de San Martín, .....	24
<b>Ilustración 10.-</b> Plano topográfico de la región de San Martín, Colón. ( <a href="http://es-mx.topographic-map.com/places/Quer%C3%A9taro-510853">http://es-mx.topographic-map.com/places/Quer%C3%A9taro-510853</a> ).....	25
<b>Ilustración 11.-</b> Carta edafológica 1:50,000 (I.N.E.G.I., Carta edafológica de Tequisquiapan F14-C67 Querétaro e Hidalgo., 1973), de la Región de San Martín .....	27
<b>Ilustración 12.-</b> Diagrama de flujo del área de trituración. ....	31
<b>Ilustración 13.-</b> Diagrama de flujo del área de molienda .....	32
<b>Ilustración 14.-</b> Diagrama de flujo del área de tratamiento químico. ....	38
<b>Ilustración 15.-</b> Esquema general del funcionamiento del filtro de tambor rotatorio con zonas de vacío para filtrado, secado y lavado y zona de aire a presión para el desprendimiento de la torta.	40
<b>Ilustración 16.-</b> Flujo de vacío y solución en cada filtro de tambor.....	42
<b>Ilustración 17.-</b> Flujo de pulpa en filtros de jales.....	42
<b>Ilustración 18.-</b> Diagrama de flujo del proceso Merrill-Crowe y fundición. ....	46
<b>Ilustración 19.-</b> Vista general del depósito de jales filtrados dirección del este hacia el oeste. ....	48
<b>Ilustración 20.-</b> Jales filtrados apilados sobre la plataforma del deposito .....	49
<b>Ilustración 21.-</b> Fosa de secado en la plataforma de apilamiento en seco de San Martín para el almacenamiento temporal de jales lodosos .....	50
<b>Ilustración 22.-</b> Ubicación de las torres de decantación en la presa de jales.....	51
<b>Ilustración 23.-</b> Flujo del carbón para que se cargue desde agitador #6 hasta agitador #1.....	58
<b>Ilustración 24.-</b> Figura que muestra como es el interior del tanque de lavado ácido (TK601), siendo “X” la altura a la que queda el tanque con 2 Ton de carbón siendo de 1.37 m aproximadamente.	59
<b>Ilustración 25.-</b> Diagrama que muestra el arreglo en las líneas de cómo realizar el lavado ácido con ácido nítrico y neutralización del carbón con sosa caustica (NaOH). ....	60
<b>Ilustración 26.-</b> Boiler o calentador de agua, Marca: Ajax, Modelo: DRNP-60-W .....	62
<b>Ilustración 27.-</b> Diagrama de flujo de las soluciones en un intercambiador de calor .....	63
<b>Ilustración 28.-</b> Diagrama de flujo general para el módulo de adsorción, desorción y regeneración para carbón activado.....	67

## INDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1.</b> Precipitación media mensual y anual, así como sus valores máximos y mínimos.	15
<b>Tabla 2.</b> Especificaciones del equipo de Trituración-.....	31
<b>Tabla 3.</b> Especificaciones del equipo de molienda-.....	33
<b>Tabla 4.</b> Especificaciones del equipo de tratamiento químico. ....	39
<b>Tabla 5.</b> Especificaciones del equipo de filtros de jales- .....	43
<b>Tabla 6.</b> Especificaciones del equipo de precipitación y fundición.....	47
<b>Tabla 7.</b> Especificaciones del equipo del módulo ADR. ....	68

## RESUMEN

El proceso de extracción de oro y plata en leyes bajas generalmente se realiza mediante procesos físicos de reducción de tamaño para posteriormente someterlo a una lixiviación que es un proceso químico hidrometalúrgico que separa las partículas finas en solución y tras realizar una precipitación con polvo de zinc (proceso Merrill-Crowe) se forma un precipitado el cual es sometido a fundición para tener como resultado los valores de oro y plata en forma de doré, sin embargo, cuando el mineral está acompañado de material carbonoso la misma naturaleza del carbón comienza a adsorber los complejos cianurados de oro y plata creando un efecto denominado preg-robbing complicando su recuperación mediante la lixiviación convencional elevando por mucho el gasto de cianuro así como complicando bastante su posterior recuperación, surge así la necesidad de crear un módulo de adsorción, desorción y recuperación (ADR) el cual consiste en la adición de carbón activado al proceso impidiendo el enlace de los carbonatos minerales con el oro evitando el preg-robbing o la adsorción de los complejos de oro y de manera controlada una vez teniendo el carbón activado cargado de valores de oro procesarlos en el módulo ADR para su posterior recuperación mediante una lixiviación y el uso de celdas electrolíticas ya que las partículas de oro procesadas serán menores a las 200 mallas asegurando una mejor eficiencia en el beneficio teniendo como objetivo determinar tanto la eficiencia de adsorción de valores en los tanques agitadores de la planta para su posterior despojo de los mismos en el módulo ADR así como evaluar también la eficiencia de recuperación de la celda electrolítica.

## 1. INTRODUCCION

La unidad minera Compañía Minera Peña de Bernal siempre ha trabajado con especial apego a los lineamientos en recuperación de valores de oro y plata, sin embargo, el mineral comenzó a presentar una gran cantidad de material carbonoso y una vez que el oro y la plata eran disueltos en la solución por efecto de la cianuración estos valores eran adheridos por el carbón propio del mineral ocasionando problemas para su recuperación por el método tradicional de lixiviación y merrill-crowe, este efecto de adherencia al mineral carbonoso es conocido como preg-robbing. El proceso de la integración del módulo de desorción y equipos auxiliares para control del “preg-robbing” en planta de beneficio en operación surge a partir de la necesidad de poder explotar un cuerpo mineralizado con oro y plata, pero con un alto contenido de carbonatos; condición geoquímica que considerando el proceso convencional de cianuración no es posible beneficiar. Al encontrarse alojado el depósito de minerales de metales preciosos (oro y plata) en rocas sedimentarias calcáreas, que también conocido como “oro refractario” genera en el proceso de cianuración el fenómeno conocido como “preg-robbing” en donde el material carbonoso absorbe preferentemente complejos de oro y oro cianuro (Tretbar, 2004), lo que trae como consecuencia la disminución de la eficiencia de la cianuración, es decir que se obtienen bajas recuperaciones o consumos de cianuro elevados, comparados con una operación convencional de cianuración (John Marsden, 1992), en otras palabras, la presencia de carbonatos genera películas que se adsorben sobre los granos de oro durante el proceso de cianuración, generando un fenómeno de preg-robbing, impidiendo óptimas recuperaciones (Gasparrini, 1993) (Yannopoulos, 1991), dicha encapsulación física de partículas de oro diseminadas (normalmente de tamaño inferior a unos pocos micrómetros) dentro de un mineral no reactivo e inmune a la lixiviación como los carbonatos genera una interferencia química en el proceso de lixiviación con cianuro. Por lo que fue necesario desarrollar en planta de beneficio una serie de protocolos de pruebas y evaluación mineralógica que permitiera determinar el consumo de insumos adicionales (materias primas) por el balance de masas entre el oro refractario y el oro libre; así como el carácter del oro refractario (por la presencia de otros minerales asociados); ya que considerando que del total del mineral que ingresará al proceso de beneficio el 28% al 32% estaría representado por oro refractario (Alfonso Romero Baylon, 2009). Con los datos obtenidos se determinó la necesidad de integrar un módulo de adsorción y desorción que mediante el empleo de carbón activado se impida el enlace de los carbonatos con el oro, así se evita que el material carbonatado realice el preg-robbing o la adsorción de los complejos de oro sin que se afecte el ya establecido tren de cianuración (Merrill Crowe) en la planta de beneficio. Adicionalmente debido a que se capturarán partículas de oro de menor tamaño menores a 200 mallas se determinó la necesidad de integrar celdas electrolíticas y elevar la eficiencia en el beneficio, así como diversos equipos auxiliares para la regeneración del carbón activado empleado permitiéndose el rehúso de este por varios ciclos en el proceso.

## **1.1 JUSTIFICACION**

El uso de carbón activado disminuye el enriquecimiento de carbón mineral puesto que el procesamiento convencional de la planta de beneficio ocasiona una gran pérdida económica, entonces se requiere determinar si con la implementación del módulo ADR para el procesamiento de mineral carbonoso es viable para la disminución de pérdidas económicas determinando la eficiencia del enriquecimiento y despojo del carbón activado así como la eficiencia de la celda electrolítica.

## **1.2 HIPOTESIS**

El carbón activado presenta cinco veces más velocidad de adsorción que el carbón mineral, el carbón activado capta más rápido los valores, mejorando el enriquecimiento del carbón activado y disminuyendo la ley en los sólidos de las colas finales.

## **1.3 OBJETIVO**

El presente trabajo tiene como objetivo principal determinar la eficiencia de la adsorción de valores en el proceso de planta de beneficio para su posterior despojo de los mismos en el módulo ADR así como también determinar la eficiencia de recuperación de la celda electrolítica para determinar si es o no viable el uso del módulo ADR para el procesamiento de mineral carbonoso de la unidad disminuyendo en gran medida las pérdidas económicas generadas.

### **1.3.1 OBJETIVOS PARTICULARES**

- Determinar el porcentaje de recuperación en base a sólidos en el proceso.
- Determinar el porcentaje de recuperación en sólido del carbón activado.
- Determinar el porcentaje de recuperación de la celda electrolítica de la solución lixiviada extraída del módulo ADR en el despojo de valores del carbón activado.

## **2. ANTECEDENTES**

### **2.1 GENERALIDADES DE LA UNIDAD**

#### **2.1.1 HISTORIA DEL DISTRITO SAN MARTÍN**

El yacimiento auro-argentífero de San Martín fue descubierto por Don Pedro Romero de Terreros, quien extrajo mineral de alta ley durante 40 años. De 1900 a 1924 la "Ajuchitlan Mining and Milling Co" instaló un molino con capacidad de 125 ton/día beneficiando el mineral por el método de cianuración en piletas, se explotaron 250 000 toneladas de mineral con ley promedio de 15 g/ton de Au y 100 g/ton de Ag. En 1982 el Distrito fue declarado Zona de Reserva Minera Nacional y el Consejo de Recursos Minerales realizó diversos trabajos de explotación con la finalidad

de evaluar el potencial del área. Para el año de 1988, Minas de SAN LUIS (Luismin) inició actividades de exploración en lotes propios que cubren parte del depósito y dentro de la zona de reserva haciendo convenios con el CRM (consejo de recursos minerales), el objetivo era el de ubicar las reservas suficientes para iniciar una explotación a mediana escala y generar recursos para explorar el Distrito a nivel regional. De marzo a agosto de 1993 se realizó el proyecto de construcción de la unidad San Martín con una inversión inicial de 7.5 millones de dólares americanos. En el mes de septiembre de 1993 entra en operaciones la unidad con una producción inicial de 300 ton/día contando con reservas pobladas del orden de 348,279 toneladas con leyes de 3.92 g/ton de Au y 43 g/ton de Ag correspondientes al tajo San José, lo cual permitiría operar el tiempo adecuado para lograr la preparación inicial de la Mina San Martín por el método subterráneo. Durante el periodo en el cual se operó el Tajo, el personal operativo fue de 96 personas. En resumen, podemos citar lo siguiente:

- 1756 -1817. El yacimiento auro-argentífero de San Martín fue descubierto por Don Pedro Moreno de Terreros, quien extrajo mineral de alta ley durante 40 años, de lo cual no existen datos de producción.
- 1888-1924. La Compañía americana The Ajuchitlan Mining Company explota 250,000 ton. Con leyes de 15 g/t Au y 100 g/t Ag
- 1980 – 1982. Minas de San Luis explora el lote “LA TRINIDAD” y otros lotes cercanos al área de interés.
- 1982 – 1988. El C.R.M. declara reserva nacional a el lote “La Trinidad”
- 1986 – 1988. Minas de San Luis negocia los lotes con el C.R.M. sobre la zona de reserva nacional e inicia trabajos de exploración.
- 1993. Se inicia la operación por medio de tajo, con una producción de 300 tpd, con reservas pobladas del orden de 348,279 toneladas con leyes de 3.92 g/ton de Au y 43 g/ton de Ag correspondientes al tajo San José, se inicia proceso de cianuración.
- 2004. Se trabaja en ampliar la producción a 1200 tpd.
- 2008. Inicia operaciones Starcore.

La Planta de Beneficio por cianuración de la Unidad Minera San Martín se encuentra en operación desde 1993, actualmente con una capacidad de proceso de 1,200 t/día. Cuenta con resolutivo en materia de impacto y riesgo ambiental con No. D.O.O.DGOEIA 05653 de fecha 9 de septiembre de 1997; así como un documento de observaciones y recomendaciones al Estudio de Riesgo Ambiental No. de resolución PO-M-22-734-2004 de fecha 17 de diciembre del 2004

### 2.1.2 Localización y acceso al sitio

La unidad San Martín, se localiza en el Estado de Querétaro, al Norte 70° Este y a 47 kilómetros en línea recta de la ciudad de Querétaro, al noroeste de la Ciudad de México, siendo sus coordenadas geográficas, en 20 43' 56" latitud norte y 99 58' 33" longitud oeste en el municipio de Colón y a escasos 7 kilómetros del poblado y de la Peña de Bernal, checar Ilustración 1 y 2.

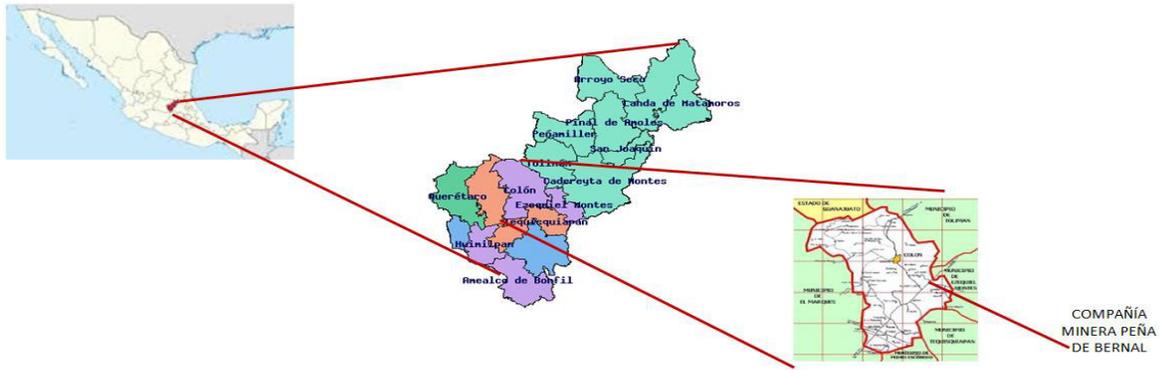


Ilustración 1.- Imagen que muestra la ubicación de la unidad minera (país, estado y municipio).



Ilustración 2.- Imagen satelital que muestra la ubicación de la unidad minera en San Martín (Maps, 2016)

- Desde la ciudad de Querétaro: Tomar la autopista Querétaro- Distrito Federal, en el Km. 193 tomar la desviación a la derecha hacia Peña de Bernal, la que toma el rumbo noroeste, continuar por la carretera hasta pasar la desviación a Ezequiel Montes, 1.5 Km.. después se encuentra la desviación a la izquierda, es decir al Noroeste, hacia la Comunidad de San Martín en donde ingresa a un camino de terracería de 2 Km., al terminar la comunidad, hacia el Noroeste se encuentra la Unidad Minera San Martín.
- Desde la Ciudad de México: Tomar la autopista Distrito Federal-Querétaro, pasando San Juan del Río, tomar la desviación hacia Tequisquiapan, posteriormente tomar la carretera hacia Ezequiel Montes, tomar la carretera de dos carriles hacia Peña de Bernal, a los 10 Km. en el entronque toma la carretera hacia Bernal, 1.5 Km. después se encuentra la desviación a la izquierda, es decir al Noroeste, hacia la Comunidad de San Martín en donde ingresa a un camino de terracería de 2 Km., al terminar la comunidad, hacia el Noroeste se encuentra la Unidad Minera San Martín.

- Desde la cabecera municipal: Se toma la carretera rumbo a Ajuchitlán, al sur, se recorren 10 Km. hasta el entronque con la carretera a Jalpan, se toma rumbo al norte y aproximadamente a cinco kilómetros se encuentra la desviación a la izquierda, es decir al noreste, hacia la comunidad de San Martín en donde ingresa a un camino de terracería de 2 Km., al terminar la comunidad, hacia el noroeste se encuentra la unidad minera San Martín, checar ilustración 3.

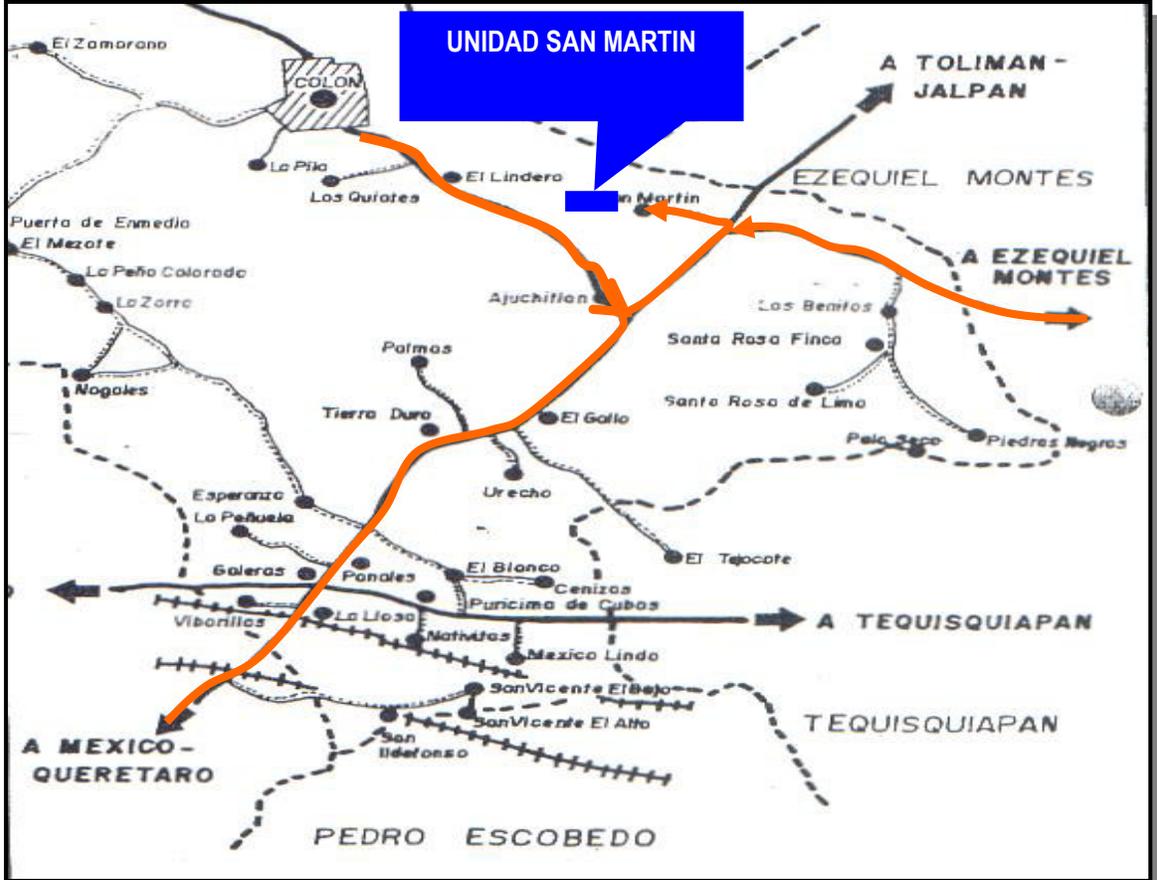


Ilustración 3.- Croquis de acceso al sitio.

### 2.1.3 Clima e hidrología

No se tiene estación meteorológica en San Martín o en alguna zona aledaña al predio, de tal forma que se presentan los datos de la estación Tolimán por ser la más cercana al predio y de la estación de San Juan del Río ubicada, según la Síntesis Geográfica del Estado de Querétaro, en una zona con el mismo tipo de clima que el predio donde se ubica la compañía minera Peña de Bernal S.A. de C.V., de acuerdo con la clasificación de Köppen, modificada por E. García (1981), el clima en la región es tipo BS1Kw(w) que significa subtipo semiseco templado lluvia en verano con un porcentaje % de precipitación invernal menor a 5, con un verano cálido (INEGI, CARTA DE CLIMAS Escala 1:500,000 Querétaro, México, 1986); con temperatura media anual 19.2° C; el mes de mayo es el más caluroso con un promedio de 33.7°C, mientras que en el mes de enero se presentan las más bajas, 1.8°C. Los periodos de precipitación pluvial se presentan en verano con un promedio de 460.1 mm/añual (Querétaro, 1986). Como fenómenos meteorológicos para la zona se reporta que se tienen rangos de 12 a 14° C de temperatura anual, con una frecuencia de heladas de 20 a 40 días anuales; con una frecuencia en las granizadas de 0-2 días al año; precipitación media anual de 500 a 600 mm (INEGI, Carta Fenómenos Meteorológicos. Escala 1:1,000,000 Querétaro, México., 1986) checar ilustración 4 referente a los climas del estado de Querétaro.



Ilustración 4.- Climas del Estado de Querétaro (INEGI, DATOS GEOGRÁFICOS MAPA DE CLIMAS, s.f.).

Clima semi seco templado para el Municipio de Colón.

La entidad registra escasa precipitación, debido a la barrera orográfica que forma la Sierra Gorda, que se divide en dos vertientes: la del Golfo de México y la del Océano Pacífico. La vertiente del Golfo se divide en dos cuencas, la del Río Moctezuma y la del Río Tamuín. La primera es la más extensa y tiene como principal corriente al río Moctezuma, que se origina en el Estado de México, en donde se conoce como San Jerónimo, Arroyo Zarco y finalmente en la entidad como Río San Juan, que posteriormente al juntarse con el río Tula que viene del Estado de Hidalgo, cambia su nombre a río Moctezuma. Aguas abajo, se le une el río Extoraz, que tiene como afluente a los ríos Victoria, Tolimán y Colón. La cuenca del río Tamuín nace al norte del poblado Tamuín, San Luis Potosí y aunque no penetra a territorio Queretano, recibe aportaciones de los ríos Santa María, Jalpa y Ayutla, entre otros. El aprovechamiento de las corrientes es mínimo debido a lo accidentado del relieve, lo que origina corrientes muy fuertes. La vertiente que drena hacia el Océano Pacífico está representada por las cuencas de los ríos Laja y Lerma – Toluca. El primero tiene su origen en el vecino Estado de Guanajuato ya la mayor parte de su recorrido lo realiza en esa entidad; en Querétaro le tributan los ríos El Pueblito, Juriquilla y la Soledad, entre otros; sus escurrimientos son escasos y poco caudalosos. La cuenca del río Lerma – Toluca es la que ocupa menor área dentro del territorio Queretano, con 210 Km<sup>2</sup>, teniendo como principal corriente al río Lerma que sirve de límite natural entre Querétaro y Michoacán; tiene como tributario al río Tigre o Coroneo. En la tabla 1 mostrada a continuación podemos observar la precipitación media mensual y anual en la región.

**Tabla 1. Precipitación media mensual y anual, así como sus valores máximos y mínimos**

(INEGI, Anuario Estadístico del Estado de Querétaro, 1986):

MEDIA ANUAL PROMEDIO	MAXIMA ANUAL (Año de 1986)	MAXIMA MENSUAL PROMEDIO (Meses de Julio y Agosto)	MAXIMA MENSUAL (Septiembre 1986)	MINIMA MENSUAL (Meses de Febrero)	Tormenta máxima en 24 horas (28/09/1987)
558 mm	839 mm	114 mm	470 mm	5.7 mm	80 mm

Velocidad, dirección y frecuencia de los vientos. La velocidad promedio es de 6.6 km/h que es medida en la estación a las 8:00 a.m. todos los días. Durante los meses de febrero a noviembre la dirección de los vientos es Norte. Durante los meses de diciembre a enero la dirección de los vientos es Sur. Se tienen varios predominantes del noreste y pueden considerarse ligeros. Cabe mencionar que según datos proporcionados por la Comisión Nacional de Agua estos vientos fluctúan de 10 a 20 km/h en el mes de enero.

En el municipio de Colón solo se presenta riesgo por inundaciones de 10 a 20 cm, en las siguientes comunidades: Colón Cabecera Municipal, Santa Rosa Finca, Santa Rosa Lima, El Blanco, México Lindo, Esperanza, Galeras, Purísima de Cubos.

Existe también el riesgo de inundación por ruptura de presa, como lo son: La Presa La Soledad ubicada en el Municipio de Tolimán que en su caso afectaría a la localidad del Poleo y Gudiños; otra presa es la Presa de Colón en Colón, pudiendo afectar a los habitantes de la cabecera municipal. A la fecha no se han presentado ningún incidente.

De acuerdo con entrevista realizada a los habitantes de San Martín, mencionan que no se ha presentado ninguna inundación en la comunidad, tampoco en la zona de la presa de Jales ni en la

región de la plazuela, sin embargo, los efectos causados por el escurrimiento del agua pluvial en los caminos son evidentes provocando zanjas en los caminos de hasta 40 cm de profundidad por 40 cm de ancho.

### a) Geohidrología

La explotación del agua subterránea en la región está limitada al acuífero del Valle de Tequisquiapan el cual tiene una extensión de 640.63km<sup>2</sup>, se ubica en la parte central del estado de Querétaro y su zona geohidrológica abarca los municipios de Tequisquiapan, Ezequiel Montes y Colón, dentro de las poblaciones se localizan las cabeceras municipales de estos municipios así como San Martín, Bernal, Ajuchitlán, Santa Rosa de Lima, Villa Progreso, Santillán, Fuentezuelas, San Nicolás, entre otros.

El acuífero del Valle de Tequisquiapan se encuentra en sedimentos terciarios y piroclásticos basálticos, parcialmente cubiertos por derrames basálticos y andesíticos de espesor variable, siendo común localizar sedimentos terciarios se encuentran intercalados con riolitas y basaltos habiendo en ellos manifestación de aguas termales, véase Ilustración 5.

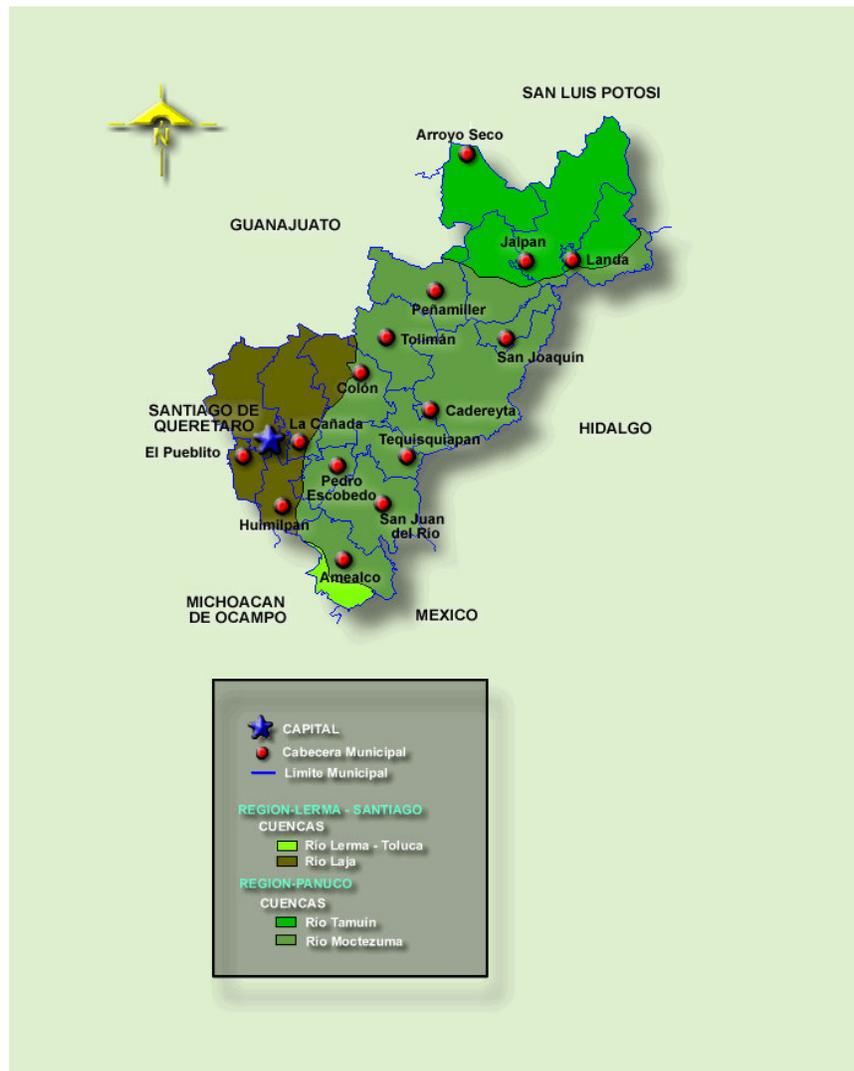


Ilustración 5.- (INEGI, Mapa de regiones hidrológicas del estado de Querétaro, 2003)

La zona geohidrológica está conformada por rocas de composición y edad muy avanzada que abarcan desde el Cretácico medio representado por rocas sedimentarias hasta el cuaternario representado por basaltos y brechas volcánicas, así como tobas y material aluvial, a continuación, se describen las unidades geológicas.

La unidad geológica de la zona pertenece al periodo Terciario. La litología de la unidad está compuesta por rocas de composición ácida (ignimbritas) donde la mineralogía está compuesta por cuarzo, vidrio, ácido, sanidinio y plagioclasas, como minerales accesorios ferromagnesianos alterados, minerales arcillosos y óxidos de hierro, presente estructura fluidal en algunos casos con ligero ondulamiento. La coloración es de gris claro y rosado al fresco y pardo amarillento al intemperismo, su textura es afanítica con alineamientos de minerales principalmente feldespatos potásicos, algunas vesículas rellenas por cuarzo botroidal y contiene en ocasiones esferulitas de sílice. El grado de alteraciones es variable, se observa tanto caolinización como oxidación en algunas zonas, ambos efectos son asociados a fenómenos hidrotermales lo cual es claramente observable en el mineral procesado en la Unidad Minera San Martín.

En la localidad cercana la población San Martín se encuentra una alternancia de tobas líticas, pumíticas, vítreas y riolíticas con andesitas (CONAGUA Subdirección General Técnica, 30 Abril 2002). Las andesitas son rocas de coloración gris oscuro al fresco y gris claro al intemperismo.

#### **b) Hidrología superficial**

La hidrología superficial de la zona donde se ubica la mina San Martín está limitada a corrientes de agua intermitentes producto de las escorrentías de agua pluvial. Los aspectos de hidrología superficial se derivan de las características de la región hidrológica donde se localiza la Unidad Minera, Región Hidrológica # 26 (INEGI, Síntesis geográfica, nomenclator y anexos cartográficos del Estado de Querétaro., 1986) Región Pánuco. Con un área de 2,906 km<sup>2</sup> y un asentamiento poblacional de 343,419 habitantes, de acuerdo con el censo realizado por la Gerencia Estatal de Querétaro de la Comisión Nacional del Agua. El cuerpo de agua más cercano es un cuerpo superficial tipo artificial representado por un bordo de contención denominado "La Plazuela" con un volumen aproximado de 23,324 m<sup>3</sup>, cuyas coordenadas son 20° 44' 06" N, 99° 59' 06" W, localizado a 1 km de distancia del área la unidad. Se utiliza como abrevadero de ganado vacuno, asnal y caballo. A 200 metros antes de llegar a la presa de la Plazuela se encuentra el predio propiedad del señor Trinidad Ontiveros, en donde se ubica un cuerpo de agua con una capacidad de almacenamiento de 500 m<sup>3</sup>. En este cuerpo de agua no tienen peces, ni cualquier otra especie, el cuerpo de aguas empleado para abrevadero. No existen cuerpos de aguas superficiales a 5 km a la redonda. Hubo una corriente de agua intermitente que fue el área de desplante de las actuales presas de jales anteriormente era atravesada de norte a sur por una corriente de agua intermitente o escorrentías de agua pluvial, proveniente de la ladera oeste del cerro de San Martín la cual ha sido desviada con el uso de obras hidráulicas cunetas, para dirigirla hacia la zona noroeste, la cual se une a la corriente intermitente que proviene del bordo la Plazuela.

#### **c) Hidrología subterránea.**

La disponibilidad media anual de agua subterránea del acuífero Valle de Tequisquiapan, clave 2205, fue determinada conforme al método establecido en la "NORMA Oficial Mexicana NOM-011-CONAGUA-2000, Conservación del recurso agua-Que establece las especificaciones y el método para

determinar la disponibilidad media anual de las aguas nacionales”, publicada en el Diario Oficial de la Federación el 17 de abril de 2002, aplicando la expresión:

$$\text{Disponibilidad media anual de agua subterránea} = \text{Recarga total} - \text{Descarga natural comprometida} - \text{Volumen concesionado e inscrito en el Registro Público de Derechos de Agua}$$

La disponibilidad media anual en el acuífero Valle de Tequisquiapan, clave 2205, se determinó considerando una recarga media anual de 108.1 millones de metros cúbicos anuales, una descarga natural comprometida de 2.6 millones de metros cúbicos anuales y el volumen de agua subterránea concesionado e inscrito en el Registro Público de Derechos de Agua al 30 de junio de 2014, de 98.2 millones de metros cúbicos anuales, resultando una disponibilidad media anual de agua subterránea de 7.3 millones de metros cúbicos anuales.

#### REGIÓN HIDROLÓGICO-ADMINISTRATIVA GOLFO NORTE

CLAVE	ACUÍFERO	R	DNCOM	VCAS	VEXTET	DAS	DÉFICIT
		CIFRAS EN MILLONES DE METROS CÚBICOS ANUALES					
2205	VALLE DE TEQUISQUIAPAN	108.1	2.6	98.222325	118.0	7.277675	0.000000

Para ver definiciones véase pie de página.<sup>1</sup>

Este resultado indica que existe volumen disponible para otorgar concesiones o asignaciones en el acuífero Valle de Tequisquiapan, clave 2205.

El máximo volumen que puede extraerse del acuífero para mantenerlo en condiciones sustentables es de 105.5 millones de metros cúbicos anuales, que corresponde al volumen de recarga media anual que recibe el acuífero, menos la descarga natural comprometida.

#### 2.1.4 Intemperismos severos

Las heladas se presentan con una frecuencia de 20 a 40 días del año en los meses invernales. Las granizadas no guardan un patrón de comportamiento bien definido, pero generalmente se presentan en una estación más cálida del año sobre todo en los meses de mayo, junio y agosto, se presentan en promedio de 2 a 4 días del año. En el municipio de Colón el riesgo por heladas está limitado a las comunidades ubicadas al norte del municipio en la zona de montaña, siendo estas: Coyote, Los Trigos, Ejido Patria, Ailitos, El Fuenteño, La Joya, Puerto San Antonio, y con menor atención las comunidades de Pueblo Nuevo, Terremote, Tierra Adentro, El Leoncito, El Arte y Álamo Cuate debido al acceso restringido a dichas comunidades. En el año del 2002 se registró una helada de 7° bajo cero. Con presencia de nieve en la localidad de Los Trigos. En el municipio de Colón se tiene clasificadas las comunidades de El Coyote, Los Trigos, Ejido Patria, Ailitos, Fuenteño, La Joya y

<sup>1</sup> **R:** recarga media anual; **DNCOM:** descarga natural comprometida; **VCAS:** volumen concesionado de agua subterránea; **VEXTET:** volumen de extracción de agua subterránea consignado en estudios técnicos; **DAS:** disponibilidad media anual de agua subterránea. Las definiciones de estos términos son las contenidas en los numerales “3” y “4” de la Norma Oficial Mexicana NOM-011-CONAGUA-2000.

Puerto San Antonio como zonas de riesgo por incendio debido a la presencia de bosque de montaña, como dato curioso en 1998 se incendiaron 45 hectáreas de bosque.

### Frecuencia de tormentas eléctricas, nevadas, heladas, granizadas, huracanes, datos extremos de radiación solar

En esta zona los fenómenos naturales extremos son poco frecuentes, considerando además que por su ubicación geográfica el área del proyecto se ve protegida por la cadena montañosa del Peñón de Bernal. Además, la empresa cuenta con apartarrayos y pararrayos que la protegen de descargas eléctricas.

#### 2.1.5 Fauna y vegetación

- Vegetación terrestre

En el municipio de Colón existen bosques de pino, encino y mezquite además de arbustos como: palo bobo, uña de gato, huizache, gangreno y algunos cactus como el nopal la biznaga y cola del diablo (Querétaro., 1986). Véase ilustración 6, mapa de agricultura y vegetación del estado de Querétaro.



Ilustración 6.- Mapa de agricultura y vegetación (I.N.E.G.I., Datos Geográficos. Agricultura y Vegetación del Estado de Querétaro., 2003), del Estado de Querétaro

De acuerdo con el mapa de Agricultura y Vegetación del Estado de Querétaro para el Municipio de Colón se ha determinado como vegetación predominante el matorral crasicuale o xerófito representado por especies tales como: *Myrtillocactus geometrizans* (garambullo) de uso

comestible; *Prosopis sp.* (mezquite) uso forraje: *Opuntia sp.* (nopal) de uso comestible, *Acacia vernicosa* (chaparro prieto) uso como forraje; y *Yucca periculosa* (izote), que se utiliza como fibra.

Otra importante comunidad presente en esta zona es el pastizal tanto natural como inducido. Por lo que el aprovechamiento para uso pecuario está limitado a ganado caprino. Con actividades restringidas de agricultura de temporal *Zea mays* (Maíz) de uso comestible.

El tipo de vegetación terrestre identificado en los terrenos propiedad de la empresa Compañía Minera Peña de Bernal, así como áreas colindantes está representada por matorral xerófilo, cuya altura aproximada es de hasta cuatro metros.

La composición florística del matorral está representada por varias familias: Siendo las familias de las Fabáceas (leguminosas) y cactáceas las más comunes.

El matorral xerófilo está desarrollado en las zonas cerriles de San Martín y las Crucecitas, tanto laderas como planicies, cuyos suelos aluviales son poco profundos más o menos planos, con una gran cantidad de boleos.

La vegetación natural será afectada en diferentes grados por las obras de ampliación del área de presa de jales debido a la ocupación del suelo por el desplante del cuerpo de depósito de jales. La variación de afectación está asociada al grado de perturbación que presenta el área, por ello para definir la composición florística de las áreas que serán afectadas se efectuaron actividades de colecta, desplante de 6 sitios de muestreo para definir cobertura, conteo e identificación de especies.

Los aspectos de vegetación más importantes son: tipo de vegetación, su distribución, composición florística, especies bajo estatus de protección, NOM-059-SEMARNAT-2001, especies de relevancia ecológica, especies de relevancia comercial, tipos de factores que afecten la vegetación natural del sitio, vegetación natural afectada por ocupación del suelo por la construcción de las obras principales y adicionales; especies resistente a suelos contaminados con solución drenada de presa de jales, especies con características fisiológicas especiales, prácticas de forestación, programa de restauración establecido y la definición de un grupo florístico indicador de inestabilidad ambiental, como se menciona en la siguiente tabla de elementos bióticos florísticos.

- **Fauna**

En la actualidad existe una fauna escasa y de dimensiones menores la cual se ha afectado por todas las actividades humanas. Sin embargo, en sitios despoblados se ha reportado la presencia de pequeños mamíferos, diferentes especies de reptiles y una variada cantidad de aves. En general la fauna ha sido desplazada de la zona de la Unidad por perturbaciones del hombre, se compone principalmente de serpiente de cascabel, coralillo, coyote, zorra, liebre, conejo, gatillo montés, puma y en las zonas altas la presencia de venado. Además, existe una gran variedad de aves silvestres de las que destacan el cenizote, gorrión y diferentes clases de paloma.

Del grupo de especies avistadas se indica que las serpientes cascabel del género *Crotalus* especies, *aquiles* y *molossus* y la lagartija conocida como escorpión *Gerrhonotus liocephalus* son organismos sujetos a protección especial. Como dato adicional se reporta el avistamiento de aves migratorias, así como de mariposa monarca. Dentro de la unidad está prohibida la caza o recolección de cualquier tipo de especie animal.

### 3. GEOLOGIA, MINA Y PLANTA DE BENEFICIO

#### 3.1 GEOLOGIA GENERAL

La Unidad Minera San Martín se localiza en la región del eje neovolcánico, subprovincia de las llanuras y sierras de Querétaro e Hidalgo. La subprovincia de las llanuras y sierras de Querétaro e Hidalgo tienen una superficie dentro del estado de Querétaro de 4,774.97 km<sup>2</sup>, lo que representa 47.40% del territorio de la entidad, esta área comprende en su totalidad los municipios de Ezequiel Montes, Corregidora, y parte de los de Amealco, Huimilpan, Pedro Escobedo, Querétaro, El Marqués, Colón, Cadereyta de Montes y Tolimán.

La Subprovincia de las Llanuras y Sierras de Querétaro e Hidalgo presenta un corredor de lomeríos bajos y llanuras, este queda encerrado por sistemas de sierras, mesetas y lomeríos, casi todos de origen volcánico, que exceden los 2,000 m.s.n.m.

Abarca gran porción del centro y sur de Querétaro, la morfología del paisaje está representada por diversos tipos de estructuras volcánicas, como son conos cineríticos, volcanes compuestos, flujos piroclásticos y extensos derrames lávicos de basalto con formas de mesetas y planicies.

Las fases neotectónicas distensivas, asociadas con fenómenos volcánicos recientes, han contribuido a la formación de los rasgos del relieve de esta entidad, pues el fallamiento normal y el fracturamiento son los principales controles de sus incipientes patrones de drenaje.

Existen varios sistemas de fallas y fracturas, pero sólo aparecen representadas las que tienen orientación noroeste-sureste. Estos patrones están relacionados con las zonas donde hay manifestaciones hidrotermales, como en la localidad de Tequisquiapan, véase ilustración 7, fisiografía del estado de Querétaro.



Ilustración 7.- (I.N.E.G.I., Datos Geográficos, Fisiografía del estado de Querétaro., 2003)

De acuerdo con la carta geológica el área geológica del municipio de Colon pertenece al Cenozoico Terciario representado tanto por rocas ígneas intrusivas rocas tipo sedimentario.

El área de estudio se encuentra formada por una alternancia de lutitas, calizas y margas pertenecientes a la formación Soyatal-Mezcala, que desde el punto de vista tectónico se ha interpretado como una secuencia tipo flysch, que indica el cambio de ambientes de depósito característicos del inicio de una orogenia, en este caso la Orogenia Laramide. Posteriormente a la orogenia, se emplazaron rocas plutónicas como el tronco microgranodiorítico de la Peña del Bernal. Posteriormente, fueron emitidas las secuencias ignimbríticas que cubren toda la región (localmente identificadas como dacitas) y, por último, se presentó la intrusión de las rocas andesíticas que son las que al parecer dieron lugar a la principal mineralización de este distrito minero, véase ilustración 8, mapa geológico del estado de Querétaro.

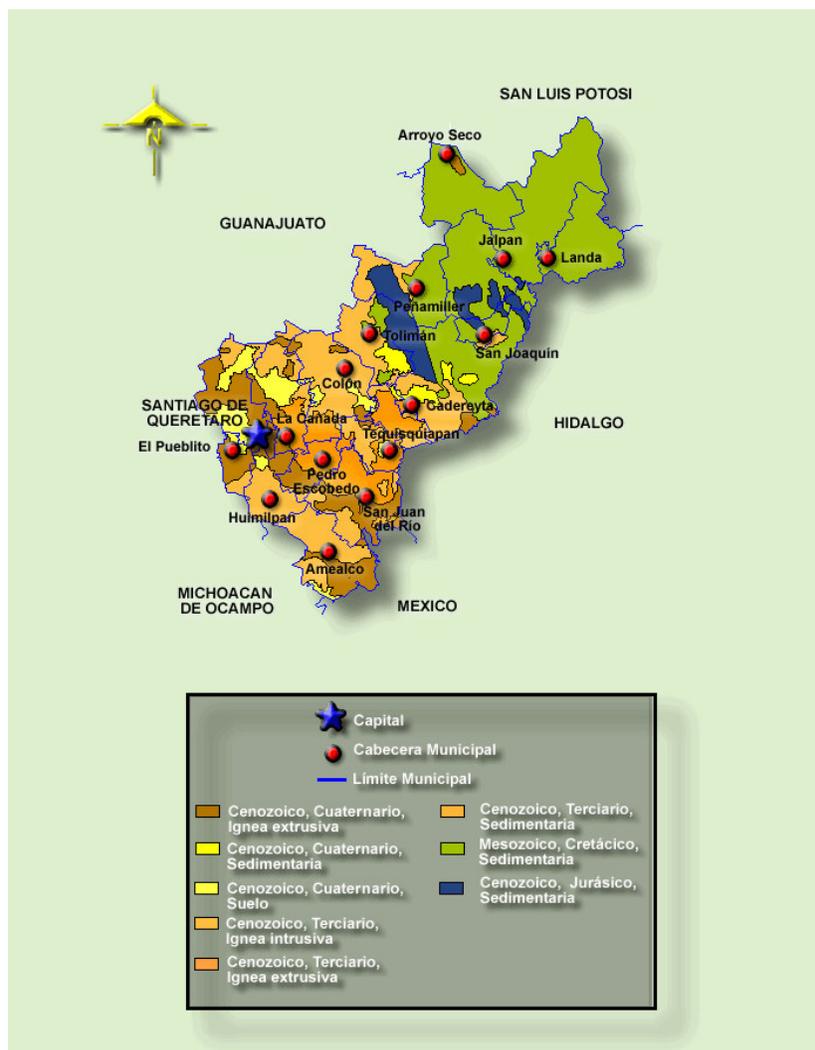


Ilustración 8.- Mapa geológico (I.N.E.G.I., Datos Geográficos, Fisiografía del estado de Querétaro., 2003)

La unidad San Martín es la segunda minera activa del Estado de Querétaro, así como minera La Negra, en Maconí, Cadereyta de Montes. De acuerdo con las exploraciones y estudios geológicos de la zona, el cuerpo mineralizado que actualmente explota la unidad San Martín presenta varios

seccionamientos naturales, lo que hace difícil ubicar los niveles de los cuerpos mineralizados. Actualmente se encuentran localizados y explotados los cuerpos San José 1, San José 2, San Martín, cuerpo 28, cuerpo 29 y recientemente se localizó el cuerpo 30. Adicionalmente se están efectuando actividades de exploración en dirección del Municipio de Tolimán en la zona del Arroyo de Chicarroma.

San Martín es un yacimiento en brechas hidrotermales (pirita, calcopirita, montmorillonita, caolinita y clorita, todos incluidos en calcita como cementante y cuarzo con alteración hidrotermal) depositadas en domo riolítico de formación sedimentaria. Se estima que la formación del cuerpo mineral se efectuó hace 17 millones de años, sin embargo, de acuerdo con su génesis está sumamente fracturado, lo que dificulta su explotación ya que está encajonado en roca ígnea.

La geología a detalle obtenida de las exploraciones llevadas a cabo por el departamento de geología de Comermin, en donde el apoyo fue por medio de sondeos mecánicos exploratorios, en donde se llevaron hasta una profundidad de 45 m, mostró que la estructura del área del estudio, se encuentra constituida por un macizo de roca andesítica, afaníticamente moderadamente silicificada, de color negro a verde oscuro, es una roca masiva con escaso o nulo fracturamiento rellenado por calcita, del análisis petrográfico se observa una nula presencia de poros, lo que la hace prácticamente impermeable, ésta hace contacto en los extremos este y oeste con rocas del cretácico superior, constituidas por calizas y lutitas, los barrenos indican que existe continuidad de la misma roca. El basamento rocoso de andesita tiene un espesor de aproximadamente 80 metros.

Los macizos rocosos antes descritos, se encuentran cubiertos por una estratigrafía constituida por un paquete de aglomerados volcánicos, compuestos de fragmentos de andesita y dacita, cementados con suelos tobáceos arcillosos con concreciones de carbonatos, en donde le sobreyacen suelos arcillosos y en menor proporción orgánicos.

### **3.1.1 Características litológicas, geomorfológicas, de relieve, orografía, fallas, fracturamientos y susceptibilidad sísmica, suelos y edofología regional.**

#### **➤ Características litológicas**

De acuerdo con la carta Geológica de la región de San Martín.

Para las formaciones cerriles: La Orilla, Crucecitas y San Martín, se indica la existencia de rocas ígneas extrusivas ácidas, principalmente riolita, cuya acidez está relacionado con el contenido de silicio principalmente y aluminio, sodio, fosfato y calcio en menor porcentaje (color rosa, clave R). Mientras que, para las áreas bajas, existen rocas sedimentarias tipo areniscas y conglomerados (Color verde clave ar-cg). La carta geológica indica erróneamente mina de plata y plomo, siendo que desde sus inicios ha sido una mina dedicada a la explotación de plata y oro. El basamento litológico de la zona representado por andesita se desplanta a partir de los 14 metros de profundidad hasta 73 metros se tiene definida, véase ilustración 9, carta geológica del estado de Querétaro.

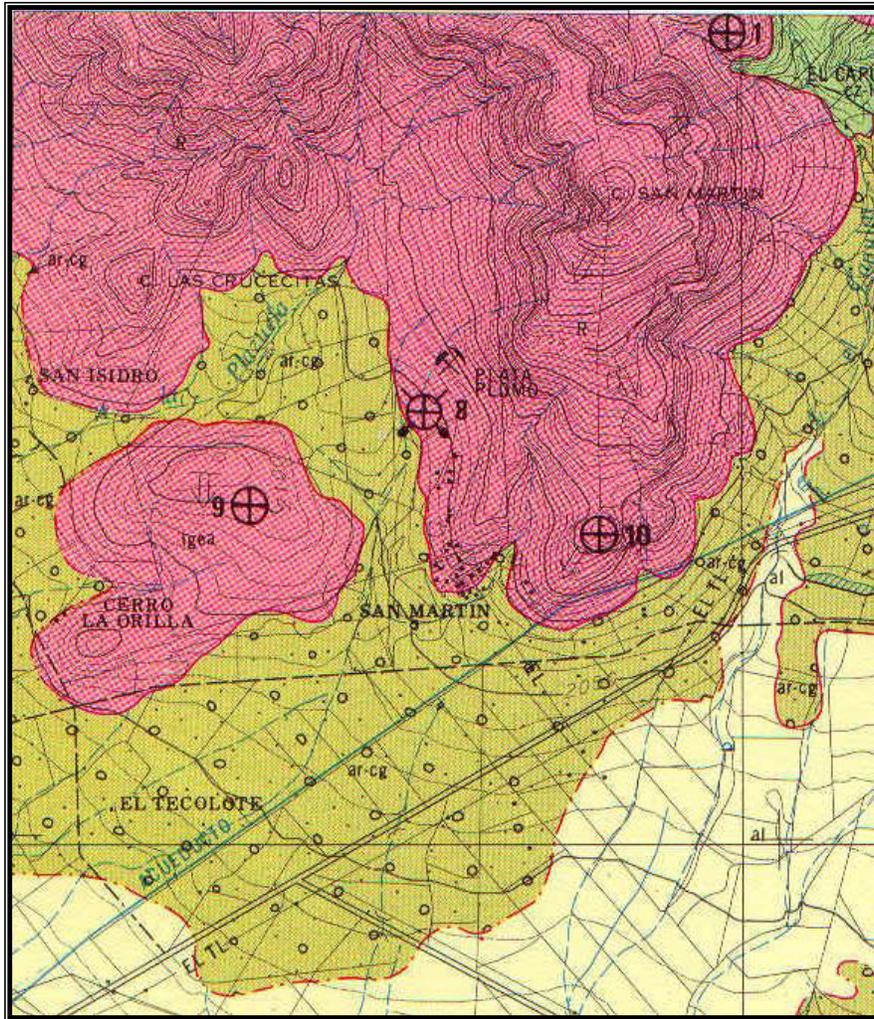


Ilustración 9.- Carta geológica escala 1:50,000 (I.N.E.G.I., Carta geológica de Tequisquiapan F14-C67 Querétaro e Hidalgo., 1973) de la Región de San Martín,

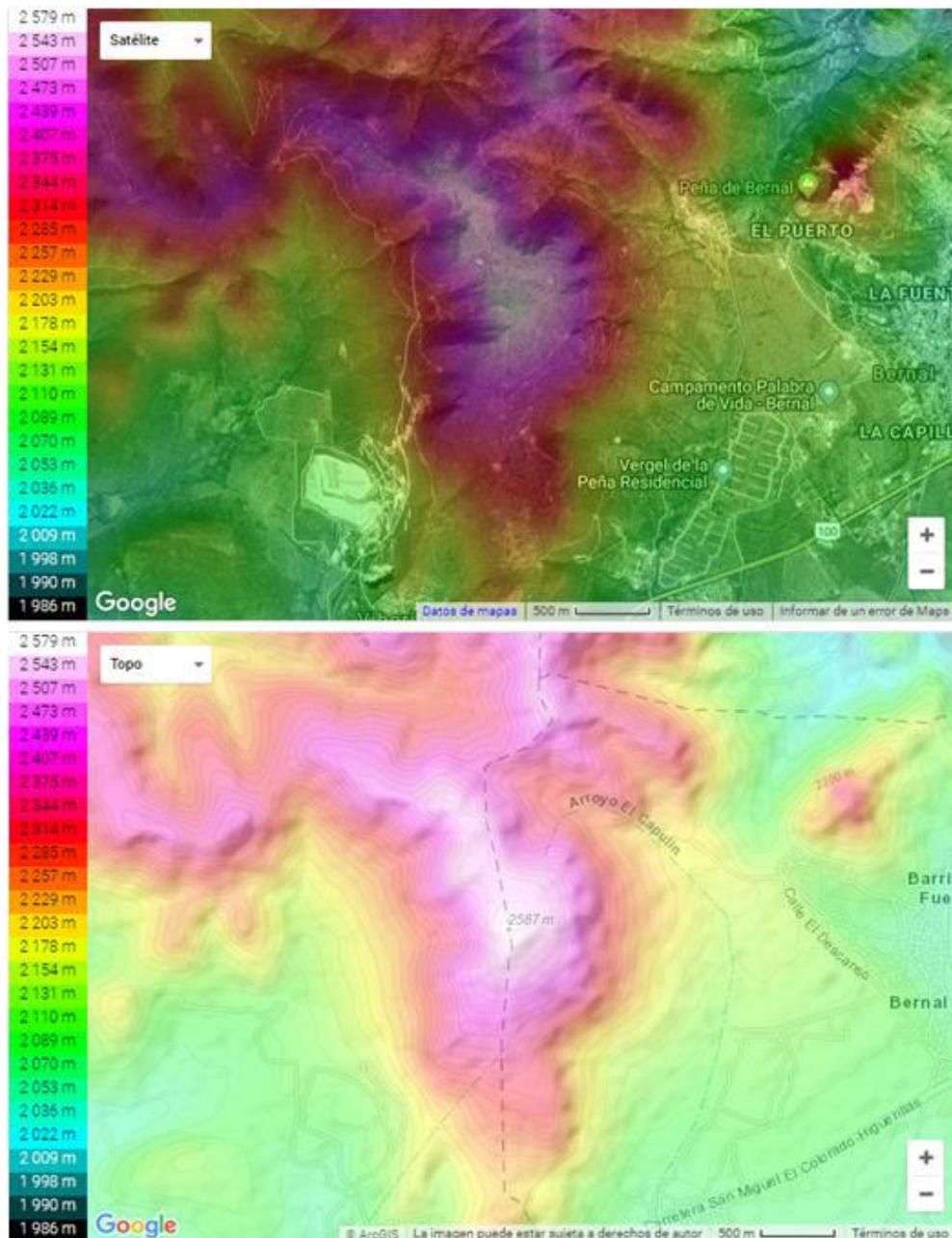
➤ **Características geomorfológicas.**

El municipio de Colón presenta una orografía con: un gran valle en la parte suroeste y montañas en el Noreste (estribaciones de la Sierra Gorda) que culmina con el Pinal del Zamorano (3350 m.s.n.m.). El territorio del municipio es montañoso en el norte, este y oeste teniendo como principales alturas: el cerro el Zamorano, el Mexicano, el Carmen, Amapolas, Grande, Cacalote y el Moro, que varían de 1200 a 1800 m.s.n.m. Hacia el sur se localizan dos porciones planas, una de ellas es prolongación de la planicie San Juan del Río. (Querétaro, 1986)

El predio donde se localiza la Unidad San Martín está situado al pie del cerro de San Martín en su ladera suroeste que continua en una zona de planicie.

➤ **Características del relieve.**

La formación de la Sierra de San Martín fue originada por el choque de las placas oceánica y la continental, lo anterior produjo un plegamiento de la corteza terrestre, generando las montañas y altas temperaturas en profundidad que generan materiales en fundición que se expresan en la superficie a manera de un volcán, este proceso es el que se supone que generó la mineralización en el sitio. El cerro de San Martín tiene una altitud de 2587 m.s.n.m. y la planicie inicia a 2070 m.s.n.m. cómo podemos ver en la ilustración 10 del plano topográfico de la región a continuación.



**Ilustración 10.-** Plano topográfico de la región de San Martín, Colón. (<http://es-mx.topographic-map.com/places/Quer%C3%A9taro-510853>)

### ➤ **Orografía.**

La topografía específica de los predios en donde se ubica la unidad es una zona de transición entre la ladera Suroeste del Cerro de San Martín y la planicie subsiguiente.

En la porción oeste de la unidad representada por 5 hectáreas en dicha superficie se presenta un parteaguas que corre en dirección longitudinal a la planta, lo anterior obliga a que el diseño considere los drenajes suficientes y adecuados para que en el lado Oeste exista la canalización de los escurrimientos infiltraciones hacia el sistema de drenaje que tienen las empresas actuales.

Al igual en su sección sur está representada por una ladera de baja pendiente.

### ➤ **Fallas y fracturamientos.**

En el predio o área de estudio no se presenta una falla o fractura importante.

Aunque si existe una zona de contacto entre calcitas y andesitas, ubicada en la porción sur, que corre de noreste a sureste. Ubicándose las andesitas al noroeste y las calcitas al sureste. En la sección sureste se ubica el Tajo a cielo abierto San José.

### ➤ **Susceptibilidad de la zona a sismicidad.**

De acuerdo con la Carta Sísmica de la República Mexicana el Estado de Querétaro está ubicado en una zona de transición entre la zona asísmica en su porción norte donde son raros o desconocidos; mientras que la parte Sur del estado es una zona penesísmica con sismos pocos frecuentes con escalas menores a 5.0 grados de magnitud en la escala Richter.

Por lo que no existen antecedentes bibliográficos de sismos en la localidad de San Martín. Aunque en el municipio de Colón existen localidades en donde si se han registrado sismos de baja escala.

### ➤ **Suelos**

La Subprovincia de las Llanuras y Sierras de Querétaro presenta un mosaico edáfico compuesto por suelos tipo Feozems, Luvisoles, Vertisoles, Litosoles, Regosoles, Rendzinas, también se encuentran presentes Fluvisoles, Yermosoles, Cambisoles y Castañozems.

En el Municipio de Colón los suelos predominantes son de una clase textural arenosa se compone fundamentalmente 35% de arcilla y 65% de arena formando una textura suave en algunas áreas específicas el porcentaje de arena asciende hasta un 82%. La superficie presenta pendientes que varían de 8 a 30%. (Querétaro, 1986)

De acuerdo con la carta edafológica de la región de San Martín. Se indica que en el cerro San Martín predominan los suelos tipo Feozem háplico y suelos secundarios tipo vertisol pélico con una clase textural fina (color durazno, clave Hh+Vp/3); para las zonas bajas suelos tipo vertisol pélico, suelo superficial de 30 cm. con una clase textural fina,(color verde pistache clave Vp/3); y para las formaciones cerriles de La Orilla y crucecitas son suelos tipo litosol con suelos secundarios tipo

feozem háptico con una clase textural media, (color lila clave I+Hh/2). La simbología  $\circ$  significa superficie gravosa, fragmentos menores de 7.5 cm., lo que limita su uso agrícola; la indicación – se refiere a material tipo petrocálcico profundo, existencia de un horizonte petrocálcico entre .5 y 1 m de profundidad, véase carta edafológica del estado de Querétaro en la ilustración 11.

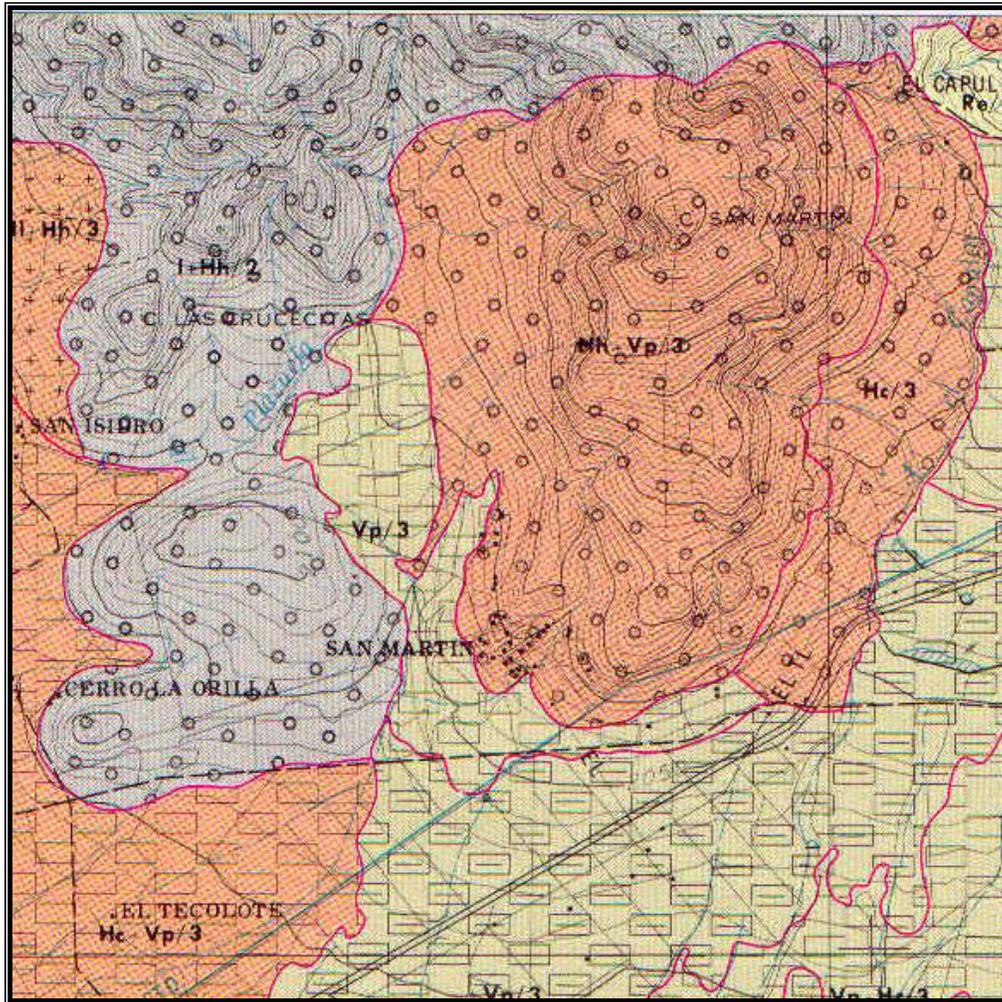


Ilustración 11.- Carta edafológica 1:50,000 (I.N.E.G.I., Carta edafológica de Tequisquiapan F14-C67 Querétaro e Hidalgo., 1973), de la Región de San Martín

### ➤ Edafología regional

La zona donde se localiza la mina es un área de transición entre suelos tipo feozem y tipo vertisol; Estos suelos tienen una capa superficial de color pardo grisáceo, su textura es de migajón arcilloso y migajón arcillo arenoso. Tienen cantidades moderadas de materia orgánica, la creación y un alto contenido de potasio y calcio; asociados típicamente con vertisoles pélicos o litosoles. Por otra parte, los vertisoles son suelos de origen aluvial y residual dado por los aluviones del Cuaternario y basaltos del Terciario Superior, de color negro y gris con horizontes superficiales con materia orgánica.

## **3.2 OPERACIÓN DE MINA**

### **3.2.1 Método de corte y relleno**

El método de minado utilizado en el cuerpo San Martín es el de corte y relleno, es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes, y en algunos casos especiales el techo.

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

#### **Ventajas**

- La recuperación es cercana al 100%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físico-mecánicas incompetentes.

#### **Desventajas**

- Costo de explotación elevado.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales de fortificación.

### **3.2.2 Método de salones y pilares**

Ahora bien, en los cuerpos de interior mina de la unidad, cuerpos 29 y 30, es utilizado otro método de minado que es el de salones y pilares (rooms and pillars) debido al tipo de yacimiento que se presenta los cuales por lo regular son mantos, el método de explotación rooms and pillars o también cámaras y pilares, consiste como su nombre lo indica, en la explotación de caserones separados por pilares de sostenimiento del techo. La recuperación de los pilares puede ser parcial o total, en este último caso, la recuperación va acompañada del hundimiento controlado del techo que puede realizarse junto con la explotación o al final de la vida del yacimiento, lógicamente el hundimiento del techo en este caso es totalmente controlado. Este método de explotación es aplicado ampliamente y en los últimos años se ha desarrollado bastante, debido a su bajo costo de explotación y a la vez que permite hasta cierto punto una explotación moderadamente selectiva.

Los yacimientos que mejor se presentan para una explotación por Room and Pillar, son aquellos que presentan un ángulo de manto bajo, aunque también es aplicable en yacimientos de manto entre 30° y 40°, es decir, en yacimientos de manto crítico, donde el mineral no puede escurrir por gravedad.

### **Ventajas**

- El método hasta cierto punto es selectivo, es decir zonas más pobres pueden no explotarse sin afectar mayormente la aplicabilidad del método.
- En yacimientos importantes puede llegarse a una mecanización bien completa lo que reduce ampliamente los costos de explotación.
- En yacimientos que afloran a la superficie puede hacerse todo el desarrollo y preparación por mineral, o en caso contrario los desarrollos por estéril pueden ser muy insignificantes.
- Permite la explotación sin problemas, de cuerpos mineralizados ubicados paralelamente y separados por zonas de estériles.
- La recuperación del yacimiento aun no siendo del 100 % puede llegarse a recuperaciones satisfactorias del orden del 80 a 90 %.

### **Desventajas**

- Si el yacimiento presenta una mineralización muy irregular, tanto en corrida como en potencia podría llegar a afectar la explotación, limitando mucho la planificación del método, como así mismo la perforación y provocar problemas de carguío sobre todo para posibles mecanizaciones.
- Cuando el manto del yacimiento es cercano al manto crítico que son 45°, se producen problemas para el movimiento del mineral en los caserones y aún este problema es más grave, si se trata de mantos angostos. En el caso de mantos potentes hay problemas en la mecanización de la perforación lo que se traduce en dificultades de movilidad al usar el equipo pesado de perforación.
- Dilución de la ley: es un problema que es muy importante y que en casos de techos débiles puede ser causa que llegue a limitar la aplicación del método.

Para acarrear el mineral se utilizan camiones de acarreo marca internacional de 10m<sup>3</sup> y capacidad de 15 toneladas.

### **3.3 DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO**

Una vez que el mineral es extraído de la mina es transportado a la Planta de Beneficio la cual cuenta con seis áreas operativas: trituración, molienda, tratamiento químico, filtros de jales, precipitación y fundición, a las que habrá de agregarse el módulo de ADR (adsorción, desorción, regeneración y electrodeposición (electrowinning)).

En cada etapa se tienen puntos críticos, por lo que es necesario tener un monitoreo cada hora y tomar muestras durante los tres turnos de operación para hacer el ensaye del día y sobre la base de estos resultados tomar las medidas necesarias para la mejora del proceso. La planta de beneficio está diseñada para procesar 1200 t/día, sin embargo, en la actualidad se procesan de 800 a 890 ton/día según los requerimientos de producción internos.

A continuación, se hablará más detalladamente de todas y cada una de las áreas operativas

### **3.3.1 TRITURACION**

En esta área se cuenta con una tolva de 80 toneladas de capacidad, en la que se descarga el mineral procedente de la mina sobre una parrilla con aberturas de 12", el mineral es transportado en camiones de acarreo con capacidad de 17 ton., el mineral comienza a descender mediante un transportador de oruga pettibone de 20" x 48" de 10 HP, se transporta a una quebradora primaria marca Roger de 15" x 24" con motor de 75 HP descargando a 2 ½".

Después el mineral es transportado por la banda No. 1, esta banda pasa debajo de un electroimán que sirve para quitar todos los metales que entran de la mina y del stock 0 como: tornillos, varillas, bola, cualquier tipo de metal que pueda dañar la trituradora primaria, la quebradora de cono (secundaria) y las bandas. El mineral quebrado es transportado hasta una criba vibratoria de 6'X12', doble cama rectangular, la primera de ¾" y la secundaria de ¼".

En la criba el producto retenido de la primera y segunda cama alimenta a la banda No. 2, que lleva el producto a una quebradora de cono 4 ¼" de cabeza corta para la reducción secundaria, luego este mineral es depositado en la banda No. 3 y que lleva el mineral a -3/8" a la banda No.1 y posteriormente a la criba para cerrar el circuito de trituración. Mientras que el producto que pasa por ambas camas es de un tamaño de -1/4" depositado en la banda No.4 siendo transportado al stock pile, véase ilustración 12, diagrama de flujo del área de trituración.

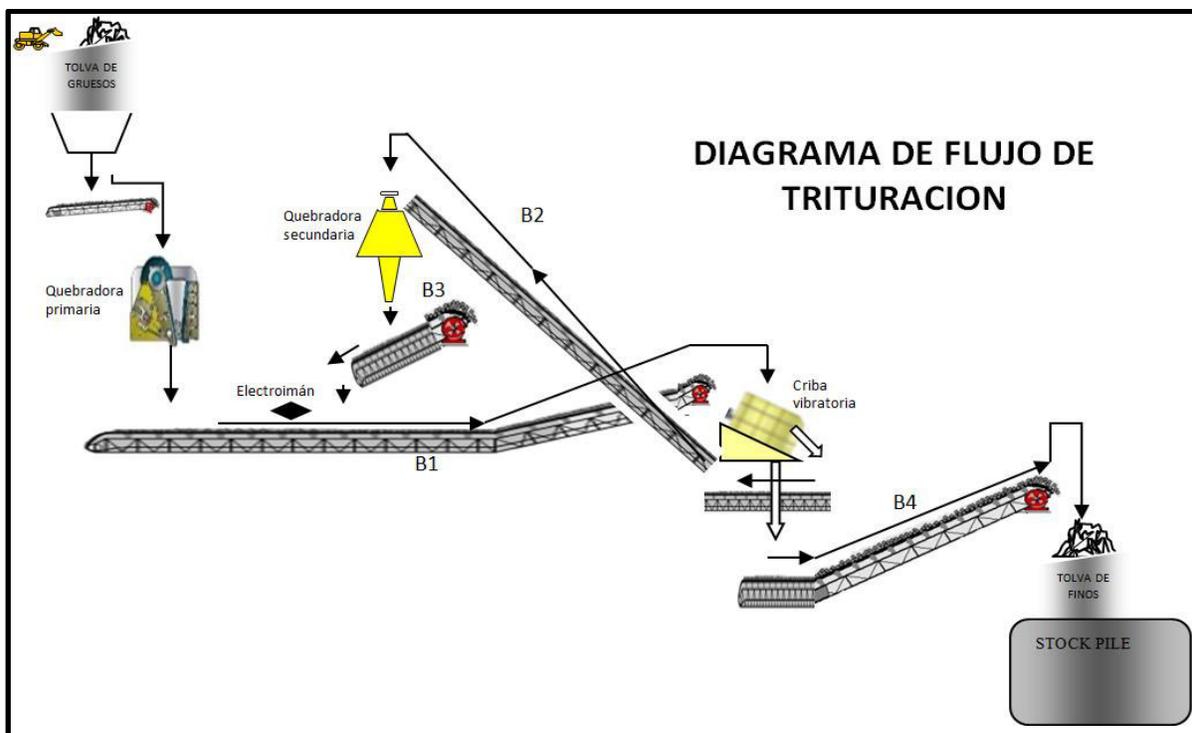


Ilustración 12.- Diagrama de flujo del área de trituración.

Tabla 2. Especificaciones del equipo de Trituración-

<b>Quebradora Primaria</b>	Tipo: Quijadas Rogers	Tamaño: 18"x36"	Motor: 75HP
Abertura Alim.: 30"	Abertura Desc.: 2 ½"	RPM: 1182	
<b>Quebradora Secundaria</b>	Tipo: Cono cabeza corta Symons	Tamaño: 4 ¼"	Motor: 200HP
Abertura Alim.: 4 ¼"	Abertura Desc.: 3/8"	RPM: 1750	
<b>Criba Vibratoria</b>	Tipo Vibratoria	Tamaño: 6'x12'	Motor: 30HP
Abertura Cama Sup.: 3/8"	Abertura Cama Inf.: ¼"	RPM: 1765	Inclinación: 30°
<b>Banda No. 1</b>	Longitud: 48m	Ancho: 24"	Motor: 10HP
Velocidad 34.7m/min	Inclinación: 12°	RPM: 1770	
<b>Banda No. 2</b>	Longitud: 42m	Ancho: 24"	Motor: 10HP
Velocidad 42.9m/min	Inclinación: 17°	RPM: 1770	
<b>Banda No. 3</b>	Longitud: 14.5m	Ancho: 24"	Motor: 10HP
Velocidad 48.2m/min	Inclinación: 18°	RPM: 1735	
<b>Banda No. 4</b>	Longitud: 48m	Ancho: 24"	Motor: 10HP
Velocidad 28.1m/min	Inclinación: 38.36°	RPM: 1775	
<b>Electroimán Eries</b>	Longitud: 0.9m	Ancho: 35"	Motor: 5HP
<b>Alimentador de oruga</b>	Marca: Pettibone	Tamaño: 20" x 48"	
Velocidad 4.2m/min		RPM: 1745	Motor: 10HP

### 3.3.2 MOLIENDA

Del Stock Pile se transporta el mineral por las bandas No. 5 y No. 6. En cada banda se encuentra instalado un pesómetro Merrick, que contabilizan las toneladas de alimentación a los molinos. Se cuenta con 3 molinos de bolas, uno de 9' x 9' Marcy con motor de 450 HP, uno de 7'x 8' Allis Chalmer con motor de 350 HP (los cuales son molinos primarios) y un molino vertical Vertimill Svedala con motor WEG de 200 HP (el cual es un molino secundario).

El mineral transportado por las bandas cae a un cajón de alimentación en donde se adiciona solución semirica #1 (SSR1) aquí mismo se adiciona cal la cual tiene una adición variable pero que generalmente está a 1.0 kg por tonelada seca y que tiene dos funciones, una es controlar el pH y la otra es sedimentar las partículas finas, este cajón a su vez está conectado al tubo de alimentación del molino, donde en su interior comenzara la reducción de tamaño del mineral. El mineral molido sale por el rebose de los molinos a un cajón en forma de pulpa donde se encuentran instaladas dos bombas una de 8" x 6" y otra de 5" x 4" Denver, de las cuales una es de operación y la otra se encuentra en reposo. Estas bombas toman la pulpa de molienda enviándola a los ciclones Krebs-20B para el molino 9'x9' y Krebs-15B para el molino 7'x8', en donde se separan los finos de los gruesos, el producto grueso es recirculado a su molino correspondiente en el cajón de alimentación cerrando ahí el circuito de la molienda primaria, es en este punto donde se comienza a adicionar el 50% de cianuro de sodio para que comience el ataque químico para la disolución de valores, el otro 50% de cianuro de sodio se adicionara en el área de tratamiento químico, la adición es variable y viene dada en kg por tonelada seca generalmente oscila entre 0.7 y 1.2 kg/tonelada seca dependiendo la producción. Ahora bien, el producto fino de ambos molinos primarios se junta en uno solo y estos son mandados a un cajón y por medio de unas bombas Metso HRC 150 8"x6" son impulsados a otro hidrociclón Krebs-22B en donde los finos ya pasaran al siguiente proceso que es tratamiento químico y los gruesos son depositados en un cajón en donde serán recirculados al molino vertical concluyendo así el circuito de molienda. Los finos del molino vertical van en promedio de 69% a 72% a -200 mallas pasando, véase ilustración 13, diagrama de flujo de molienda.

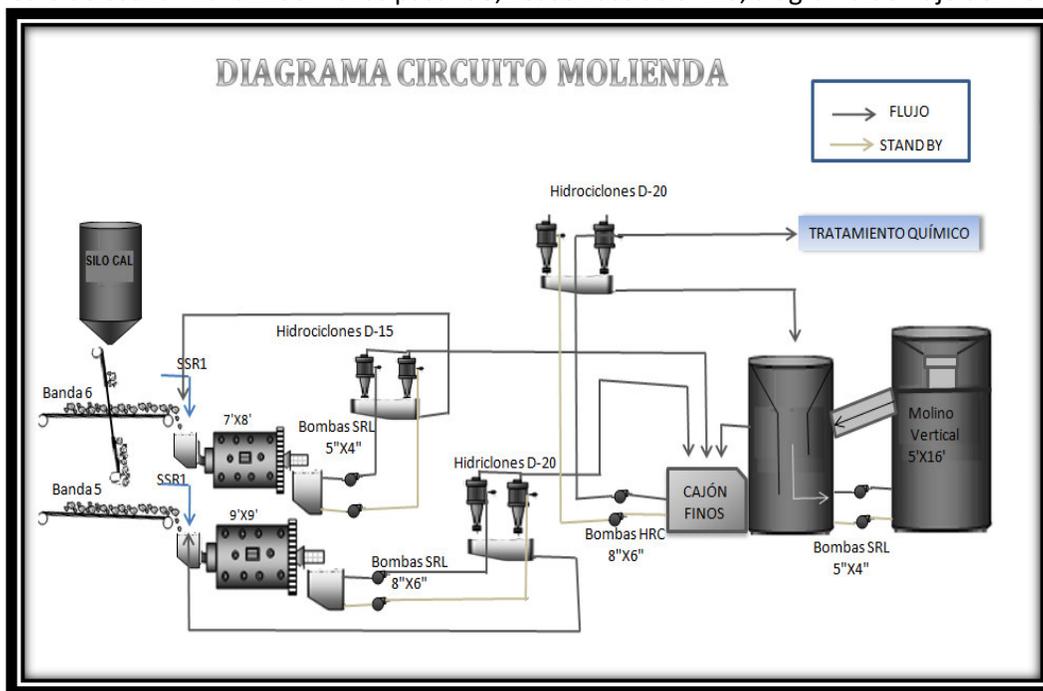


Ilustración 13.- Diagrama de flujo del área de molienda

**Tabla 3. Especificaciones del equipo de molienda-**

<b>Molino 9'x9'</b>	Marca: Marcy	Dientes Piñon:21	Dientes Corona:310
Tipo: SAG	Enlainado cabezal: Hule	Enlainado cilindro: Hule	Motor: 450HP
<b>Molino 7'x8'</b>	Marca: Allis Chalmer	Dientes Piñon:16	Dientes Corona:108
Tipo: SAG	Enlainado cabezal: Hule	Enlainado cilindro: Acero	Motor: 300HP
<b>Molino Vertical 5'x16'</b>	Marca: Vertimill Svedala		
Tipo: Vertical	Enlainado cabezal: Acero	Enlainado cilindro: Acero	Motor: 200HP
<b>Dos bombas centrifugas 8"x6"</b>	Marca: Denver	Ubicación: Descarga molino 9'x9'	RPM: 674.6734
Tipo: SRL-C			Motor: 30HP
<b>Dos bombas centrifugas 5"x4"</b>	Marca: Denver	Ubicación: Descarga molino 7'x8'	RPM: 926.3265
Tipo: SRL-C			Motor: 30HP
<b>Dos bombas centrifugas 5"x4"</b>	Marca: Denver	Ubicación: Recirculación de carga molino vertical	RPM: 738.4582
Tipo: SRL-C			Motor: 20HP
<b>Dos bombas centrifugas 8"x6"</b>	Marca: Metso	Ubicación: Alimentación ciclones molino vertical	RPM: 828.33
Tipo: HRC-150			Motor: 40HP
<b>Dos hidrociclones</b>	Marca: Krebs	Ubicación: Molino 9'x9'	Presión alimentación: 5psi
Tipo: Hidro	Tamaño: D-20		
<b>Dos hidrociclones</b>	Marca: Krebs	Ubicación: Molino 7'x8'	Presión alimentación: 5psi
Tipo: Hidro	Tamaño: D-15		
<b>Dos hidrociclones</b>	Marca: Krebs	Ubicación: Molino vertical	Presión alimentación: 5psi
Tipo: Hidro	Tamaño: D-22		
<b>Silo de Cal (CaO)</b>	Marca: SYCSA	Volumen: 41m <sup>3</sup>	Capacidad: 29ton
<b>Banda No. 5</b>	Longitud: 33m	Ancho: 20"	Motor: 10HP
	Velocidad: 37.63m/min		RPM: 1780
<b>Banda No. 6</b>	Longitud: 24.4m	Ancho: 20"	Motor: 10HP
	Velocidad: 25.34m/min		RPM: 1770
<b>Banda de cal</b>	Longitud: 18m	Ancho: 20"	Motor: 10HP
	Velocidad: 0.505m/min		RPM: 190.32

### 3.3.3 TRATAMIENTO QUIMICO

Esta área operativa se compone de cinco tanques espesadores, un primario, secundario y tres de lavado contra corriente. Además de contar con siete agitadores. Aquí se llevan a cabo las reacciones de disolución para la recuperación de oro y plata, por lo tanto, se deben de tener controlados muchos parámetros que influyen en ella.

La pulpa proveniente de molienda (previa adición de cal), con una densidad de 1.11- 1.14 kg/L (18%-20% de sólidos), aproximadamente, es alimentada a un tanque espesador primario (55' X 10'), para recuperar la solución rica, separándola de la pulpa cuya densidad sube a 1.55-1.65kg/L. La solución

rica pasa a los filtros butter para clarificarla y pasarla a precipitación, por su parte la pulpa pasa a agitación. En el decanto del primario se adiciona el reactivo llamado Chem-Treat ML-7640 que es un dispersante para evitar la formación de sales como carbonatos y sulfatos de calcio en los filtros butter, y que como consecuencia se tape la porosidad de las lonas de filtros butter.

La cal adicionada en molienda tiene dos funciones, una química ya que actúa como agente neutralizador de cualquier acidez que tenga el mineral, la cual consumirá grandes cantidades de cianuro, y otra física pues también actúa como agente sedimentador de las partículas en suspensión que queden en la solución después de la molienda fina. Cuando la pulpa es alimentada al espesador primario se comienza la adición de floculante que es un catalizador en la velocidad de sedimentación de los sólidos. La pulpa del tanque espesador primario es bombeada por la bomba dúplex del primario que es una bomba de diafragma dúplex de 6" Denver de 7.5HP (aquí también se tiene en reposo una bomba Denver 5"x4" de 20HP para cuando la dúplex del primario esta fuera por mantenimiento), a una serie de 5 tanques agitadores (30' x 30'), y uno (50' x 30'), y con adición de solución estéril y/o solución semi-rica #2 se baja la densidad a 1.34-1.37kg/L, para su primer etapa de dilución de valores.

Cuando la pulpa va a ser alimentada en el agitador No.1 se adiciona el resto de NaCN a utilizar en el proceso (esto se hace en el cajón de la bomba dúplex del tanque primario), con ayuda de una agitación activa por medio de aire se va logrando disolver los valores de oro y plata, aumentando gradualmente de un tanque a otro, el aire alimentado es suministrado por dos compresores uno está en operación y el otro en reposo, uno de ellos es un Atlas Copco ZE-110 de 150HP con salida máxima de presión entre 28 y 32 PSI y un DT-4 de 100HP con salida máxima de presión entre 23 y 26 PSI, el flujo del aire alimenta a los tanques agitadores (con excepción del #5) y a los filtros de jales, el tiempo de retención en cada tanque agitador 30' x 30' es de 9 horas, y el de 50' x 30' es de 27 que nos da un total de 81 horas aproximadas de retención total, tiempo suficiente de dilución de valores.

La pulpa después de la agitación es alimentada por gravedad a un espesador intermedio (55' X 10'), para recibir un primer baño abundante con solución semi-rica 2 (solución recuperada de lavado contracorriente), la solución de derrame del intermedio va al tanque de solución semi-rica 1 "SSR1" por medio de dos bombas Ingersoll Dresser 6"x4" de 60HP y una más Ingersoll Dresser 4"x3" de 50HP (aquí solo operan dos de las tres bombas mencionadas la otra queda en reposo), esta solución sirve para proveer de solución a la molienda, y complementar el gasto requerido en precipitación el cual se adiciona en el tanque espesador primario.

La pulpa del espesador intermedio pasa al agitador #7, por medio de la bomba dúplex del intermedio que es una bomba dúplex de diafragma 6" Denver de 7.5HP (aquí también se tiene en reposo una bomba Denver 5"x4" de 20HP para cuando la dúplex del intermedio esta fuera por mantenimiento) esta pulpa que apenas va a ser alimentada a dicho agitador, tiene una densidad de 1.55-1.60kg/l, la densidad se baja a 1.34-1.37kg/l con una adición de solución semi-rica #2 en el cajón de descarga de la bomba dúplex de diafragma, en este punto también se tiene una línea de adición de solución estéril cuyo fin es el mismo, diluir la pulpa, sin embargo por lo general siempre está cerrada y solo se abre cuando la línea de adición de solución de semi-rica #2 se encuentra obstruida o cuando se tiene un exceso de solución estéril. El agitador #7 es la última agitación que se le da a la pulpa, después es alimentada a 3 tanques espesadores 55'x10', de lavado a contracorriente.

La pulpa es alimentada al tanque lavador #1 realizándose la sedimentación de la carga y liberando la solución semi-rica #2, la pulpa avanza del lavador #1 al lavador #2 por medio de una bomba dúplex de diafragma de 6" Denver de 7.5HP (dúplex del lavador #1) se sedimenta la carga, la pulpa sigue del lavador #2 al lavador #3 por medio de otra bomba dúplex de diafragma de 6" Denver de 7.5HP (dúplex del lavador #2) se sedimenta la carga y del lavador #3 la pulpa sigue su curso en dos vertientes distintas, la primera va a los filtros de jales (o de tambor) la cual es bombeada por medio de bombas vacseal 8"x6" de 40HP, la segunda va directo a la presa de jales, la pulpa del lavador #3 se saca con otra bomba dúplex de diafragma de 6" Denver de 7.5HP (dúplex del lavador #3) y esta es depositada en un cajón de alimentación a unas bombas 5"x4" Denver de 40HP las cuales bombearan la pulpa de manera directa hacia el vaso de la presa de jales. Cuando una de las bombas dúplex de los tanques lavadores esta fuera por mantenimiento se tiene en reposo otra bomba Denver 5"x4" de 20HP en la cual se hacen los acomodos correspondientes en las líneas de los tanques para que opere dependiendo la bomba dúplex que quedará fuera y así el flujo de pulpa siga su curso. Como se mencionó hace un momento, hay pulpa que se manda de manera directa al vaso de la presa con las bombas 5"x4" de jales, cuando eso se realiza, en el vaso se tienen tres fosas hechas con maquinaria diésel, esta fosas se van llenando poco a poco una por una, cuando una se llena se pasa la línea de descarga a la siguiente, pero mientras eso pasa, la pulpa mandada se sedimenta y deja en la parte superior la solución, esta solución es mandada directamente hacia planta de beneficio por medio de bombas charqueras de entre 3HP y 5HP, la solución descarga en la zona del canalón.

Las soluciones de lavado son recuperadas por gravedad de forma inversa, es decir, por la parte superior del lavador #3 va alimentada en el espejo del lavador #2, y por la parte superior del lavador #2 va alimentada en el espejo del lavador #1, una vez que se encuentra en esta zona, esta solución recuperada del lavado a contracorriente se manda al tanque de proceso de solución semi-rica 2 "SSR2", por dos bombas Ingersoll Dresser de 6"x4" de 75HP. Esta solución se utiliza para dar dilución a la pulpa de espesador intermedio y en ocasiones también para controlar densidades en molienda, esto último pasa cuando el nivel del tanque de proceso #1 es deficiente.

La solución estéril, la solución de retorno y el agua industrial son alimentadas en el espesador #3, la primera es la solución resultante del área de precipitación, esta es depositada en un tanque de rebose y por medio de dos bombas Ingersoll Dresser 4"x3" de 50HP se bombea hacia el tanque de proceso #3, sin embargo esta adición a dicho tanque es controlada con una válvula de volante de 6" que se ubica en el lavador #3 cuando dicha válvula está cerrada en el lavador, el tanque de proceso #3 comenzará a llenarse y viceversa, generalmente la tenemos abierta y por ende el tanque de proceso #3 vacío y solo lo llenamos cuando tenemos exceso de solución en todo el sistema, la solución de retorno es acumulada en un par de piletas ubicadas en lo que es la caseta de retorno, cada pileta tiene una bomba para drenar en la pileta #1 está una Peerless 2.5"x2" de 25HP, en la pileta #2 está la otra que es una Ingersoll Dresser 4"x3" de 50HP, ambas operan en automático, la solución de retorno es la mezcla de:

- La solución resultante por las filtraciones que ha tenido la presa de jales y que desembocan directamente en piletas de caseta de retorno.
- La solución que viene del dren francés que también es consecuencia de filtraciones en la presa de jales. Aquí se cuenta con una bomba Peerless 2.5"x2" de 25HP la cual activa en automático y drena hacia piletas en caseta de retorno
- La solución de la pileta de la extinta represa #1, también es consecuencia de filtraciones de la presa de jales, esta es mínima se utiliza una bomba charquera de 5HP para drenarla.

- La solución que llega a acumularse en la represa #2 la cual es proveniente del exceso de la misma caseta de retorno y es generada cuando las bombas de la caseta fallan y no drenan. Se usa una bomba Tsurumi de 15HP para drenarla hacia la caseta de retorno.
- El agua de presa de “Jejo” la cual es agua limpia y la cual es acumulada a consecuencia de las precipitaciones pluviales en época de lluvia. También se usa una bomba Tsurumi de 15HP para drenarla hacia caseta de retorno.

Toda solución que se acumula en el área, tiraderos generados ya sea por operación, por caídas energéticas o por limpieza, así como el agua resultante de precipitaciones pluviales, entre otros, llega directa al canalón del área, este canalón capta las soluciones y pulpa derramada y por medio de tres bombas Galligher hacia los tanques, una de ellas es una bomba Galligher 3”x48” de 30HP, esta recibe la pulpa y solución proveniente del área de filtros de Jales y a veces también recoge de la demás pulpa cuando hay exceso, la bombea al tanque lavador #3 y siempre está en operación, las otras dos son iguales Galligher 3”x72” de 30HP, una en operación y otra en reposo, recogen la pulpa acumulada y la mandan al tanque espesador intermedio. Cuando se tiene que vaciar un tanque agitador ya sea por paro programado, por mantenimiento mecánico preventivo o por alguna otra cosa, se cuenta con una bomba Denver SRL 3”x3” de 25HP con la cual vaciaremos la pulpa del tanque y la mandaremos al agitador #1 o al agitador #2 cuando el #1 este fuera de operación.

Los tanques agitadores #1, #2, #4 y #5 cuentan con mecanismo agitador de propela de 50HP para los tres primeros y de 75HP para el último ya que es más grande, los tanques #3, #6 y #7 tienen mecanismo agitador de rastras que se ubican al fondo de cada tanque son de 7.5 HP y de 4 rpm en las rastras. Cada uno de los cinco tanques espesadores cuenta con un mecanismo hidráulico marca Westpro Thickener modelo TH55HC con un motor de 10HP, la flecha conducida final del mecanismo tiene una velocidad de 0.13953 rpm ya que registrada con cronómetro el mecanismo da una vuelta completa en 7 minutos y 10 segundos.

Se cuenta con cuatro tanques de almacenamiento de solución de proceso de 600m<sup>3</sup> cada uno, estos tanques están protegidos por un dique de 900 m<sup>3</sup> para en caso de derrames los, cuales son:

- 1.-Tanque de solución semi-rica #1 (Solución proveniente del lavado del espesador intermedio, dicho tanque provee de solución al área de molinos y complementa el flujo a precipitación).
- 2.- Tanque de solución semi-rica #2 (Solución resultante del lavado a contracorriente, se usa para dar lavado al espesador intermedio, para diluir pulpa al ingresar en agitación, ocasionalmente en la sección de molienda).
- 3.- Tanque de solución estéril (es la solución proveniente del área de precipitación y se utiliza para dar lavado a los tanques de lavado a contracorriente y para bajar la densidad de agitación).
- 4.- Tanque de agua industrial (es agua común y proviene de interior mina, se utiliza para aumentar los niveles de solución en los tanques de proceso #1 y #2 cuando dichos niveles son bajos, así se mantiene el proceso en operación estable)

En ocasiones cuando interior de mina no tiene agua, se tiene la opción de bombear agua desde el tajo San José, el cual es un cuerpo de agua fija que acumula el líquido proveniente de mina cuando se encuentra en exceso y también de la precipitación pluvial de la zona, esta agua es bombeada directamente al tanque de proceso #4. Cuando hay alguna falla eléctrica ya sea por parte de C.F.E.

o por parte de falla de los equipos se cuenta con una generadora eléctrica marca FG Wilson, modelo P900E1 de 786 KW la cual alimenta toda el área de tratamiento químico y también el área de precipitación. Para comprender mejor el área de tratamiento químico véase ilustración 14 que es el diagrama de flujo del área.

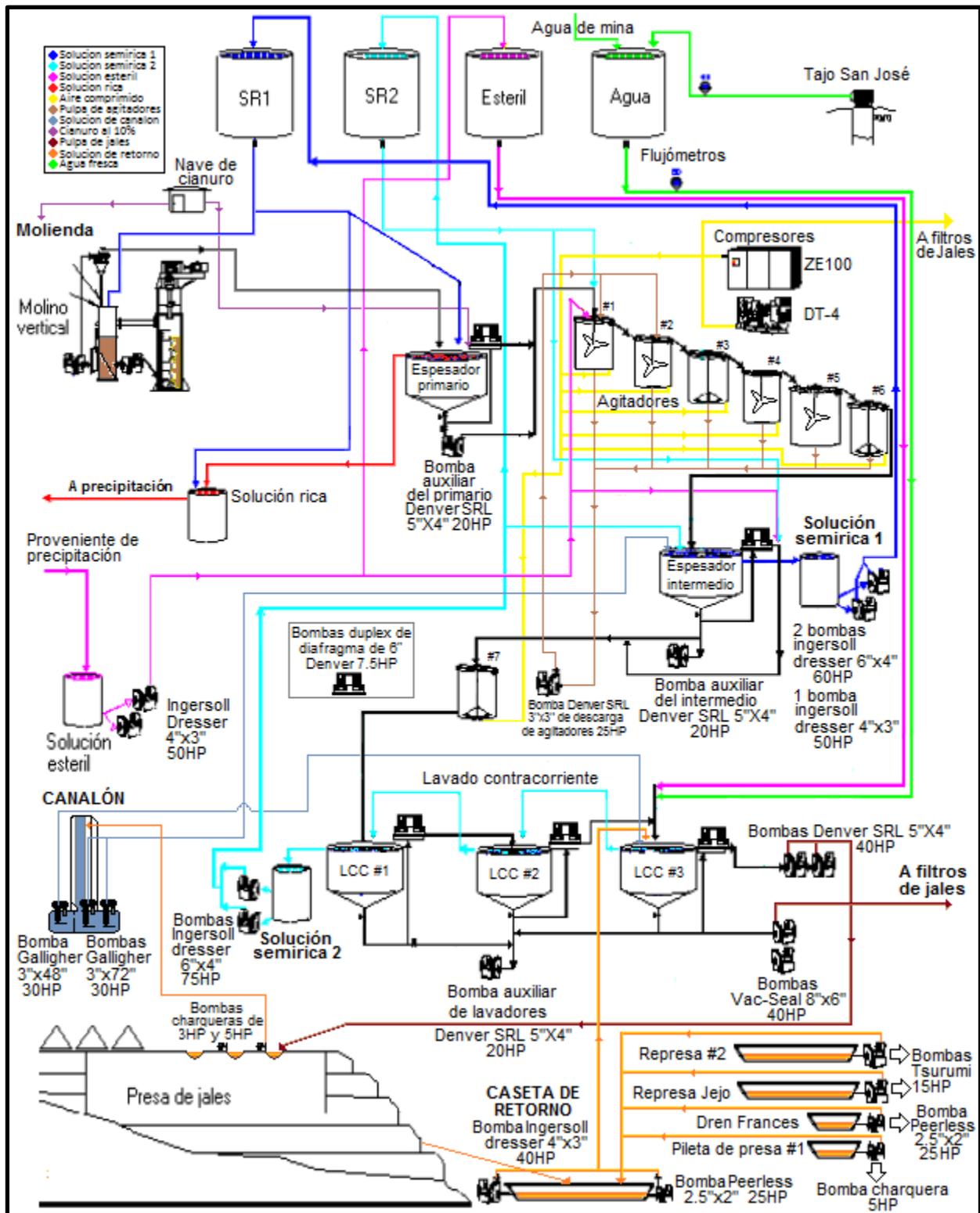


Ilustración 14.- Diagrama de flujo del área de tratamiento químico.

**Tabla 4. Especificaciones del equipo de tratamiento químico.**

<b>EQUIPO</b>	<b>MARCA</b>	<b>TIPO</b>	<b>MEDIDA</b>	<b>MOTOR (HP)</b>	<b>RPM</b>	<b>UBICACIÓN</b>
<b>5 bombas dúplex</b>	Denver	Diafragma	6"	7.5	1750	En cada tanque espesador
<b>Bomba auxiliar del primario</b>	Denver	SRL-C	5"x4"	20	1750	Espesador primario
<b>Bomba auxiliar del intermedio</b>	Denver	SRL-C	5"x4"	20	1762	Espesador intermedio
<b>Bomba auxiliar de Lavadores</b>	Denver	SRL-C	5"x4"	20	1800	Espesadores lavadores
<b>2 bombas de jales</b>	Denver	SRL-C	5"x4"	40	1780	Espesador #3
<b>Bomba SSR1A</b>	Ingersoll Dresser	Horizontal	6"x4"	60	1785	Espesador intermedio
<b>Bomba SSR1B</b>	Ingersoll Dresser	Horizontal	6"x4"	60	1785	Espesador intermedio
<b>Bomba SSR1C</b>	Ingersoll Dresser	Horizontal	4"x3"	50	3535	Espesador intermedio
<b>Bomba SSR2A</b>	Ingersoll Dresser	Horizontal	6"x4"	75	1780	Espesador #1
<b>Bomba SSR2B</b>	Ingersoll Dresser	Horizontal	6"x4"	75	1780	Espesador #1
<b>2 bombas de solución estéril</b>	Ingersoll Dresser	Horizontal	4"x3"	50	3535	Desagüe de precipitación
<b>Bomba Galligher</b>	Pipsa	Vertical	3"x48"	30	1750	Canalón
<b>2 Bombas Galligher</b>	Pipsa	Vertical	3"x72"	30	1750	Canalón
<b>Compresor de aire</b>	Atlas copco	ZE-110	29 psi	150	3580	Nave de generadora eléctrica
<b>Compresor de aire</b>	Atlas copco	DT-4	24 psi	100	1800	Nave de generadora eléctrica
<b>Generadora eléctrica</b>	FG Wilson	P900E1	786 KW	1050	1800	Nave de generadora eléctrica

### 3.3.4 FILTROS DE JALES

El objetivo principal de los filtros de jales es separar el sólido y el líquido de la pulpa proveniente del lavador #3 en tratamiento químico, con ayuda de un medio filtrante que es una lona especial que recubre en su totalidad el cuerpo del filtro.

Esta zona cuenta con cuatro filtros rotatorios de vacío marca Eimco y de medidas 12'x14'. La pulpa proveniente del LCC #3, es impulsada por una bomba vacseal 8"x6" de 40HP, esta es descargada en un cajón repartidor que se ubica en la parte superior del área, este cajón alimenta de manera directa a los filtros #1 y #3, a su vez hay una línea que conecta con otro cajón y el cual sirve para alimentar a los filtros # 2 y #4, para regular la alimentación de cada filtro se abren y cierran unos dardos ubicados en el interior de los cajones de alimentación.

El filtro se compone de dos partes fundamentales:

- Tanque o charola: Donde se recibe la pulpa a filtrar.
- Tambor: Cuerpo del filtro, parte rotatoria.

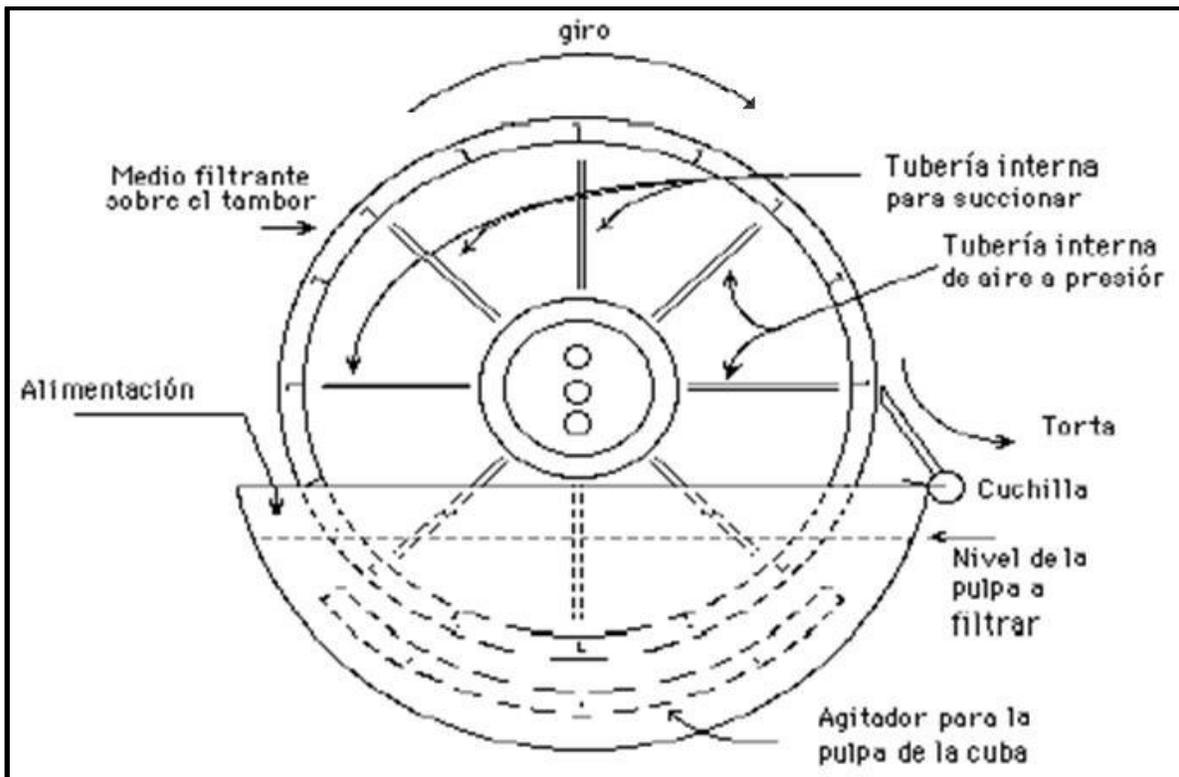


Ilustración 15.- Esquema general del funcionamiento del filtro de tambor rotatorio con zonas de vacío para filtrado, secado y lavado y zona de aire a presión para el desprendimiento de la torta.

La pulpa es alimentada en la charola y para mantenerla mezclada de manera homogénea el interior del filtro tiene un mecanismo agitador con movimiento de vaivén, la superficie externa del tambor está dividida en un cierto número de compartimentos, aislados unos de los otros, y la superficie externa como ya se mencionó va recubierta por completo con un medio filtrante, en este caso es una lona especial, véase ilustración 15, esquema general de funcionamiento de un filtro de tambor.

La lona debe de tener las siguientes características:

1. Retener los sólidos que han de filtrarse, dando un filtrado suficientemente claro.
2. No debe de obstruirse o de cargarse en una sola sección.
3. Debe ser químicamente resistente y tener la suficiente consistencia física para resistir las condiciones del proceso.
4. Permitir la descarga limpia y completa de la torta formada.

Hay varios tipos de lonas, los líquidos corrosivos requieren otros medios filtrantes tales como tela de vidrio, tela de acero, inoxidable o metal monel. Los tejidos sintéticos tales como nylon, polipropileno, dacrón, entre otros, también son muy resistentes, la que utilizamos aquí es una lona de tela con los tejidos y grosor adecuado para la operación en el área.

La pulpa intenta ser succionada mediante vacío, el cual es proporcionado por medio de bombas de vacío, pero queda esta queda atrapada en la lona filtrante, el sólido queda pegado en el perímetro del filtro en forma de una torta cuyo grosor oscila entre los 7/16" y 7/8", el líquido filtrado pasa por el medio filtrante, descargándose por la parte central del tambor a un colector de aire, y en seguida a un tanque colector de solución filtrada, la torta sólida sigue su camino a lo largo del tambor y va deshidratándose poco a poco, por medio de la succión de aire, después de la zona de secado sigue la zona de desprendimiento, de la torta la cual se realiza inflando la lona con inyección de aire, y con la ayuda de una cuchilla se realiza el desprendimiento, aquí termina el ciclo, la lona vuelve a entrar en contacto con la pulpa y se comienza un nuevo ciclo, véase ilustración 16, flujo de vacío y flujo de solución filtrada en un filtro de tambor.

Los filtros de tambor cuentan con mecanismo de velocidad variable, lo que permite eficientar la operación de los mismos. Además, estos equipos en su proceso tienen dos ciclos de trabajo, siendo el de filtrado y soplado. El primero normalmente ocupa un 85 % del ciclo total de trabajo y el segundo el 15 % del tiempo restante, siendo el ciclo total alrededor de 4 minutos, es decir el ciclo de filtrado aproximadamente poco más de tres minutos y el ciclo de soplado poco menos de un minuto, la razón de que dure más el ciclo de filtrado es para poder permitir la menor cantidad de humedad en la torta.

Para lograr el filtrado, el equipo está conectado a una bomba de vacío (marca Nash de 125HP) mediante una trampa de humedad y un tanque colector, teniendo este último la función de recibir la solución filtrada, la cual va a ser depositada en el canalón y será enviada con una ayuda de una bomba Galligher 3"x48" de 30 HP hacia el LCC #3 incorporándose así al sistema de tratamiento químico para su reutilización. Es importante mencionar que las bombas de vacío ocupan necesitan un líquido refrigerante que funcionara como enfriamiento, este es alimentado de una línea de solución estéril a una pileta en el área y por medio de una bomba Goulds 3"x2" de 20HP es impulsada a cada una de las cuatro bombas de vacío, después sale y vuelve a ser alimentado a la pileta formando un circuito.

El ciclo de soplado tiene la finalidad de desprender la torta producida durante el filtrado. Y para esto, el filtro está conectado también a un soplador, el cual, mediante aire a baja presión, produce el "inflado" de la lona del filtro, provocando el desprendimiento de la torta.

La torta desprendida cae de manera directa a la banda de jales #1, que a su vez la llevará la banda #2 para luego ser depositados en el stock de jales el cual tiene una capacidad de 2000 ton, véase ilustración 17, flujo de pulpa en un filtro de tambor.

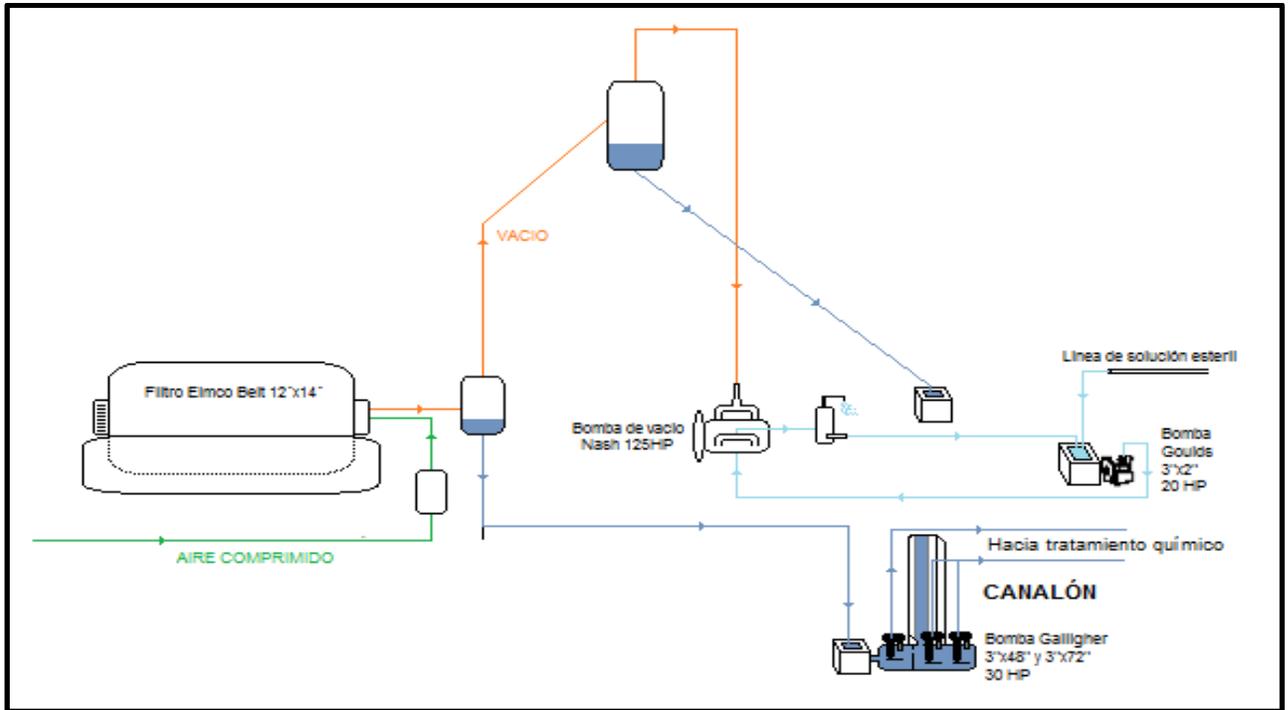


Ilustración 16.- Flujo de vacío y solución en cada filtro de tambor.

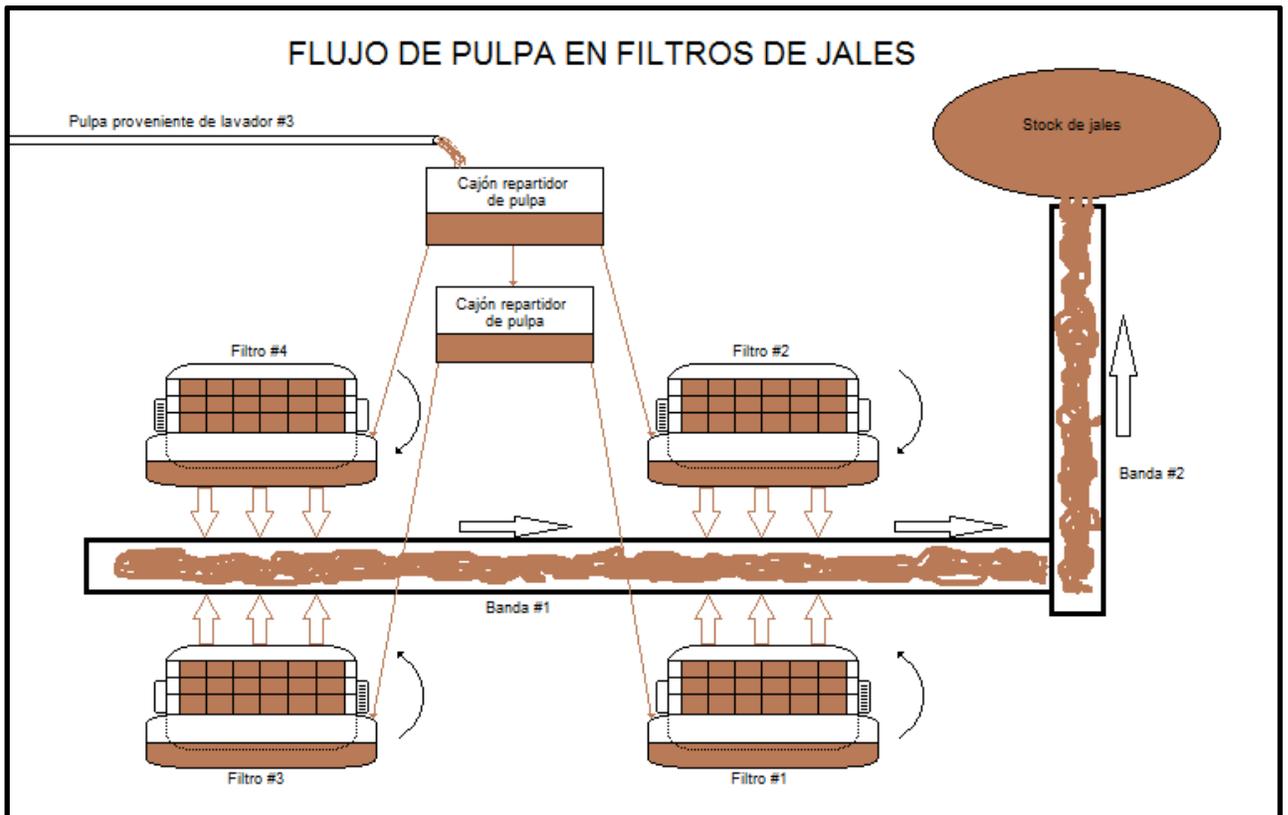


Ilustración 17.- Flujo de pulpa en filtros de jales.

**Tabla 5. Especificaciones del equipo de filtros de jales-**

EQUIPO	MARCA	TIPO	MEDIDA	MOTOR (HP)	RPM
<b>4 filtros de tambor</b>	Eimco	Rotatorio	12" x 14"	5	1755
<b>4 mecanismos</b>	Eimco	Agitador	2.25"x150"	3	1765
<b>4 bombas de Vacío</b>	Nash Pump	De vacío		125	1780
<b>2 bombas vacseal</b>	Pipsa	Vacseal	8"x6"	40	1762
<b>Banda #1</b>			40 m	5	1755
<b>Banda #2</b>			81 m	5	1765

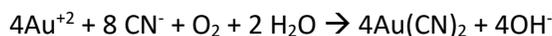
### 3.3.5 PRECIPITACIÓN Y FUNDICIÓN

El objetivo principal del área de precipitación es precipitar el oro y la plata disueltos en la solución de cianuro adicionando polvo de zinc logrando recuperaciones arriba del 90%.

Las plantas de cianuración por agitación que utilizan generalmente el proceso denominado merrill-crowe deben de hacer primero una separación sólido líquido de la pulpa lixiviada, tal separación es llevada a cabo por tanques de sedimentación y después por varias etapas de filtración para obtener una solución rica con sólidos en suspensión a menos de 3 ppm. Estos sólidos en suspensión son medidos con un turbidímetro, y también pueden ser dados en unidades de turbidez que son NTU'S. La NTU es la abreviación de Nephelometric Turbidity Unit, y es la unidad en la que se mide la turbidez de un fluido o la presencia de partículas en suspensión en el agua, cuantos más sólidos en suspensión haya en el agua, más sucia parecerá esta y más alta será la turbidez. La turbidez de las soluciones puede estar dada por dos unidades que son las unidades de NTU y las unidades de sólidos en suspensión (SS) los cuales se cuantifican en mg/l o PPM, existe una relación entre Sólidos en Suspensión y NTU. La relación entre NTU y sólidos en suspensión es la siguiente, 1 mg/l (ppm) equivale a 3 NTU, por ejemplo, SS de 300 mg/l (ppm) son 900 NTU.

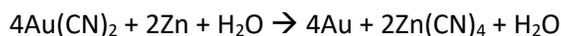
#### ➤ QUÍMICA DEL PROCESO MERRIL-CROWE

La reacción esencial en la disolución del oro en solución alcalina de cianuro es:



La plata se disuelve de la misma forma.

La precipitación de oro y plata de soluciones de cianuro con polvo de zinc es un proceso de cementación la cual es la siguiente:



Debe haber suficiente cianuro libre en la solución para disolver el producto de la reacción del zinc y permitir que la reacción sea completa.

La principal eliminación de oxígeno disuelto debe ser por desaireación en vacío, para bajar el oxígeno disuelto a 1.0mg/l y preferentemente debajo de 0.5mg/l ya que disminuye la tendencia del oro y la plata a redisolverse en cianuro y ayuda a prevenir la disolución del zinc, reduciendo el consumo de zinc. Altas concentraciones de zinc pueden formar hidróxido de zinc insoluble que puede pasivar la superficie del zinc y reducir la eficiencia de precipitación de los valores. La concentración del Zn varía dependiendo de acuerdo con el pH, la concentración de cianuro y los valores disueltos.

### ➤ DESCRIPCIÓN DEL PROCESO MERRIL-CROWE

La solución rica del rebose del tanque espesador primario es dirigida a un tanque de rebose, después este tanque de rebose distribuye la solución a seis piletas de filtros butters para dar el primer filtrado y obtener solución clarificada de menos de 3ppm o en defecto 9 NTU's. Las piletas de filtros butters son piletas que en el interior tienen una serie de marcos de tubo de acero de 2.1m de largo por 1.85m de ancho, estos marcos son recubiertos con lonas en base de tela de polipropileno, estos marcos una vez sumergidos en la solución rica operan con succión que generan las bombas clarificadoras que alimentan a la torre desoxigenadora. Cada piletta tiene una capacidad de 20.52 m<sup>3</sup> a su vez cada una cuenta con 16 marcos operando de manera simultánea para dar el gasto de solución requerida, el área de filtración total, que tenemos en los filtros butters está dada de la siguiente manera: 2.1m x 1.85m x 96 marcos x 2 caras de cada marco = 745.92 m<sup>2</sup>, estos marcos antes de operar son cubiertos por tierra diatomáceas (dicalite) como ayuda filtrante cada que se lava una piletta, las piletas son lavadas de manera constante en promedio de 3 piletas al día para desprender los sólidos acumulados en las caras. Primero se cierran válvulas de succión, se vacía la piletta, se lavan las caras de cada marco con solución a presión, una vez lavado es llenada con solución y son preparados 3 bultos de dicalite (60 kg en total) con solución asegurándose que la mezcla sea homogénea, el dicalite es adicionado en la parte superior y al mismo tiempo se abren las válvulas de succión y así se forma una precapa en las caras de las lonas.

Una vez clarificada la solución es bombeada a la torre de desoxigenación por medio de bombas Ingersoll Dresser 4"x3" de 50 HP con el fin de reducir en lo más mínimo el oxígeno disuelto en la solución ya que esta causa una redisolución del oro y la plata lo cual conlleva un mayor gasto de zinc y la pérdida de valores en la solución estéril. La torre de vacío opera con dos bombas marca AGM de 50 HP las cuales alcanzan una presión barométrica absoluta de 24 mmHg. La solución clarificada también llamada solución de cabeza es cuantificada por medio de un flujómetro electrónico marca Krohne de 4" que contabiliza por unidades de m<sup>3</sup>/hr.

Ya que la solución se encuentra desoxigenada pasa a la precipitación con polvo de zinc el cual es adicionado mediante un dosificador de tornillos marca Accurate 302 SCR D.C. DE 1/8 HP que descarga en un cono metálico que es retroalimentado con solución estéril, justo en este cono metálico también es adicionado acetato de plomo a razón de 0.69444 g/min (1kg/día) el acetato de plomo lo que hace es mejorar las reacciones químicas de cementación del oro y la plata con el zinc aumentando hasta en un 30% la recuperación y disminuyendo el consumo de zinc, también se

adiciona un poco de cianuro a razón de 0.1 Kg/min en promedio con el fin de eliminar impurezas, esta adición es variable, el cono está ubicado justo antes de las bombas goulds verticales 3"x4" de 75 HP las cuales bombean la solución hacia los dos filtros prensa marca Sperry que tienen un juego de 32 placas y marcos por filtro, ambos operan simultáneamente y tienen una presión máxima de 80 psi y tienen una capacidad de filtración de  $6 \text{ ft}^3/\text{min}/\text{ft}^2$ , estos filtros prensa son el segundo filtrado del proceso y son los encargados de separar el precipitado de oro y plata de la solución estéril que también es llamada solución de cola.

El proceso de precipitación es controlado por un operador en el área, el trabajo que desempeña esta persona consiste en tomar muestras hora con hora con el fin de saber que valores en solución de oro y plata tenemos en el momento tanto en cabeza como en cola y así saber el porcentaje de recuperación, las muestras son sacadas en dos puntos a) en la línea de solución cabeza que va de las bombas clarificadoras hacia la torre de vacío donde se encuentra el flujómetro, b) en la línea proveniente del interior de fundición de la descarga de los filtros prensa, ambas son tomas pequeñas donde ha sido manipulada la línea para poder colocar válvulas selenoides electrónicas que cortan cada 5 minutos, para ambos casos las líneas de las válvula selenoides cortan un poco de solución y esta va siendo depositada en barriles contenedores, hora con hora el operador va y recolecta lo que se ha acumulado y toma una muestra tanto de cabeza como de cola, luego lo acumulado por hora va a ser depositado en un barril de mayor volumen y cada medio turno (4 horas) se toma muestra para su posterior embotellamiento e identificación ya que se manda a laboratorio para el reporte de ensaye diario, se tiene como resultado al turno 4 muestras, la cabeza "A" y cola "A" a medio turno y la cabeza "B" y cola "B" a final de turno. Las muestras que se tomas por hora son llevadas al cuarto de aparato de absorción atómica y son leídas tanto en oro como en plata, los datos quedan registrados en el reporte diario de operación. Los resultados de cabeza no son controlados por planta de beneficio ya que ese dato depende directamente de la ley alimentada por mina, sin embargo la cola si depende directamente de planta, cuando todo marcha bien, la cola tanto en oro como en plata debe ser menor a 0.090 ppm, cuando este valor está más elevado se tiene que verificar el funcionamiento de los equipos como lo son las bombas clarificadoras, las bombas de vacío de la torre desoxigenadora, la bomba vertical Goulds, la dosificación de zinc y de acetato de plomo, si se detecta una falla en alguna bomba, se tiene que hacer el cambio inmediato a la bomba en que se encuentra en reposo y se debe de reportar a mantenimiento mecánico o eléctrico según sea la falla para su corrección inmediata, véase ilustración 18, proceso Merrill Crowe y fundición.

El operador también se encarga de medir la turbidez de la solución para poder medir la eficiencia del filtrado, el muestreo se hace en tres puntos, a) En la solución de rebose del tanque primario, cuyos valores oscilan entre los 15 y 100 NTU's, por arriba de este rango se considera alta la turbidez y puede ser controlada con la adición de más cal en el área de molinos, b) en la solución clarificada o de cabeza, los valores oscilan entre 0.5 y 3.0 NTU's, con valores superiores a este rango se debe de inspeccionar marcos de las piletas butters ya que lo más probable hayan sufrido rupturas o desgarres en la lona y costuras, si puede repararse se hace, si no, simplemente se cancela cerrando la válvula de succión y c) en la solución estéril o de cola, donde los valores siempre serán inferiores a 1.0 NTU's, esto se realiza con ayuda de un turbidímetro marca Hach instalado en el área de oficina de supervisión.

➤ **DESCRIPCION DEL PROCESO DE FUNDICION.**

Después de cierto tiempo los filtros prensas llegan a su capacidad y tienen que ser abiertos para extraer el precipitado de su interior a pasarlo en el secador el cual llega a alcanzar temperaturas de 600°C, una vez que el precipitado está seco, es mezclado con reactivos químicos que son los encargados de disminuir el punto de fusión y a su vez eliminar impurezas para luego ser depositado en el horno de gas con capacidad de 400kg.

El horno de gas requiere un precalentamiento que lo hará alcanzar una temperatura de 1100°C, una vez que se tiene esta temperatura se agrega la mezcla del precipitado con los reactivos, se le da una agitación manual antes de que empieza a fundirse, y una vez fundido se comienza a vaciar la escoria por decantación y también con ayuda de un cono de acero. Ya que no tiene escoria lo que nos queda es dore fundido, el cual es vaciado en moldes lingoteros donde se deja enfriar obteniendo barras dore de un peso promedio de 20kg, las barras son moldeadas con un cincelador, un pinzón y un cincel desincrustador, se cepillan, pesan y se empaican en bolsas de lona con sello de plomo terminando así el producto final.

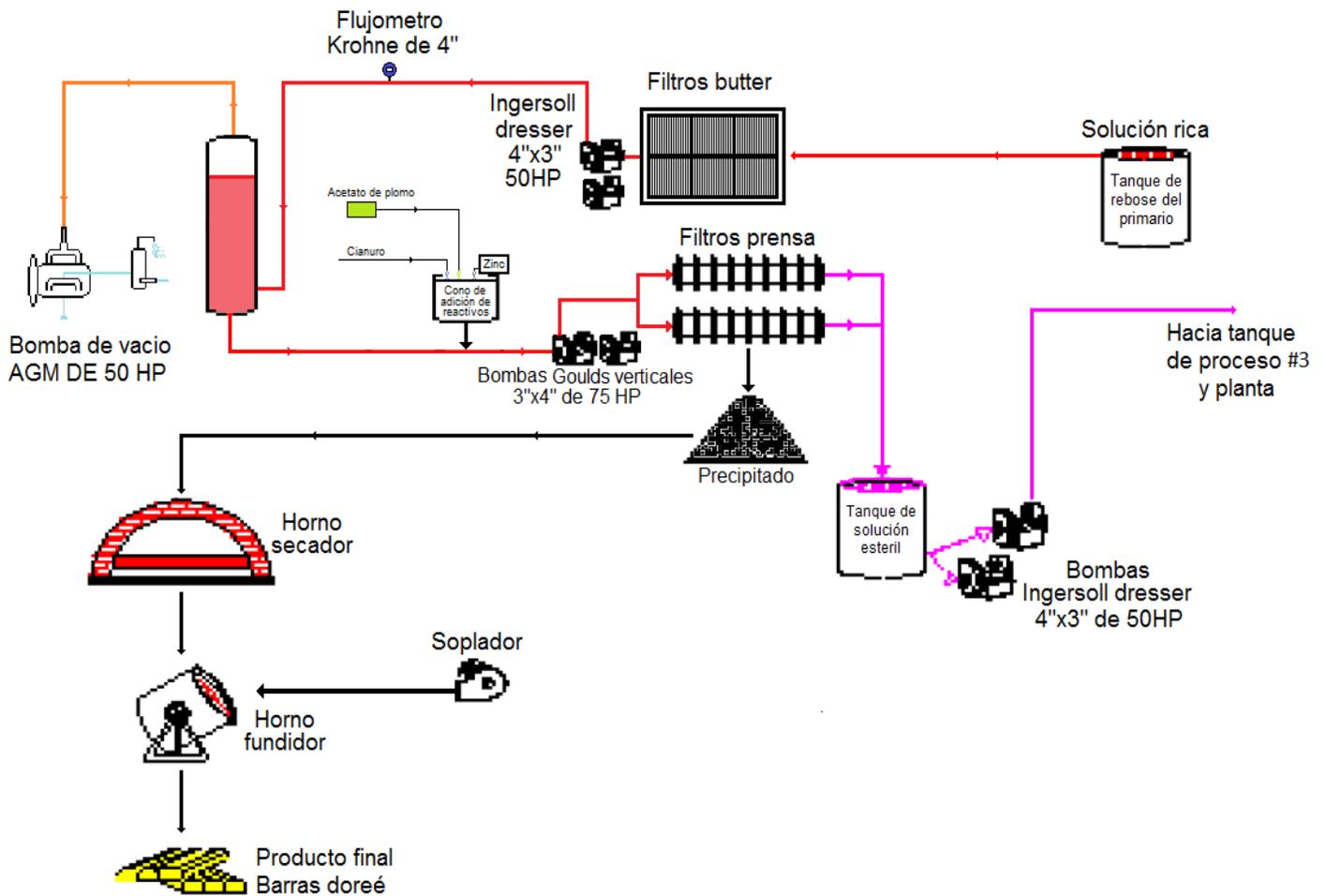


Ilustración 18.- Diagrama de flujo del proceso Merrill-Crowe y fundición.

**Tabla 6. Especificaciones del equipo de precipitación y fundición.**

EQUIPO	MARCA	TIPO	MEDIDA	MOTOR (HP)	RPM
<b>2 Bombas Clarificadoras</b>	Ingersoll dresser	Horizontal	4" x 3"	50	1780
<b>2 Bombas de vacio</b>	AGM	Horizontal		50	1760
<b>2 Bombas verticales</b>	Goulds	Vertical	4" x 3"	75	3555
<b>1 Flujómetro</b>	Krohne	De paso	4"		
<b>1 Dosificador de zinc</b>	Accurate	De tornillo	Para 18 Kg	1/8	
<b>2 filtros prensa</b>	Sperry	Prensa	Para 80 psi		
<b>1 horno secador</b>	Inducto Therm	Inducción con crisol basculante	Para 500 Kg	167	
<b>1 horno fundidor</b>	Mercury retort	Gas		40	

### 3.3.6 PRESA DE JALES

Una presa de jales es el acumulamiento ordenado y sistemático de manera planeada del material de desecho resultado de las operaciones mineras en la extracción de valores, son el fin de constituir un depósito estable a largo plazo.

La presa de jales era originalmente creada mediante el método aguas arriba con cicloneo de jales, pero después del año 2006 el método cambio pues se puso en funcionamiento el área de filtros de jales cuando se llevó a cabo el plan de estabilización y ampliación de la presa de jales.

El método anterior de aguas arriba por cicloneo consiste en que la corona de la presa se mueve progresivamente hacia aguas arriba según se eleva el depósito. Si la proporción de arenas gruesas en los jales es pequeña, dará como resultado una pared exterior del material de alta resistencia, de espesor suficiente. Lo jales eran bombeados hacia la corona de la presa y estos eran recibidos por un hidrociclón que separaba los finos de los gruesos:

- El flujo inferior contiene partículas más gruesas y menos agua, eran dirigidas hacia la pared de la cortina de la presa
- El flujo superior son partículas más finas y más agua eran dirigidas hacia el centro en el vaso.

Sin embargo, como ya se mencionó en el año 2006 se puso en operación el área de filtros de jales, puesto que se en aquel año se observó que en el futuro era necesario hacer una estabilización y ampliación de la presa de jales debido a que se observó en base a antecedentes de otras instalaciones y de la misma unidad San Martín los jales depositados con altos porcentaje de humedad presentan mayores riesgos y también mayores impactos ambientales, por lo que se vio

era necesario implementar el depósito de jales filtrados con un máximo de humedad del 30%, esto conllevó a su vez a un correspondiente y muy significativo ahorro de agua y de reactivos principalmente cianuro, y desde el punto de vista ambiental constituyó el mayor beneficio pues se redujo considerablemente el impacto ambiental, la ilustración 19 muestra una vista general del depósito de jales filtrados.



**Ilustración 19.-** Vista general del depósito de jales filtrados dirección del este hacia el oeste.

En el método actual el lugar donde son colocados los jales es erróneamente llamado presa de jales pues ya no es una presa como tal, más bien es un apilamiento de jales filtrados en seco, los jales son recogidos desde el stock de jales con equipo diésel, a razón de 850 ton/día en promedio, dependiendo directamente de la producción, los jales son recogidos con una excavadora y son colocados en camiones de volteo de 8 m<sup>3</sup> los cuales son llevados a la corona del depósito y son acomodados de manera ordenada y sistemática a lo largo de toda la plataforma asegurándose que no haya mayor acumulación de un lado que de otro manteniendo la homogeneidad en la deposición de los jales, las características de la deposición de jales filtrados se efectúa en capas de no más de 30 centímetros compactadas al 85% de la prueba estándar, el procedimiento para ir conformando el sitio del depósito es el siguiente:

- Se van formando escalones de un ancho de seis a ocho metros.
- Se van depositando simultáneamente hasta en tres diferentes niveles o bancos.
- Se tiene una motoconformadora que trabaja permanentemente en la zona para ir conformando el residuo. El mismo equipo efectuará la compactación a la pasada.

La ilustración 20 muestra como los jales filtrados son apilados en la plataforma del depósito o comúnmente esta zona es llamada vaso de la presa.



**Ilustración 20.-** Jales filtrados apilados sobre la plataforma del deposito

El material que proviene del stock de jales tiene contenidos de humedad mayores que los óptimos para la compactación alrededor del 22%, para poder secar el mineral a un contenido óptimo se apilan donde son van a ser depositados y luego se deja secar has alcanzar la humedad deseada que es alrededor del 14% al 16%, este proceso tarda alrededor de 8 a 12 días, una vez pasado este tiempo el material está listo para ser compactado.

Se tiene que hacer mención a que actualmente se cuenta hacia el interior del depósito con 3 zanjas de contención de jales lodosos, estas zanjas fueron construidas con la intención de recibir pulpa directa de planta desde el lavador #3 por medio de bombas Denver 5x4 de 40HP con ayuda de una línea móvil de manguerón estrupack de 4", la pulpa únicamente es enviada de manera directa cuando se tienen fuera de operación los filtros de jales por mantenimiento mecánico o cuando hay problemas de clarificación en los tanques lavadores de tratamiento químico. Cuando una de estas fosas es llenada al límite permisible, el flujo es direccionado hacia otra fosa, y si también se llena el flujo vuelve a ser direccionado hacia la última fosa que se tiene en la presa, mientras esto pasa la primera de ellas ya habrá estado seca y con ayuda de excavadora se procede a limpiarse lista para recibir material en caso de ser necesario siendo así un ciclo continuo de operación.

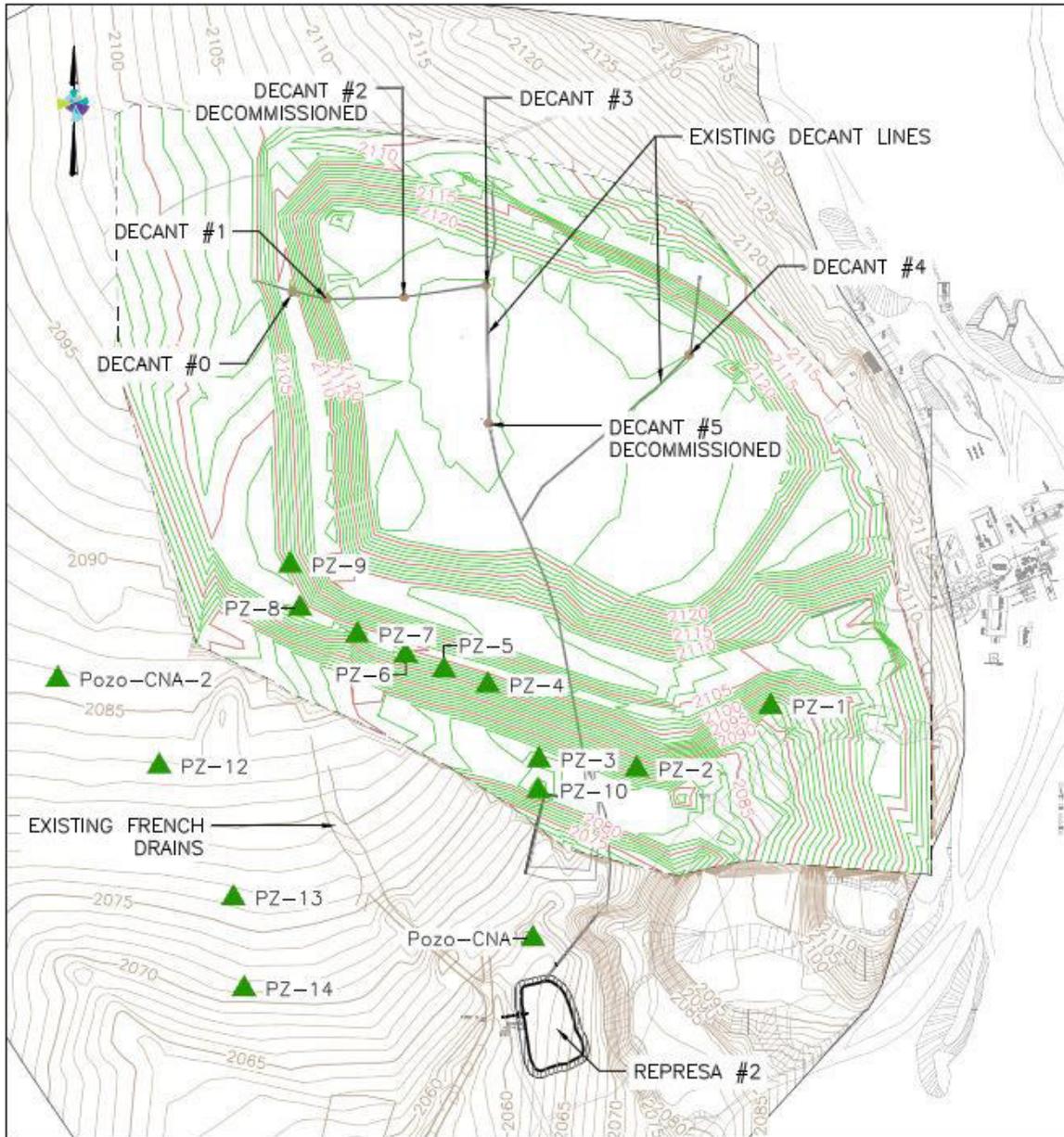
La ilustración 21, muestra cómo se tienen las fosas o zanjas de contención de secado de jales lodosos para su secado y posterior bombeo de solución hacia la planta de beneficio.



**Ilustración 21.-** Fosa de secado en la plataforma de apilamiento en seco de San Martín para el almacenamiento temporal de jales lodosos

Estas fosas acumulan los jales lodosos que han sido enviados y una vez que los sólidos han sido sedimentados se acumula solución, dicha solución es extraída por medio de bombas charqueras de 3 o 5 HP para ayudar al secado de la fosa, la solución tiene dos maneras de reincorporarse al proceso, una es de manera directa por medio de una línea de 2" que viene de la boquilla de la bomba y que descarga en el canalón principal de planta y la otra forma es que la descarga de la bomba sea canalizada a una de las torres de decantación (también llamados "chinos") ubicadas en la zona superior del depósito, y de aquí seguirá su camino hacia aguas abajo y llegará a la caseta de retorno, ubicada en la zona sur de la presa, de caseta de retorno la solución es enviada directamente a planta hasta el lavador contracorriente #3.

Las torres de decantación fueron instaladas de acuerdo a las especificaciones originales de la presa de jales y se decidió seguir dejándolos aun cuando se modificó el proceso para la ampliación de la presa de jales en el 2006, esto con la finalidad de seguir captando las filtraciones resultantes. Originalmente eran 6 chinos sin embargo el #2 fue desactivado en el 2014 y el #5 en el 2015, esto por ya no ser necesarios ya que los cuatro restantes solventan las filtraciones resultantes, a continuación, la ilustración 22 muestra la distribución de estas torres de decantación:



**Ilustración 22.-** Ubicación de las torres de decantación en la presa de jales

Además de las torres de decantación y sus túneles, existe otra línea de drenado de solución filtrada que es el dren Francés, dicho dren fue construido en el 2006, es una obra que tiene el propósito de contener y canalizar las infiltraciones aún existentes que se presentan en la zona suroeste, se trata de un tubo de 8" de diámetro ranurado dentro de un lecho de grava conformado con un geotextil, tiene una longitud de 319m este desemboca a una pileta que a su vez activa una bomba peerles de 2 x 1 de 25HP en automático bombeando la solución acumulada hacia la caseta de solución de retorno, durante época de sequía reporta 250m<sup>3</sup>/mes mientras que en la de lluvias se reportan 2000m<sup>3</sup>/mes. En la imagen superior podemos ver su localización aproximada.

Para la captación de solución de diferentes puntos y para su posterior reintegración al proceso de planta de beneficio tenemos la zona de caseta de retorno, esta se encuentra ubicada a unos 100 metros en la zona sur de la presa de jales, en esta zona llega solución de diferentes puntos:

- Solución directa de los chinós en la presa de jales.
- Solución del dren francés.
- Agua de lluvia provenientes de berma #3 y berma #4.
- Solución de la pileta de presa #1 (llamada así pues está ubicada en la extinta represa #1 y colecta un poco de filtraciones desde presa)
- Flujo de salida de la cisterna de drenaje sanitario.

En promedio al día se bombean 40 m<sup>3</sup> de solución por medio de dos bombas una en que se encuentra en reposo y la otra en operación, una es una Ingersoll Dresser 4x3 de 40 HP y la otra es una peerles 2x1 de 25HP, la descarga de estas bombas va a dar a tratamiento químico, justamente en el lavador #3.

Cuando la solución no es requerida en planta, se cuenta con una pileta de demasías a la cual se le conoce por el nombre de represa #2, esta represa es alimentada por una cuneta que va desde la parte superior de la caseta de retorno cuando se llena y comienza a rebosar, posee unas medidas de 55 X 43 X 4.30 m (largo ancho profundidad), tiene una capacidad al 80% de 8,135 m<sup>3</sup> de almacenamiento y cuenta con un recubrimiento de impermeabilización de polietileno de alta densidad esto con la finalidad de evitar infiltraciones al subsuelo. Como ya se dijo esta represa está diseñada para recibir los posibles derrames de presa de jales sobre todo en época de lluvias, y también los derrames de la caseta de retorno. En esta zona se ubica una bomba tsurumi de 15 HP que opera en modo manual, y cuando es necesario se activa y la solución es bombeada a la pileta de caseta de retorno para su posterior bombeo hacia planta.

También se cuenta con una última represa especialmente diseñada para captar toda el agua resultante de precipitación pluvial, se le conoce ordinariamente por el nombre de represa de “Jejo”, se ubica en la zona suroeste de la unidad a 60 metros aproximadamente de la represa #2 y su fin es retener la mayor cantidad de agua de lluvia posible para que en épocas de sequía sea aprovechada para el proceso, la capacidad de la represa es de 10,000 m<sup>3</sup> la cual, por cuestiones de seguridad, solamente es aprovechada al 90% de su capacidad total, aquí también se encuentra una bomba tsurumi de 15HP y la descarga va a dar hacia la represa #2.

### **3.4 MODULO DE ADSORCION, DESORCION Y RECUPERACION “ADR”**

El término ADR se refiere a adsorción, desorción y recuperación y es la abreviatura de las tres etapas que son llevadas a cabo para la recuperación del oro mediante el uso de carbón activado.

Adsorción: La adsorción es un proceso en el cual átomos, iones o moléculas de gases, líquidos o sólidos disueltos son atrapados o retenidos en una superficie, es un fenómeno de transporte de masa del tipo convectiva puesto que para la transferencia de átomos es necesario que el adsorbato (solución con valores) tenga un flujo continuo a lo largo del

adsorbente (carbón activado) para poder realizar la transferencia, en contraposición a la absorción, que es un fenómeno de volumen. Es decir, la adsorción es un proceso en el cual un agente soluble (adsorbato, para nuestro caso oro y plata) es eliminado del medio acuoso mediante el contacto con una superficie sólida (adsorbente, para nuestro caso carbón activado). El proceso inverso a la adsorción se conoce como desorción, pero eso es otro punto. La adsorción en nuestro caso se refiere a depositar los valores de oro y plata en el carbón activado.

**Desorción:** La desorción como ya se dijo es el caso contrario a la adsorción, es el fenómeno en el cual el adsorbato abandona el adsorbente al alcanzar cierta temperatura y presión, en otras palabras, es cuando el oro y la plata son retirados del carbón activado suministrándoles temperatura y estos son depositados a una solución que será llamada solución rica.

**Recuperación:** La solución rica que ya contiene valores de oro y plata, llega hacia una celda electrolítica (módulo electrowinning) compuesta por ánodos de acero inoxidable y cátodos de plástico forrados con lana de hierro, donde se hace pasar una corriente de 10 volts a través de los electrodos para que así los valores de oro y plata que llegan en la solución rica sean depositados en la lana de hierro del cátodo. Básicamente este proceso consiste en recuperar el metal valioso desde una solución de lixiviación debidamente condicionada (solución electrolito) para después se depositado en un cátodo utilizando un proceso de electrólisis. Para ello se hace circular a través de la solución electrolito una corriente de baja intensidad entre un ánodo y un cátodo de tal manera que los iones de los metales de interés son carga positiva (cationes) son atraídos por el polo de carga negativa (cátodo) depositándose en él. Terminada la electro-deposición de los valores se extraen los cátodos de la celda, se escurren y luego se lavan con agua a presión, se procede a recuperar la lana con el oro y la plata y es colocada en un crisol para su fundida, el metal fundido se vacía en moldes en forma de barra, al enfriarse de elimina la escoria, se pule y acabando esto estará lista para su salida al mercado.

Adicional a lo ya antes mencionado, hay una cuarta etapa en el método ADR, la cual se refiere al proceso de volver a acondicionar el carbón para su siguiente ciclo de uso, esta etapa es descrita a continuación y se conoce como reactivación o regeneración:

**Reactivación o regeneración:** Es la parte donde se recicla el carbón activado, una vez que el carbón ha sufrido la desorción de valores es necesario volver a hacerlo útil, esto se logra sometándolo a temperaturas, esta etapa se le conoce como regeneración térmica, la temperatura que requiere el horno regenerador se encuentra entre los 650° - 750° con la inyección indirecta del aire, también es importante mencionar que el carbón al salir del horno debe de ir directo al tanque de apagado, ya que de tener contacto con el aire se vuelve ceniza. Este tratamiento de regeneración o reactivación es beneficioso y necesario desde el punto de vista de mantener e incrementar la capacidad de adsorción del carbón, posteriormente es necesario que el carbón sea cribado, con el fin de eliminar los finos producidos durante el proceso, el carbón reactivado se debe de mantener acondicionado

con humedad para que esté listo para reingresar al proceso de adsorción en los tanques agitadores de cianuración por donde fluye la pulpa a contracorriente.

La planta de extracción de oro y plata del carbón activado es del tipo presurizado Zadra, que utiliza una solución que contiene hidróxido de sodio al 1.5% (NaOH) y 0.2% de cianuro de sodio (NaCN) a una temperatura de 110° C y una presión de mínimo 70 psi para despojar del oro y la plata adsorbidos (y otros metales) al carbón activado. La solución se prepara en un tanque de donde es bombeada a través de dos intercambiadores de calor y luego al tanque de desorción donde la solución se mueve en modo ascendente a través del lecho de carbón. Esta solución rica fluye entonces a una celda electrolítica, donde los metales solubles son depositados en cátodos de acero inoxidable. La solución es entonces enviada al tanque de solución estéril por medio de una bomba de retorno, de donde se bombea de nuevo para ser calentada antes de moverse a través del tanque de desorción hasta que se extrae el oro adsorbido en el carbón activado.

### ➤ **CARBON MINERAL Y CARBON ACTIVADO**

El carbón mineral es una roca sedimentaria de color negro, muy rica en carbono y con cantidades variables de otros elementos, principalmente hidrógeno, azufre, oxígeno y nitrógeno. La mayor parte del carbón se formó durante el período carbonífero (hace 359 a 299 millones de años) y es un recurso natural no renovable. El carbón se origina por la descomposición de vegetales terrestres que se acumulan en zonas pantanosas, lagunares o marinas de poca profundidad, los restos vegetales se van acumulando en el fondo de una cuenca quedando cubiertos de agua y, por lo tanto, están protegidos del aire el cual los degradaría, después, comienza una lenta transformación por la acción de bacterias anaerobias, un tipo de microorganismos que no necesitan oxígeno para vivir, con el tiempo se produce un progresivo enriquecimiento en carbono y posteriormente pueden cubrirse con depósitos arcillosos, lo que contribuirá al mantenimiento del ambiente anaerobio adecuado para que continúe el proceso de carbonización. El carbón generalmente es utilizado como combustible fósil, es usado ampliamente para generar otras fuentes de energía.

El carbón vegetal es un material combustible sólido, frágil y poroso con un alto contenido en carbono (del orden del 98 %). Se produce por la combustión incompleta de madera y residuos vegetales, con temperaturas que oscilan entre 400 y 700 °C, en ausencia de aire. El poder calorífico del carbón vegetal oscila entre 29 000 y 35 000 kJ/kg, es muy superior al de la madera, que oscila entre 12 000 y 21 000 kJ/kg. El carbón vegetal es el primer material de carbón utilizado por el hombre y su uso data probablemente desde el mismo momento en que se comienza a utilizar el fuego; dado que los trozos de madera carbonizada que quedarían en algunas hogueras pueden considerarse un carbón vegetal rudimentario. De hecho, existen pruebas de que en muchas pinturas rupestres de hace más de 15.000 años el carbón vegetal se utilizaba para marcar el contorno de las figuras, además de usarse como pigmento de color negro cuando se mezclaba con grasa, sangre o cola de pescado. El carbón vegetal se usa mayoritariamente como combustible, no solo de uso doméstico sino también industrial, especialmente en los países en vías de desarrollo. La producción de carbón vegetal tiene un importante impacto ambiental que es necesario disminuir. Dado que el carbón vegetal es un material poroso, otra de sus aplicaciones es su uso como absorbente (capacidad de atrapar moléculas o iones). Así, se sabe que la madera carbonizada se usaba como

absorbente médico en el antiguo Egipto y que en el año 400 a. C. Hipócrates recomendaba filtrar con carbón el agua para beber. Con el tiempo se le dieron usos más avanzados al carbón pues se observó que era un excelente purificador de sustancias, fue entonces necesario realizar una técnica que potencializaría esta propiedad adherente del carbón aumentando la porosidad del mismo dándole así, una mayor área de adherencia, esto es conocido como la activación del carbón. El carbón activado posee una propiedad muy importante y esa propiedad es la adsorción, la cual es la propiedad que posee un material sólido de adherir a sus paredes internas una molécula de algún otro material que fluye a lo largo del sólido, al sólido se le conoce como “adsorbente” y a la molécula como “adsorbato”

Pero ¿Realmente qué es el carbón activado?

El carbón activado es un material carbonáceo altamente adsorbente debido a la particularidad de poseer una estructura cristalina muy elevada que a su vez le proporciona una porosidad interna bastante desarrollada, estos materiales se caracterizan por poseer una cantidad muy grande de microporos los cuales tienen un tamaño inferior a 2 nanómetros de radio, a causa de esta cualidad el carbón puede llegar a tener una superficie de adherencia que va desde los 50 m<sup>2</sup>/g hasta 2500 m<sup>2</sup>/g dependiendo el grado de activación que tenga. De lo anterior podemos definir que el término “activado” se refiere al incremento de superficie de adherencia del material y esto puede lograrse con un ataque químico y/o un incremento en su temperatura. La adherencia del carbón activado la realiza con tal efectividad que actualmente es el purificante más utilizado por el ser humano pues tiene una amplia gama de aplicaciones que van desde:

- Potabilización de agua
- Deodorización y purificación de aire
- Tratamiento de personas con intoxicación aguda pues es considerado el antídoto universal siendo capaz de adsorber toxinas de manera muy eficaz.
- Refinación de azúcar pues evita que este compuesto fermente.
- Decoloración de aceites vegetales, glucosa de maíz y otros líquidos destinados a la alimentación humana.
- Decoloración y deodorización de bebidas alcohólicas
- Recuperación de oro y plata en la industria minera (siendo este punto el que mayor interés tiene para el presente trabajo)

¿Qué le da al carbón activado la propiedad de adsorber, principalmente moléculas orgánicas?

El carbón que comúnmente conocemos es un sólido formado por una cadena de átomos de carbono ligados entre si mediante enlaces simples de tipo covalente, cada átomo comparte cuatro electrones con otros cuatro átomos de carbono formando una cadena ramificada de átomos, los átomos que no se encuentran en la superficie distribuyen sus cuatro uniones de manera equivalente en todas direcciones pero los átomos que si están en la superficie pese a estar unidos a sus cuatro átomos vecinos distribuyen sus uniones en menor espacio y queda entre ellos un desequilibrio de fuerzas, este desequilibrio es el responsable de atrapar una molécula que valla pasando por el fluido donde está el carbón, esta fuerza con la que el carbón de la superficie atrapa a otra partícula se le conoce como “Fuerza de London” que es también de tendencia covalente y que es una de las siete fuerzas

de "Van der Waals", para no entrar en más detalles solo se bastara con decir que esta fuerza de atracción intermolecular es lo suficientemente fuerte para retener el adsorbato pero lo suficientemente débil para que con ayuda de calor y algunos reactivos químicos se pueda desprender el adsorbato de las paredes de adherencia del carbón.

Ahora bien, las partículas que han sido adheridas a las paredes superficiales del carbón tienden a tener su enlace del tipo covalentes, y como las uniones entre átomos de hidrogeno y carbono son covalentes, el carbón por ende es un buen adsorbente de moléculas orgánicas. Cabe mencionar que no todas las moléculas orgánicas tienden a ser covalentes pues en muchas ocasiones estas moléculas suelen tener átomos de elementos altamente electronegativos como oxígeno, azufre, etc., provocando que la molécula tenga una tendencia iónica, pero por otro lado, hay moléculas inorgánicas que no precisamente se comportaran de manera iónica, sino más bien tendrán un comportamiento de tendencia covalente, tal es el caso del dicianuro de oro, el cual es el responsable de que el carbón activado pueda ser usado en la extracción de dicho metal.

¿Cuál es la materia prima de la cual puede obtenerse carbón activado?

Toda partícula que contenga carbón puede ser procesada para su activación, sin embargo, si el carbón está sumamente ordenado (tal como es el caso del diamante y el grafito) será difícil el desplazamiento de átomos de carbono con el fin de crear poros, por eso es que el mejor carbón para crear poros es el que tiene un ordenamiento más débil y disperejo, este carbón por ende será menos duro pero a cambio puede activarse con mayor facilidad. Las materias primas utilizadas para crear carbón activado son maderas suaves (como la de pino) este tipo de carbones de maderas suaves tienen la peculiaridad de crear poros grandes y son usados generalmente para la decoloración de líquidos, por otro lado están los carbones minerales (ligníticos, bituminosos y de antracita) que tienen una diámetro de poros mediano y son usados principalmente para la retención de partículas de distintos tamaños moleculares, y al también están los carbones creados a partir de cascara de coco, hueso de durazno, hueso de aceituna, etc., este tipo de carbones crean poros de tamaño más diminuto y son usados para la purificación de gases y de agua así como para la extracción del oro y la plata en la minería.

¿Qué forma física tiene un carbón activado?

Básicamente son tres formas esenciales, en forma de polvo que es utilizado para la purificación de líquidos, en forma de gránulos de diferentes tamaños utilizados en purificación de líquidos y gases, y en forma de pelets cilíndricos que gracias a su forma cilíndrica producen una menor caída de presión y gracias a esto son usados para la purificación de gases.

¿Cómo se activa un carbón?

Puede ser activado de dos maneras, una es procesos térmicos y otra es por procesos químicos.

Los procesos térmicos consisten en provocar una oxidación parcial del carbón provocando así una formación de poros, pero cuidando que la oxidación no sea excesiva ya que esto provoca que el carbón se gasifique y se pierda gran parte del carbón por evaporación, las temperaturas a las que

este proceso es llevado a cabo, rondan los 600°C a 1000°C y tienen que ser llevados a cabo en una atmósfera controlada (la cual se logra con una inyección de vapor de agua o de nitrógeno)

Los procesos químicos son llevados a cabo en la materia prima antes de ser carbonizada, los reactivos suministrados son agentes deshidratantes (como por ejemplo ácido fosfórico) los que tienen la función principal de romper las uniones que ligan entre sí a las cadenas de celulosa, después es esto el material es carbonizado a una temperatura relativamente baja que ronda los 550°C aproximadamente, una vez efectuada la carbonización el carbón es lavado para eliminar los restos de reactivo y de otros subproductos en el carbón.

¿Cuál es la capacidad de adsorción del carbón activado?

Esta cualidad está dada no tanto por el área superficial de adherencia (que no deja de ser importante), más bien está dada por la proporción de poros cuyo tamaño debe ser el adecuado dependiendo la partícula que se va a adherir, el tamaño de poro adecuado debe de ser entre una y cinco veces el tamaño de la partícula a adsorber, se esta condición es cumplida el carbón activado puede llegar a adsorber entre el 20% y el 50% de su propio peso<sup>2</sup>.

#### **4. METODOLOGÍA**

##### **➤ DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO ADR EN LA UNIDAD**

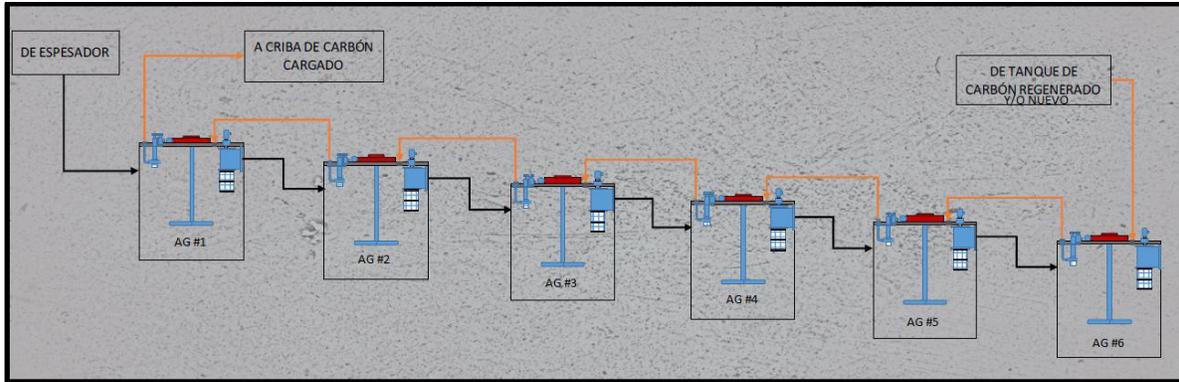
El carbón utilizado en el proceso fue un carbón activado granular grado 900, por grado 900 se refiere al área de superficie (AS) que posee el carbón y viene dado por m<sup>2</sup>/g, se entiende que posee un área activa de 900 m<sup>2</sup>/g, se hicieron las pruebas necesarias y se determinó que el grado 900 era el de mejores condiciones ya que entre más alta el área de superficie el carbón efectivamente tendrá más superficie activa pero por otro lado tiende a ser más frágil debido a que es menor la separación entre poros, posee un tamaño de grano que va de las 6 a las 12 mallas (1.68mm a los 3.36mm aproximadamente) y la materia prima con la que se fabricó es de cáscara de coco.

El carbón llega en súper-sacos de ½ tonelada y es descargado en el tanque de carbón atricionado (TK940) de 5.2 m<sup>3</sup> aquí se le da una primer lavada con agua fresca, antes de ser depositado en los tanques de lixiviación debe pasar por un proceso de atricionado el cual consiste en agitar el carbón con agua fresca durante una hora esto con el objetivo de eliminar todos los finos de carbón y a su vez liberar de burbujas de aire que hay presentes en los microporos del carbón activado. El carbón se manda por medio de una bomba (PC902) HAYWARD CORD 3"x3" de 5HP hacia una criba vibratoria (SC 902) Tyler 2ft x 5ft, se deposita en otro tanque receptor (TK 903) de 5.2m<sup>3</sup> y se le da otro lavado para remover la mayor cantidad de finos, se continúa lavando y una vez que se han eliminado los finos ya está en condiciones de ser transferido hacia los tanques agitadores de lixiviación.

---

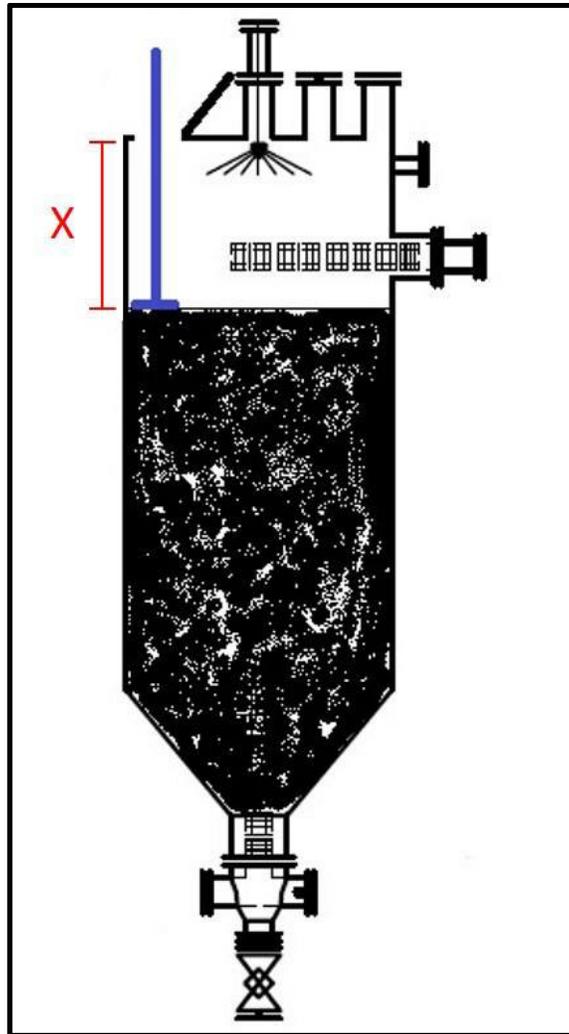
<sup>2</sup> <https://www.carbotecnia.info/encyclopedia/que-es-el-carbon-activado/>

El carbón es bombeado hacia el tanque de lixiviación #6 por medio de una bomba de transferencia (PC 901) 4"X3" de 5HP, desde este punto va pasando a contracorriente hasta llegar al tanque de lixiviación #1 por medio de unas bombas verticales FLSmith 2"x2" de 10 HP, se cuenta en total con cinco de estas bombas ubicadas en los tanques de lixiviación #2, #3, #4, #5 y #6, para evitar que el carbón se retorne hacia el tanque de donde es bombeado se tiene instalada en cada tanque una criba de tambor de 600 micras, véase ilustración 23, flujo del carbón desde agitador #6 hacia agitador #1.



**Ilustración 23.-** Flujo del carbón para que se cargue desde agitador #6 hasta agitador #1

Se tiene además instaladas tres cribas en el circuito, la primera de estas (SC507) Sizetec de 1.9HP, 3ft x 6ft, se ubica en la alimentación al tanque espesador primario y es la que viene del área de molinos, su función es remover la basura en la pulpa que viene de molinos, la segunda (SC508) se ubica en la descarga del tanque de lixiviación #6 y que alimenta al tanque intermedio, su función es no dejar pasar nada de partículas de carbón que llegan a pasar, la tercer criba (SC601) Sizetec de 1.3HP, 2ft x 8ft, se encuentra en la descarga del tanque de lixiviación #1 y su función es cribar el carbón activado cargado de valores para darle un lavado suficiente con agua fresca antes de ser bombeado al tanque de lavado ácido, en este punto el carbón rico es depositado en el tanque de depósito de carbón cargado (TK603) de 2.3m x 2.46m con capacidad de 7.2m<sup>3</sup>, dicho tanque está marcado a cierto nivel ya que las desorciones están diseñadas para procesar dos toneladas de carbón, dicha marca es la que indica que son las dos toneladas requeridas, véase ilustración 24, una vez que se tiene lavado el carbón ya está listo para ser transferido hacia el tanque de lavado ácido (TK601) 1.34m x 4.93m con capacidad para 2 toneladas y un volumen de 5.2m<sup>3</sup>, esto se logra por medio de una bomba de transferencia tipo vertical FLSmith 2"x2" de 10 HP (PC602). Justo en este punto es donde se toma muestra a lo largo de la transferencia ya que esta muestra será la cabeza de carbón cargado y será identificada y llevada a laboratorio para su análisis.

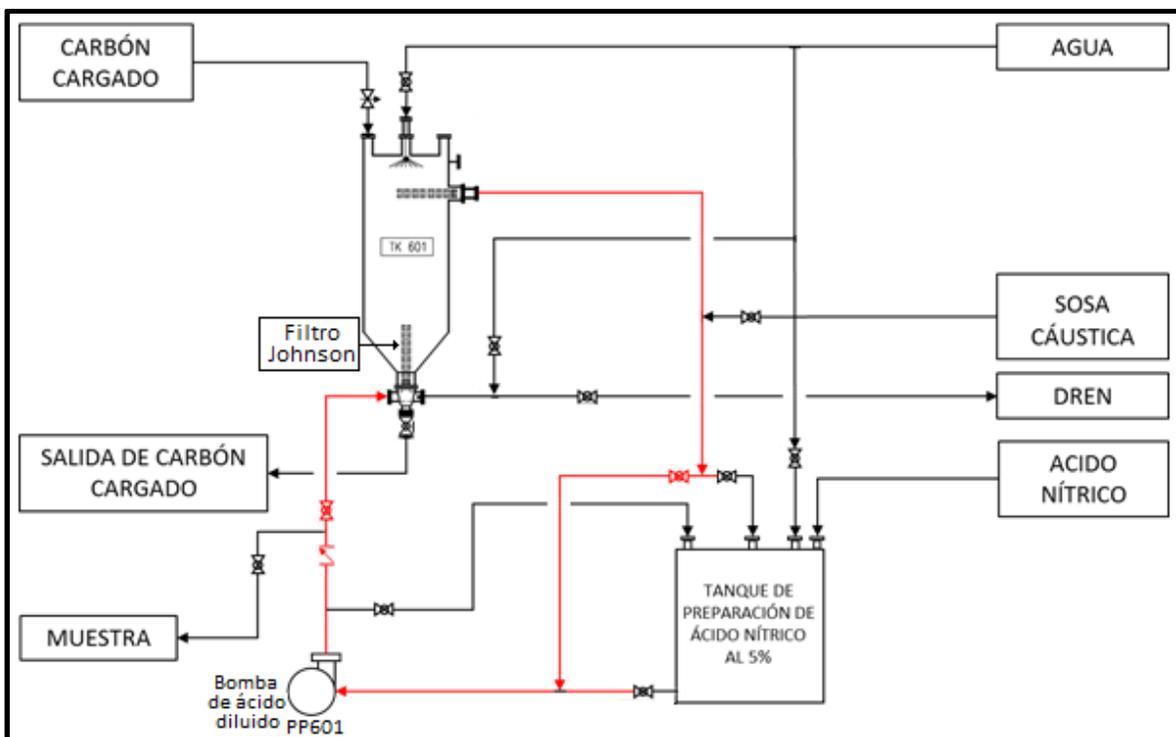


**Ilustración 24.-** Figura que muestra como es el interior del tanque de lavado ácido (TK601), siendo "X" la altura a la que queda el tanque con 2 Ton de carbón siendo de 1.37 m aproximadamente.

Ya que se tienen las dos toneladas de carbón en el tanque de lavado ácido TK601, se procede a lavarlo con una solución de ácido nítrico al 5% en peso previamente preparada en el tanque de ácido diluido (TK 602) de  $5.9\text{m}^3$ , el objetivo del lavado con ácido es para eliminar los contaminantes, tales como carbonato de calcio (incrustación) y otros metales presentes; tanto el tanque de lavado ácido (TK601) y el tanque de ácido diluido (TK602) están conectados entre sí por medio de una bomba de ácido diluido (PP601) y líneas metálicas, estas líneas son acomodadas de tal manera que la solución de ácido es bombeada por medio de la bomba hacia la parte baja del tanque de lavado ácido donde se encuentra el carbón, esta pasa a través del lecho y va a descargar en la parte superior del tanque para incorporarse hacia el tanque de ácido diluido formando un circuito cerrado, se checa el pH y debe de ser menor a 2, este proceso se deja operando durante una hora.

Una vez terminado el ciclo, se apaga la bomba y cierran válvulas con la intención de que no se vacíe el tanque de lavado ácido, pues esa misma solución tiene que ser neutralizada, se hacen los ajustes necesarios en las válvulas y líneas para dejar fuera el tanque de ácido

diluido para que esa misma solución actúe en un circuito cerrado entre el tanque de lavado ácido y la bomba únicamente, una vez hecho lo anterior se adicionan 25 litros de sosa caustica al 50% y se prende la bomba, la solución recircula otra vez a lo largo del lecho del carbón y esto dura aproximadamente 15 min, se checa el pH y debe ser mayor a 12, si esto no fuera así, se agrega un poco más de sosa. Una vez transcurridos los 15 minutos se procede a apagar bombas y cerrar válvulas, se abre la línea de drenado del tanque de lavado ácido y se procede a dar un lavado con abundante agua fresca para eliminar todos los residuos de sosa y ácido que pudieran quedar en el carbón, cabe mencionar que en el fondo del tanque de lavado ácido se cuenta con un filtro Johnson el cual tiene como propósito no dejar pasar las partículas de carbón y a su vez solo permitir el paso de líquidos, estos líquidos con ayuda de una línea van a dar hacia el espejo del lavador contracorriente #3 en tratamiento químico, véase ilustración 25, diagrama de líneas de lavado ácido y neutralización con sosa caustica.



**Ilustración 25.-** Diagrama que muestra el arreglo en las líneas de cómo realizar el lavado ácido con ácido nítrico y neutralización del carbón con sosa caustica (NaOH).

Ahora bien una vez ya lavado con ácido, neutralizado con sosa caustica y enjuagado con agua fresca, el carbón es transferido al tanque de desorción (PV701) 1m x 5.88 m con volumen efectivo de 4.4m<sup>3</sup> y capacidad para 2 toneladas, para transferir el carbón se utiliza la bomba de transferencia de carbón (PC601) Wenco 4"x3" de 3 HP, para eso se abre la línea de dicha bomba que conecta con el tanque de lavado ácido, se le suministra agua fresca con una línea de 1" que está conectada en esa misma zona con el fin de ayudar al flujo del carbón y se acomoda la descarga de la bomba para que el producto sea bombeado al interior del tanque de desorción (PV701).

Mientras todo lo anterior se está realizando se procede a preparar la solución de desorción en el tanque de solución de desorción o solución estéril (TK801) de 2.19m x 3.19m y capacidad de 12m<sup>3</sup>, la solución con los reactivos necesarios para realizar el despojo de valores del carbón cargado se prepara con agua fresca, solución de cianuro de sodio al 10% y sosa caustica al 50% en peso, para fines prácticos el tanque ha sido marcado con tres líneas a lo largo de una mirilla de nivel que se encuentra a un costado del tanque, la primera marca indica el nivel de agua fresca, la segunda la de sosa y la tercera la de cianuro, esta solución debe de quedar con una concentración de cianuro de 1,500 ppm y de sosa de 15,000 ppm. Para asegurar estas concentraciones se debe tomar una muestra de solución del punto de muestreo, antes de iniciar el ciclo de cada desorción para determinar el contenido de hidróxido de sodio (sosa) y de cianuro de sodio mediante una titulación.

#### Cianuro de Sodio (cianuro)

- Para la adición de cianuro de sodio al proceso ADR, se toma el cianuro de la línea de distribución de la planta la cual tiene una concentración de 10% de cianuro de sodio w/w.
- Si la concentración de cianuro es igual o menor que 500 ppm, entonces se agregan ~235 litros de cianuro de sodio, el nivel del tanque sube 5.2 cm.
- Si la concentración de cianuro es mayor que 500 ppm, pero menos de 1,000 ppm, entonces se agregan ~183 litros de cianuro de sodio al tanque de solución estéril. El nivel del tanque sube 4.1 cm.
- Si la concentración de cianuro es mayor que 1,000 ppm, pero menos que 1,500 ppm, entonces se agregan ~122 litros de cianuro al 10% al tanque de solución estéril. El nivel del tanque sube 2.7 cm.
- Si la concentración de cianuro es mayor que 1,500 ppm, entonces no se requiere cianuro de sodio adicional.

#### Hidróxido de sodio (sosa cáustica)

- Para la adición de sosa cáustica se toma el reactivo directamente del envase del proveedor. Este reactivo viene al 50% de concentración en peso.
- Si la concentración de sosa cáustica es igual o inferior a 0.5%, a continuación, se añaden ~240 litros de sosa cáustica al tanque de solución estéril. El nivel del tanque sube 5.3 cm.
- Si el nivel de sosa cáustica es mayor de 0.5%, pero inferior al 1.0%, a continuación, se añaden ~160 litros de sosa cáustica al tanque de solución estéril. El nivel del tanque sube 3.5 cm.
- Si el nivel de sosa cáustica es mayor de 1.0%, pero inferior al 1.5%, a continuación, se añaden ~80 litros de sosa cáustica al tanque de solución estéril. El nivel del tanque sube 1.8 cm.
- Si el nivel de sosa cáustica es igual o mayor que 1.5%, no se requiere sosa cáustica adicional.

Para que la solución sea homogénea se procede a prender una de las bombas de solución estéril (PP801 A y B) Griswold de 2"x1" de 20 HP, con los acomodos de válvulas correspondientes esta solución será solo recirculada de ahí del tanque hacia los intercambiadores de calor y viceversa con dos propósitos, el primero ya se menciono es para homogenizar la solución y el segundo es para aumentar su temperatura. Para el aumento de la temperatura previo a todo esto el boiler o calentador de agua (BO801) Ajax debe haber sido prendido pues se requiere de una temperatura mínima de operación de 110°C. La ilustración 26 muestra un boiler de agua marca Ajax, modelo DRNP-60-W.



Ilustración 26.- Boiler o calentador de agua, Marca: Ajax, Modelo: DRNP-60-W

El agua caliente del calentador es impulsada por una bomba de recirculación del boiler (PP803 A Y B) Griswold de 2"x2" de 20 HP y pasa a través de los intercambiadores de calor, formando un circuito cerrado entre el boiler y los intercambiadores de calor. Hasta aquí podemos observar que tenemos dos circuitos cerrados totalmente independientes uno entre sí, por un lado, tenemos la solución de desorción entre el tanque de solución de desorción y los intercambiadores de calor, y por el otro tenemos el agua caliente del boiler y que recircula entre el boiler y los intercambiadores de calor, es necesario decir que ambas nunca se mezclan ya que los intercambiadores de calor solo tienen la función de transferir calor bajo el principio de la convección. Un intercambiador de calor es un dispositivo construido especialmente para intercambiar eficientemente el calor de un fluido a otro, tanto si los fluidos están separados por una pared sólida para prevenir su mezcla, como si estuvieran en contacto directo, pero sin estarlo y sin mezclarse entre sí. El calentador eleva la temperatura de la solución estéril antes de su entrada a la columna de desorción y los intercambiadores de calor utilizan el calor de la solución a medida que sale de la columna de desorción para calentar la solución estéril antes de su entrada al calentador. El flujo de

solución a través de los intercambiadores de calor se muestra en la ilustración 27 que muestra el diagrama de flujo de las soluciones en un intercambiador de calor.

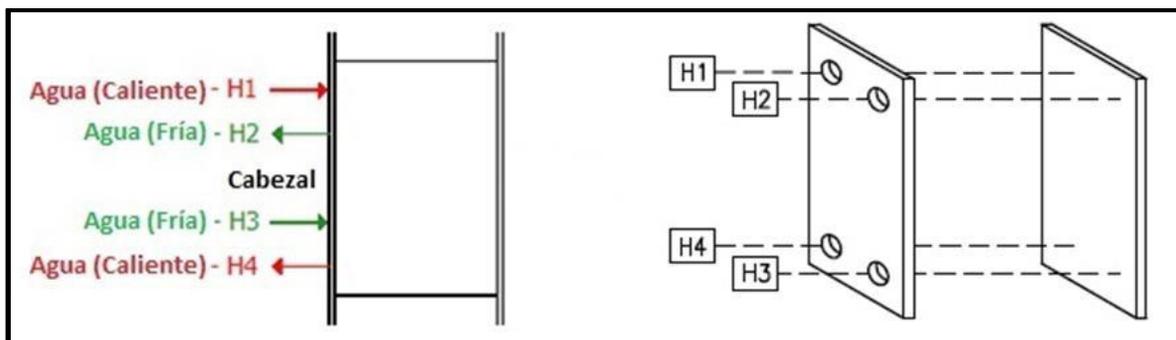


Ilustración 27.- Diagrama de flujo de las soluciones en un intercambiador de calor

Los intercambiadores de calor deben estar libres de fugas y los indicadores de temperatura y presión instalados en las tuberías que entran y salen de los intercambiadores de calor deben estar funcionando correctamente. El intercambiador de calor consiste en una serie de placas con juntas y están dispuestas en un orden específico. Es fundamental que las placas del intercambiador de calor se ensamblen de la manera correcta después de la limpieza o el mantenimiento ya que de no hacerlo puede causar lesiones graves. Como se ha visto el objetivo del boiler y los intercambiadores es aumentar la temperatura de la solución de desorción con el fin de tener una buena eficiencia al momento de arrancar la desorción. Una vez que ya cumplimos con esto se procede a arrancar la desorción.

Entonces el carbón cargado ya se encuentra en el tanque de desorción PV701, se verifica lo siguiente:

- Que la válvula de entrada de carbón del tanque de desorción esté cerrada.
- Asegurarse que la válvula de entrada superior de agua está totalmente cerrada.
- Que la válvula de alivio de sobrepresión (by-pass) esté cerrada.
- Que el agua usada para la transferencia de carbón haya sido drenada del tanque.
- Cerrar la válvula de drenaje de solución del tanque de desorción.
- Que la válvula de descarga de carbón del tanque de desorción está cerrada.
- Que la válvula de entrada inferior de agua esté cerrada.
- Cerrar la brida superior de 4" de inspección, se debe asegurar de que se encuentre herméticamente sellada.

A su vez se verifica que la celda electrolítica esté en buenas condiciones de operación ya que es un equipo muy importante en el proceso ya que es el punto donde se extraen los valores de la solución rica.

- Se cierra la válvula de descarga de lodos.
- Se cierra la válvula de decantación de solución.

- Se enciende el extractor de vapores de la celda electrolítica.
- Se debe asegurar de que la bomba de solución estéril de rebose esté en condiciones de operar y sin ninguna falla mecánica y/o eléctrica.

Ahora bien, después de haber efectuado todas las rutinas:

- Preparación del tanque de solución estéril y su solución
- Preparación de la bomba de solución estéril
- Revisión de los intercambiadores de calor
- Encendido del calentador de agua
- Pre calentamiento de la solución estéril
- Revisión del tanque de desorción
- Preparación de la celda electrolítica

Se puede iniciar el ciclo de desorción ya con el carbón cargado dentro del tanque de desorción.

Se verifica que el extractor de vapores de la celda electrolítica está operando (FA1001) New York Blower de 20HP y 77,000 CFM, se abre la válvula de salida que viene del tanque de solución de desorción TK801 y que es bombeada por la bomba PP801, se cierra la válvula de recirculación hacia el mismo tanque, el tanque de desorción PV701 comenzara a llenarse por la parte inferior y la solución estará pasando por todo el lecho del carbón hasta que en salga por la parte superior del tanque, justo aquí es cuando la solución comienza a cargarse con los valores que contiene el carbón, de aquí la solución va a ir directamente a la celda electrowinning (EW1001) de 150ft<sup>3</sup>, se comienza a llenar hasta rebosar hacia el tanque de solución estéril de retorno (TK1001) de 0.9mx1.15m y 0.72m<sup>3</sup>, en este punto se enciende la bomba de solución estéril de retorno (PP1002) Peerles 2"x1" de 1.5 HP, también el rectificador de la celda de electrólisis (RC1001) ALDONEX de entrada 40 A y 480 Volts y salida 2500 A y 0-9 V, ajustando el amperaje de manera manual con la perilla a 3.5 A, conforme el sistema tome equilibrio el voltaje aumentara y se mantendrá en 2200 V aproximadamente.

Una vez que la temperatura de la solución en el tanque de desorción alcanza los 130°C se deja circulando la solución en el proceso que dura alrededor de 16hr, este tiempo es variable y depende de la cantidad de valores que tenga el carbón, pero también depende mucho de las condiciones de operación y las variables controlables, esta variables son que la presión del tanque de desorción debe ser mayor a 80psi pero menor a 100psi, esta presión se controla con el bombeo en el área (flujo de solución desde tanque de solución de desorción) dicho bombeo se controla con una válvula de 2" y puede ser abierta o cerrada a conveniencia, si se abre la presión del tanque disminuye, si se castiga la presión aumenta, generalmente se busca el flujo para que la presión se mantenga en 81 psi generalmente es de 8.9 m<sup>3</sup>/h, si este bombeo es menor a 8.5 m<sup>3</sup>/h y la presión no es la requerida quiere decir que hay un problema en el sistema, alguna fuga de solución, fuga de vapor, taponamiento de intercambiadores de calor, etc., se debe revisar y corregir de inmediato. Otra variable

que puede ser controlada y de la cual ya se habló con anterioridad sin embargo debemos hacer mención otra vez de ello, es la concentración de cianuro y de sosa en el sistema, dicha concentraciones debe de ser de 1,500ppm para el cianuro, y de 15,000ppm para la sosa, y esto lo sabremos haciendo una titulación, en caso de hacer falta, se procede a abrir las válvulas de cada reactivo ubicadas en la parte superior del tanque de solución de desorción TK801, esta adición puede ser durante el proceso, y se controla con la mirilla ubicada a un costado del tanque.

Es importante señalar que dicho control de estas variables ayuda a tener una mejor eficiencia en el proceso de desorción, ya que así, se disminuye considerablemente el tiempo que dura la desorción y eso conlleva a un ahorro en el gasto de insumos y reactivos, como lo son cianuro, sosa y sobre todo el gas L.P., por esa razón es importante siempre estar pendiente y supervisar de manera correcta la zona cuando este en proceso la desorción.

Una vez que la cabeza en oro es menor a 0.400 ppm daremos por terminada la desorción, y procedemos a apagar equipos para el paro total del módulo ADR, se deben de seguir los pasos siguientes:

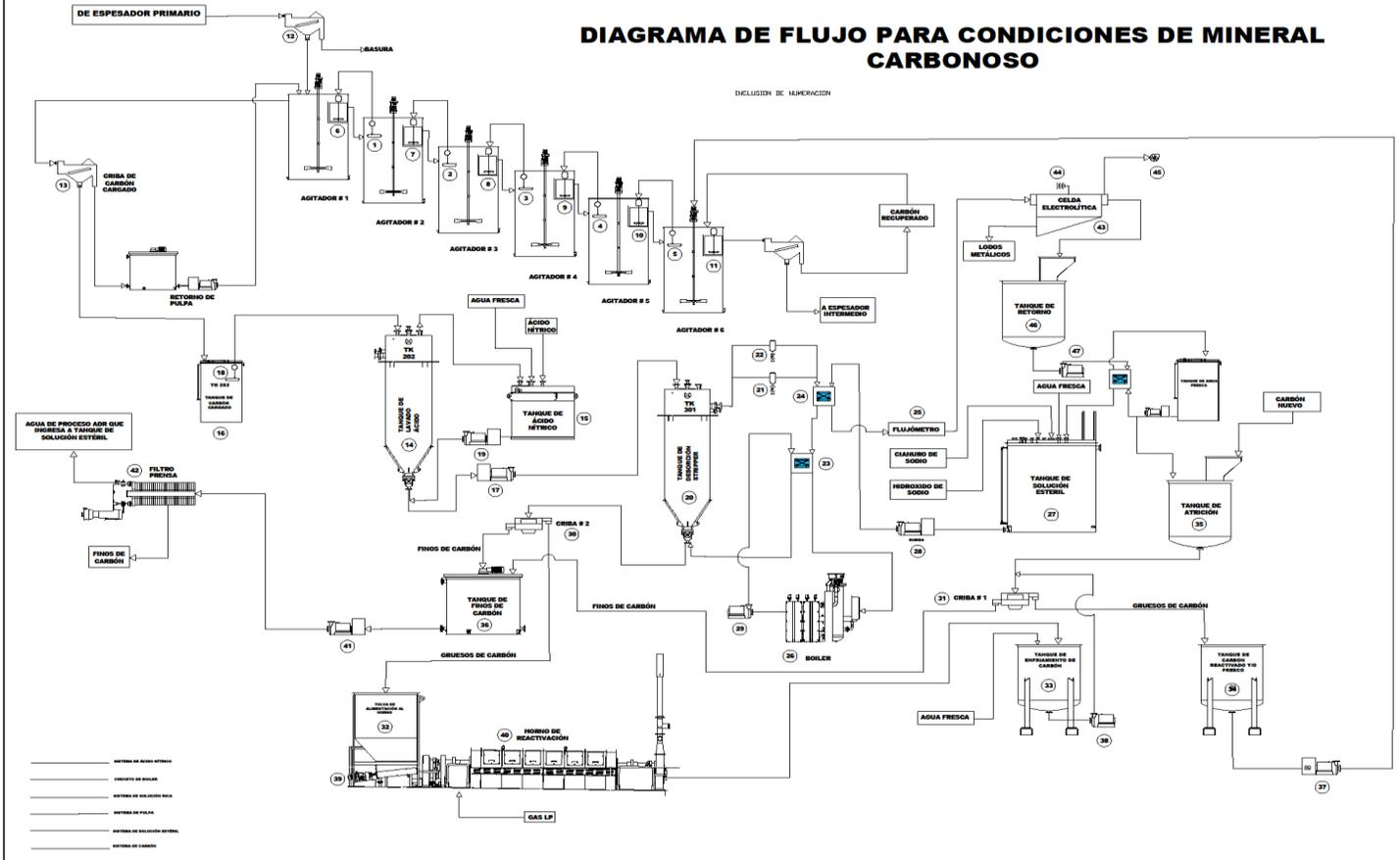
- Cerrar válvula que alimenta la solución de desorción y abrir la que hace que la solución recircule al tanque de solución estéril TK801.
- Apagar el calentador de agua BO801 cerrando la válvula de 1" de alimentación de gas.
- Continuar recirculando el agua del sistema del calentador de agua hasta que esté por debajo de 90° C.
- Continuar recirculando la solución estéril hasta que esté por debajo de 90° C.
- Apagar la bomba de solución estéril PP801.
- Cerrar la válvula del tanque de solución de desorción TK801 que alimenta a la bomba de solución estéril PP801.
- Apagar la bomba de recirculación del calentador de agua PP803.
- Apagar la bomba de solución de retorno PP1002.
- Apagar el rectificador de la celda electrolítica RC1001.

Hecho lo anterior se procede a despresurizar el tanque de desorción PV701 abriendo la válvula de ventilación situada por la parte superior del tanque, esto tiene que hacerse con cuidado y lentamente, utilizando todo el EPP sobre todo en rostro, inmediatamente se va a la parte inferior del tanque y se procede a abrir la válvula de drenado de solución, se igual manera se abre lentamente y con cuidado, en esa misma parte se procede a abrir una válvula de agua fresca de 1" con la intención de ayudar a los vapores internos a mezclarse con el flujo de agua y así poder ser liberados de manera más rápida y segura, esta descarga de solución va a dar directamente al espejo del lavador #3, una vez despresurizado el tanque se da un abundante baño con agua fresca para eliminar todos los restos de reactivos del carbón, ya limpio, el carbón es transferido con la bomba de transferencia de carbón PC601 y con los ajustes necesarios en la parte de la descarga de dicha bomba el carbón va a ser enviado a una criba circular (SC902) Tyler con la intención de retirar la humedad y agua

del carbón, en esta parte se debe de tomar una muestra de carbón a lo largo de toda la transferencia, se saca aproximadamente un volumen de 20 litros de carbón, se homogeniza bien y se toman 2 kilogramos aproximadamente, esta muestra es identificada y se envía inmediatamente a laboratorio de ensayos para análisis y su posterior cálculo de recuperación, de la criba el carbón pasa a la tolva de alimentación (TK901 de 4.9m<sup>3</sup>) a horno rotatorio, de aquí puede ser pasado al horno rotatorio o en su defecto es encostalado en súper-sacos de ½ tonelada por la descarga inferior de la tolva. Con ayuda de un patín hidráulico con capacidad 1.5 toneladas el carbón es transportado hacia la zona de carga y descarga de carbón en donde la retroexcavadora lo acomoda en el stock de carbón que será utilizado en el siguiente ciclo de desorción. Es importante mencionar que el horno rotatorio no fue utilizado esto se debió a que no fue necesaria la reactivación del carbón. En la ilustración 28 podemos ver un diagrama de flujo general para el módulo ADR para carbón activado.

## DIAGRAMA DE FLUJO PARA CONDICIONES DE MINERAL CARBONOSO

EXCLUIDO DE ALMERACION



- LISTADO DE EQUIPO
- 1 PPS02 BOMBA DE TRANSFERENCIA DE CARBÓN
  - 2 PPS03 BOMBA DE TRANSFERENCIA DE CARBÓN
  - 3 PPS04 BOMBA DE TRANSFERENCIA DE CARBÓN
  - 4 PPS05 BOMBA DE TRANSFERENCIA DE CARBÓN
  - 5 PPS06 BOMBA DE TRANSFERENCIA DE CARBÓN
  - 6 SC001 CRIBA INTERMEDIA
  - 7 SC002 CRIBA INTERMEDIA
  - 8 SC003 CRIBA INTERMEDIA
  - 9 SC004 CRIBA INTERMEDIA
  - 10 SC005 CRIBA INTERMEDIA
  - 11 SC006 CRIBA INTERMEDIA
  - 12 SC007 CRIBA DE BARRERA
  - 13 SC011 CRIBA DE CARBÓN CARGADO
  - 14 TR001 TANQUE DE LAVADO ACIDO
  - 15 TR002 TANQUE DE ACIDO NITRICO DILUIDO
  - 16 TR003 TANQUE DE ALMACENAMIENTO DE CARBÓN CARGADO
  - 17 POR01 BOMBA DE TRANSFERENCIA DE CARBÓN CARGADO
  - 18 POR02 BOMBA DEL TANQUE DE ALMACENAMIENTO DE CARBÓN CARGADO
  - 19 PPR01 BOMBA DE CIRCULACION DE LAVADO ACIDO
  - 20 PPR02 BOMBA DE SOLUCION DE DESORCIÓN
  - 21 PPR03 BOMBA DE CIRCULACION DEL BOILER
  - 22 FLE01 FILTRO DE CARBÓN
  - 23 HXR01 INTERCAMBIADOR DE CALOR No.1
  - 24 HXR02 INTERCAMBIADOR DE CALOR No.2
  - 25 FME01 FLOJIMETRO
  - 26 BOI01 BOILER
  - 27 TR001 TANQUE DE SOLUCION DE DESORCIÓN
  - 28 PPR04 BOMBA DE SOLUCION DE DESORCIÓN
  - 29 PPR05 BOMBA DE CIRCULACION DEL BOILER
  - 30 SC008 CRIBA DE CARBÓN TRANSFERIDO
  - 31 SC009 CRIBA DE CARBÓN
  - 32 TR001 TOLVA DE ALIMENTACION AL HORNO
  - 33 TR002 TANQUE DE ENFRIAMIENTO DE CARBÓN
  - 34 TR003 TANQUE DE CARBÓN REGENERADO / FRESCO
  - 35 TR004 TANQUE DE ATROCIÓN
  - 36 TR005 TANQUE DE FINOS DE CARBÓN
  - 37 POR02 BOMBA DEL TANQUE DE ENFRIAMIENTO DE CARBÓN
  - 38 PPR02 BOMBA DEL TANQUE DE ENFRIAMIENTO DE CARBÓN
  - 39 HOR01 HORNO REGENERADOR DE CARBÓN
  - 40 PPR01 BOMBA DE FINOS DE CARBÓN
  - 41 FLE01 FILTRO PRESA FINOS DE CARBÓN
  - 42 FLE02 FILTRO PRESA FINOS DE CARBÓN
  - 43 EW001 CELDA ELECTROLITICA
  - 44 EW002 RECTIFICADOR DE CORRIENTE
  - 45 FAX001 EXTRACTOR DE GASES
  - 46 TR001 TANQUE DE SECACION DE GELDA ELECTROLITICA
  - 47 PPR01 BOMBA DE RETORNO

----- LÍNEA DE AGUA LIMPIA  
 ----- LÍNEA DE AGUA RESCALADA  
 ----- LÍNEA DE SOLUCIÓN ACIDA  
 ----- LÍNEA DE PULPA  
 ----- LÍNEA DE SOLUCIÓN NEUTRA  
 ----- LÍNEA DE CARBÓN

DPTO. DE INGENIERIA Y PLANEACIÓN Levantó y Pre-digitizó: DIEGO E. LEDESMA TINTOS  
 DPTO. DE PROYECTO PLANTA DE BENEFICIO Revisó y autorizó: ING. MARTÍN CABELLO

GRUPO DE INTEGRACIÓN AMBIENTAL EMPRESARIAL, S. A. DE C. V.  
 Escala: Sin Escala

MODULO DE ADSORCIÓN, DESORCIÓN Y REGENERACION PARA CARBÓN ACTIVADO.

COMPAÑIA MINERA PEÑA DE BERNAL S.A. DE C.V.

DIAGRAMA DE FLUJO

Ilustración 28.- Diagrama de flujo general para el módulo de adsorción, desorción y regeneración para carbón activado

➤ **DESCRIPCIÓN DEL EQUIPO**

Ya se ha hablado un poco sobre el equipo, pero aquí se muestra una lista con las características generales de todos y cada uno de los equipos utilizados en el módulo ADR.

**Tabla 7. Especificaciones del equipo del módulo ADR.**

CLAVE	EQUIPO	MARCA	MODELO	MOTOR (HP)	DIMENCIONES	
PP 502	Bomba de transferencia de carbón	FLSmidth	vMAX 2x2-10	10 HP	2" x 2"	1
PP 503	Bomba de transferencia de carbón	FLSmidth	vMAX 2x2-10	10 HP	2" x 2"	2
PP 504	Bomba de transferencia de carbón	FLSmidth	vMAX 2x2-10	10 HP	2" x 2"	3
PP 505	Bomba de transferencia de carbón	FLSmidth	vMAX 2x2-10	10 HP	2" x 2"	4
PP 506	Bomba de transferencia de carbón	FLSmidth	vMAX 2x2-10	10 HP	2" x 2"	5
SC 501	Criba intermedia	Kemix	MPS 150	2.2 kw	1.5 m <sup>2</sup>	6
SC 502	Criba intermedia	Kemix	MPS 150	2.2 kw	1.5 m <sup>2</sup>	7
SC 503	Criba intermedia	Kemix	MPS 150	2.2 kw	1.5 m <sup>2</sup>	8
SC 504	Criba intermedia	Kemix	MPS 150	2.2 kw	1.5 m <sup>2</sup>	9
SC 505	Criba intermedia	Kemix	MPS 150	2.2 kw	1.5 m <sup>2</sup>	10
SC 506	Criba intermedia	Kemix	MPS 150	2.2 kw	1.5 m <sup>2</sup>	11
SC 507	Criba de basura	SIZETEC	DFS 36MV	1.9 HP	3 ft x 6 ft	12
SC 601	Criba de carbón cargado	SIZETEC	SDS 28-6MV	1.3 HP	2 ft x 8 ft	13
TK 601	Tanque de lavado ácido				5.2m <sup>3</sup>	14
TK 602	Tanque de HNO <sub>3</sub> diluido				5.9m <sup>3</sup>	15
TK 603	Tanque de almacenamiento de carbón cargado				7.2m <sup>3</sup>	16
PC 601	Bomba de transferencia de carbón	Wenco	Wenco Hydrostal SFD3-L	3 HP	4" x 3"	17
PC 602	Bomba del tanque de almacenamiento de carbón cargado	FLSmidth	vMAX 2x2-10	10 HP	2" x 2"	18
PP 601	Bomba de circulación de lavado ácido	Vanton	CG-PY300E	2 HP	2" x 1.5"	19
PV 701	Tanque de desorción	Tanques Especializados de Chihuahua			4.4m <sup>3</sup>	20
FL 801	Filtro de canasta			2"		21

FL 802	Filtro de canasta			2"		22
HX 801	Intercambiador de calor No. 1	APV an SPX Brand	SR2 M-12			23
HX 802	Intercambiador de calor No. 2	APV an SPX Brand	SR2 M-12			24
FM 801	Flujometro	Endress + Hauser	PROMAG 53		2 x 2	25
BO 801	Boiler	AJAX	DRNP-60-W			26
TK 801	Tanque de solución de desorción				2.19 m x 3.19 m	27
PP 801	Bomba de solución de desorción (baja presión)	Griswold		20 HP	2" x 1"	28
PP 803	Bomba de circulación del boiler	Griswold		20 HP	2" x 2"	29
SC 901	Criba de carbón transferido	Sweco		0.5 HP	2ft X 5ft	30
SC 902	Criba de carbón	Tyler		0.5 HP		31
TK 901	Tolva de alimentación al horno				2 ton	32
TK 902	Tanque de enfriamiento de carbón				1.8 m x 1.5 m	33
TK 903	Tanque de carbon regenerado/fresco				1.83 m x 1.85 m	34
TK 904	Tanque de atrición				1.84 m x 1.83 m	35
TK 905	Tanque de finos de carbón				1.845 m x 1.85 m	36
PC 901	Bomba de carbon regenerado/fresco		D3K-S-DOS	5 HP	4" x 3"	37
PC 902	Bomba del tanque de enfriamiento de carbón	HAYWARD CORD		5 HP	3" x 3"	38
SF 901	Alimentador de tornillo			1.15 hp		39
KN 901	Horno regenerador de carbón	Summit Valley	1TPF2422		1 Ton	40
PP 901	Bomba de finos de carbon			15 hp	3" X 2"	41
FL 901	Filtro Prensa para finos de carbón	THE SPERRY FILTER PRESS	TYPE 41		30" x 30"	42
EW 1001	Celdas electrowinning	FLSmith	150EC42C/45 <sup>a</sup>		150 ft <sup>3</sup>	43
RC 1001	Rectificador	ALDONEX INC.			Ent: 40 A – 480 V Sal: 2500 A – 9 V	44
FA 1001	Extractor de gases de la celda EW	New York Blower	Series 20 GI Fan	20HP	224 CW TH	45
TK 1001	Tanque de descarga de celdas EW				0.9 m x 1.15 m	46
PP 1002	Bomba de retorno	Peerless Pump Inc.	8196STP	1.5 HP	2" x 1"	47

## ➤ PARÁMETROS RELEVANTES

- a) Determinar el porcentaje de recuperación en sólidos en el proceso desde el mineral carbonoso es alimentado en los molinos hasta que estos sólidos salen en las colas finales en el lavador 3.
- b) Determinar la eficiencia del módulo ADR en el carbón activado cargado de valores desde los tanques agitadores de lixiviación hasta que este carbón activado ha sido despojado de sus valores mediante la desorción en el módulo ADR
- c) Determinar la eficiencia de la celda electrolítica de la solución rica proveniente de la desorción del carbón activado procesado.

### 4.1 ADICION DE CARBON EN TANQUES DE LIXIVIACION DE TRATAMIENTO QUIMICO

Descripción de molienda y tratamiento químico: En el mes de Noviembre del 2016 se corrió una prueba a nivel industrial la cual duro diez días los cuales fueron del día 7 al día 16, se procesaron 7,638 toneladas secas de mineral carbonoso las cuales tuvieron una ley promedio de 34.3587 g/ton para la plata y de 2.516 g/ton para el oro, dando un total de contenidos de 262.434 kg de plata y 19.222 kg para el oro, estas toneladas fueron molidas asegurándose al menos una granulometría de -200 mallas al 71%, para esto ya se había añadido en los agitadores 1, 2, 3, 4, 5 y 6, 50 toneladas de carbón activado repartidas en cada uno de estos agitadores, esto con la idea de que conforme la pulpa avanza a lo largo del circuito, el carbón se cargaría conforme el avance de la pulpa, esto será explicado más a detalle más adelante en la sección de resultados.

### 4.2 PRODUCCION EN BASE A SOLIDOS EN EL PROCESO

Ahora bien, los primeros días la recuperación estuvo bien, puesto que los jales eran aun del mineral que comúnmente se procesa en la planta pero conforme pasaron los días (poco más de 62h ya que es el tiempo de retención en el sistema de tanques) el material carbonoso llegó al tanque lavador #3 ya como jal, a estos jales se les determinaron sus leyes por medio de ensayos de laboratorio y tuvieron una ley promedio de 13.134 g/ton para la plata y de 1.331 g/ton para el oro con sus respectivos contenidos 100.321 kg de plata y 10.169 kg de oro, la diferencia de contenidos seria de 162.113 kg de plata y 9.053 kg de oro, como ya se comentó con anterioridad la ley cabeza del mineral fue de 34.3587g/ton para el oro y 2.516g/ton para la plata, los porcentajes de recuperación para la plata fueron de 61.77% mientras que para el oro fue de 47.09%, los cálculos correspondientes pueden observarse en la sección de resultados.

### **4.3 EFICIENCIA DEL MODULO ADR**

Una vez que el carbón activado ya cargado fue retirado de los tanques agitadores, paso al proceso de desorción, por ensayos de laboratorio este material tenía los siguientes valores, fueron 64 toneladas de carbón las que se procesaron, la cabeza fue de 2111.88 g/ton para la plata y 330.950 g/ton para el oro, con unos contenidos en cabeza de 135.160 kg de plata y 21.180 kg de oro, las leyes de cola fueron de 98.967 g/ton para la plata y 71.254 g/ton para el oro dando unos contenidos en cola de 6.333 kg de plata y 4.560 kg de oro, con una producción de 128.827 kg de plata y 16.62 kg de oro, el porcentaje de recuperación de la plata fue de 95.31% mientras que para el oro fue de 78.47 para mejor apreciación, los datos anteriores pueden verse de manera más detallada en la sección de resultados.

### **4.4 EFICIENCIA DE LA CELDA ELECTROLITICA**

El bombeo total durante esta prueba de noviembre del 2016 fue de 2831 m<sup>3</sup>, las cabezas en solución tuvieron una ley total de 45.480 g/m<sup>3</sup> para la plata, y de 5.854 g/m<sup>3</sup> para el oro, dando unos contenidos también en cabeza de 128.753 kg de plata y 16.572 kg de oro, y en las colas con una ley total de 1.771 g/m<sup>3</sup> para la plata y de 0.636 g/m<sup>3</sup> para el oro, dando unos contenidos de cola de 5.014 kg de plata y de 1.801 kg de oro, la producción sería la diferencia de contenidos, siendo de 123.739 kg de plata y 14.771 kg de oro, el porcentaje de recuperación de plata fue de 96.11% mientras que para oro es de 89.13%, los resultados se muestran mejor en la sección de resultados.

### **4.5 OPERACIÓN DEL MODULO ADR A MANERA DE MAQUILA**

Después de haber procesado mineral interno de la unidad, se siguió procesando mineral a manera de maquila, llegaban en promedio dos toneladas de carbón rico y se procesaban en el módulo ADR, para fines prácticos citaremos un ejemplo referente a esto, el día 05 de febrero del 2018 llevo el lote #20 a la unidad, fueron 2.774ton de carbón con una humedad de 32.84% dando un total de 1.863ton de carbón seco, el ensayo de laboratorio dio de resultado una cabeza de 4,115.8137 g/ton para la plata y de 516.8956 g/ton para el oro, al final de la desorción la cola dio de resultado 24.4281 g/ton para la plata y de 15.8581 g/ton para el oro, para la cabeza se tienen unos contenidos de 7.6677 kg de plata y 0.9629 kg de oro y para las colas están los contenidos de 0.0455 kg de plata y 0.0295 kg de oro, la producción de contenidos sería de 7.6222 kg de plata y 0.9334 kg de oro, dando unos porcentajes de recuperación para la plata de 99.69% mientras que para el oro fue de 99.02%, los cálculos anteriores pueden observarse mejor en la sección de resultados.:

Ahora bien, a continuación, se para evaluar la eficiencia de la celda electrolítica, se procesaron 364m<sup>3</sup> de solución con una ley de ensayo para la cabeza de 40.825 g/m<sup>3</sup> para la plata y de 7.966 g/m<sup>3</sup> para el oro, y para la cola de 2.832 g/m<sup>3</sup> para la plata y de 0.296 g/m<sup>3</sup> para el oro. Con unos contenidos de cabeza de 14.860 kg de plata y 2.899 kg de oro, y de

cola de 1.031 kg para la plata y 0.108 kg para el oro dando como resultados para la plata 93.06% mientras que para el oro fue de 96.27.

## 5. RESULTADOS Y CONCLUSIONES

En este capítulo se desarrollaron los cálculos necesarios para los resultados de la metodología utilizada para el desarrollo de la investigación así como también las conclusiones personales a las que se llegó tras la realización del proyecto.

### 5.1 ADICION DE CARBON EN TANQUES DE LIXIVIACION DE TRATAMIENTO QUIMICO

FLSmith quien fuera el proveedor de la ingeniería del proyecto dio la recomendación de que se adicionara carbón activado a razón de 15 kg/m<sup>3</sup> de solución, primero que nada, es necesario realizar un balance de agua-pulpa para determinar la cantidad de solución que tenemos en los 6 tanques agitadores, a excepción del tanque #5, los tanques tienen una capacidad nominal de 600m<sup>3</sup> a esta capacidad le restamos el 6% dado que no son llenados al 100% de su capacidad, mientras que en el tanque #5 es de 1668 m<sup>3</sup>, pero en este tanque le restamos el 8%, lo anterior podemos observarlo en la siguiente tabla:

Tanque	#1	#2	#3	#4	#5	#6
Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	600	600	600	600	1668	600
Volumen real (m <sup>3</sup> )	564	564	564	564	1535	564

Ahora bien, considerando que la densidad de la pulpa en los agitadores es  $\rho = 1.37 \text{ t/m}^3$ , y el peso específico del mineral de San Martín es  $\gamma = 2.55 \text{ kg/dm}^3 = 2550 \text{ kg/m}^3 = 2.55 \text{ t/m}^3$ , podemos determinar el % de sólidos:

$$\% \text{ sólidos} = \left( \frac{\gamma}{\gamma - 1} \right) \left( \frac{\rho - 1}{\rho} \right) * 100$$

$$\% \text{ sólidos} = \left( \frac{2.55 \frac{\text{t}}{\text{m}^3}}{2.55 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} - 1 \frac{\text{t}}{\text{m}^3}} \right) \left( \frac{1.37 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} - 1 \frac{\text{t}}{\text{m}^3}}{1.37 \frac{\text{t}}{\text{m}^3}} \right) * 100$$

$$\% \text{ sólidos} = 44.43\%$$

Por otro lado, si conocemos el volumen total de la pulpa y la densidad de la misma pulpa, procedemos a determinar el peso de la pulpa para el caso de los agitadores #1, #2, #3, #4 y #6:

$$w_{pulpa} = \rho_{pulpa} * V_{pulpa}$$

$$w_{pulpa} = 1.37 \frac{t}{m^3} * 564m^3$$

$$w_{pulpa} = 772.62t$$

Ya teniendo el peso de la pulpa y el % de sólidos determinamos el peso de los sólidos mediante una sencilla regla de 3:

$$w_{pulpa} \rightarrow 772.62t = 100\%$$

$$w_{sólidos} \rightarrow x = 44.43\%$$

$$w_{sólidos} \rightarrow x = \frac{(772.62 * 44.43\%)}{100\%}$$

$$w_{sólidos} = 343.275t$$

Y mediante el uso de una diferencia obtenemos el peso de la solución:

$$w_{sólidos} + w_{solución} = w_{pulpa}$$

$$w_{solución} = w_{pulpa} - w_{sólidos}$$

$$w_{solución} = 772.62t - 343.275t$$

$$w_{solución} = 429.345t$$

Teniendo el peso de la solución lo convertimos a volumen mediante el uso de la densidad, cabe destacar que para fines prácticos a nivel industrial se considera la densidad de la solución que tenemos en la planta de beneficio igual a  $1 t/m^3$  ya que el peso de las partículas suspendidas en la solución se considera despreciable, entonces:

$$V_{solución} = \frac{w_{solución}}{\rho_{solución}}$$

$$V_{solución} = \frac{429.345t}{1 \frac{t}{m^3}}$$

$$V_{solución} = 429.345m^3$$

Para terminar nuestro balance determinamos el volumen que ocupan los sólidos en los agitadores, conocemos el volumen total que es  $564\text{m}^3$ , y conocemos el volumen de solución igual a  $429.345\text{m}^3$ , al aplicar una diferencia calculamos el volumen de sólidos:

$$v_{\text{sólidos}} + v_{\text{solución}} = v_{\text{pulpa}}$$

$$v_{\text{sólidos}} = v_{\text{pulpa}} - v_{\text{solución}}$$

$$v_{\text{sólidos}} = 564\text{m}^3 - 429.345\text{m}^3$$

$$v_{\text{sólidos}} = 134.655\text{m}^3$$

Todo lo anterior lo podemos observar en la siguiente tabla recordando que el balance fue hecho para los agitadores #1, #2, #3, #4, y #6:

%sólidos	44.43%	w (t)	$\rho$ (t/m <sup>3</sup> )	V (m <sup>3</sup> )
<b>Sólido</b>		343.275	2.55	134.655
<b>Solución</b>		429.345	1	429.345
<b>Pulpa</b>		772.62	1.37	564

Para el agitador #5 seguimos el mismo procedimiento solamente debemos de considerar que para este agitador el volumen total de pulpa es de  $1535\text{m}^3$ , entonces el balance nos quedaría de la siguiente manera:

%sólidos	44.43%	w (t)	$\rho$ (t/m <sup>3</sup> )	V (m <sup>3</sup> )
<b>Sólido</b>		394.37	2.55	366.42
<b>Solución</b>		1168.58	1	1168.58
<b>Pulpa</b>		2102.95	1.37	1535

Con los cálculos anteriores hemos podido determinar los metros cúbicos de solución que tenemos en los agitadores donde se dosifico el carbón activado, como ya se dijo FLSmith quien fuera el proveedor de ingeniería del proyecto hizo la recomendación de añadir carbón activado a razón de  $15\text{kg}/\text{m}^3$ , a continuación, se realiza el cálculo de adición de carbón tanto para los agitadores más pequeños #1, #2, #3, #4 y #6 así como para el agitador más grande que es el #5.

*kg de carbón a añadir en ag. chicos* = Recomendación de FLSmith x m<sup>3</sup> de solución

Para los agitadores #1, #2, #3, #4 y #6:

$$\text{kg de carbón calculados} = 15\text{kg}/\text{m}^3 \times 429.345\text{m}^3 = 6440.175\text{kg}$$

Para el agitador #5:

$$\text{kg de carbón calculados} = 15\text{kg}/\text{m}^3 \times 1168.58\text{m}^3 = 17528.7\text{kg}$$

Lo anterior eran los kilogramos reales que se ocupaban dosificar en todos y cada uno de los tanques agitadores y lo más ideal era que se hubiera seguido este lineamiento, sin embargo, esto no fue así y por órdenes de dirección se añadió el carbón como se indica en la siguiente tabla la cual muestra un comparativo de lo que se debió de añadir contra lo que quiso dirección que realmente se añadiera:

	Ag. #1	Ag. #2	Ag. #3	Ag. #4	Ag. #5	Ag. #6
kg de carbón teórico	6440.175	6440.175	6440.175	6440.175	17528.7	6440.175
kg de carbón real	8500	8500	8500	8500	10000	6000

La adición de carbón excedente fue “fundamentado” por dirección de que el carbón a inicio del proceso de agitación habría que tener una mayor adsorción de valores y aunque se insistió en respetar la adición calculada las ordenes fueron añadir el carbón conforme a la tabla anterior.

## 5.2 PRODUCCION EN BASE A SOLIDOS EN EL PROCESO

Toneladas 7,638	Ley de ensaye g/ton		Contenidos Kg	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	34.3587	2.516	262.434	19.222
Cola	13.134	1.331	100.321	10.169
Producción			162.113	9.053

$$\% \text{ recuperación Ag} = \frac{\text{producción}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{162.113\text{kg}}{262.434\text{kg}} * 100 = 61.77\%$$

$$\% \text{ recuperación Au} = \frac{\text{producción}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{9.053\text{kg}}{19.222\text{kg}} * 100 = 47.09\%$$

Se puede observar que el % de recuperación fue muy bajo, ya que los valores en jal estaban muy cargados, con esto se decidió suspender la prueba, lo que se cree que sucedió aquí fue que como el mineral carbonoso es procesado en los molinos se le añadió solución semirica #1 la cual contenía cianuro, entonces el cianuro comenzó a lixiviar los valores de oro y plata, los disolvió y seguido de esto el mismo carbón mineral que acompaña al mineral lo comenzó a adsorber, al momento de llegar al área de tratamiento químico el tanque espesador primario realiza su función de separación de fases líquida y sólida pero el carbón mineral en los sólidos ya habían realizado el preg-robbing de los valores y cuando llegan a los tanques

de agitación, no se pueden recuperar en el carbón activado, entonces estos valores atrapados en el carbón mineral siguieron su camino a lo largo del proceso hasta llegar a la parte final del área de tratamiento químico, el tanque lavador #3 para su posterior disposición como jales en el proceso final.

Una propuesta que se sugirió para evitar este detalle fue que en vez de añadir solución semirica #1 (la cual lleva cianuro) en molinos se utilizara agua fresca, y el cianuro se añadiera en agitación para que ahí comenzara la disolución de los valores, entonces el carbón activado teniendo cinco veces más velocidad de adsorción que el carbón mineral (de acorde a pruebas metalúrgicas realizadas) captaría más rápido los valores, mejorando el enriquecimiento del carbón activado y disminuyendo la ley en los sólidos de las colas finales, sin embargo esta propuesta no fue aprobada y se descartó totalmente la posibilidad de volver a hacer una prueba industrial la cual debió de tener éxito.

### 5.3 EFICIENCIA DEL MODULO ADR

Toneladas	Ley de ensaye g/ton		Contenidos Kg	
	Ag	Au	Ag	Au
64				
Cabeza	2111.88	330.950	135.160	21.180
Cola	98.967	71.254	6.333	4.560
Producción			128.827	16.62

$$\% \text{ recuperación Ag} = \frac{\text{producción}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{128.827\text{kg}}{135.160\text{kg}} * 100 = 95.31\%$$

$$\% \text{ recuperación Au} = \frac{\text{producción}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{16.62\text{kg}}{21.18\text{kg}} * 100 = 78.47\%$$

Podemos observar que la recuperación para el oro fue un poco baja, se supuso que esto fue debido a la refractariedad del mineral, sin embargo por órdenes de dirección no se realizaron las pruebas correspondientes para confirmar esta teoría, también es importante hacer mención que fueron 64 toneladas de carbón en vez de las 50 adicionadas, este excedente de 16 toneladas de carbón es porque el carbón era procesado y despojado de los valores, una vez estéril era reutilizado en el proceso volviendo a adicionarse a los tanques con la intención de seguir adsorbiendo valores para luego volver a procesarse en el módulo ADR.

#### 5.4 EFICIENCIA DE LA CELDA ELECTROLITICA

Bombeo 2831 m <sup>3</sup>	Ley de ensaye g/m <sup>3</sup>		Contenidos Kg	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	45.480	5.854	128.753	16.572
Cola	1.771	0.636	5.014	1.801
Producción			123.739	14.771

$$\% \text{ ef celda Ag} = \frac{\text{producción}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{123.739\text{kg}}{128.753\text{kg}} * 100 = 96.11\%$$

$$\% \text{ ef celda Au} = \frac{\text{producción}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{14.771\text{kg}}{16.572\text{kg}} * 100 = 89.13\%$$

Como podemos observar la celda electrolítica tiene un porcentaje de recuperación aceptable, lo que quiere decir que está en óptimas condiciones de operación. El problema no es el módulo ADR, este módulo opera bien y tiene buena eficiencia, el problema que se tuvo es el hecho de no seguir los lineamientos y recomendaciones hechas por FLSmith, así como la sugerencia de utilizar agua en vez de solución en el área de molinos, sin embargo, como ya se mencionó con anterioridad, la dirección de aquel entonces no lo autorizó causando las pérdidas de valores en los jales finales del proceso sin dar permiso de realizar otra prueba a nivel industrial.

#### 5.5 RESULTADOS EN EL MODULO ADR CUANDO ERA OPERADO A MANERA DE MAQUILA

➤ Porcentaje de recuperación en sólido desde el carbón activado:

Toneladas 1.863	Ley de ensaye g/ton		Contenidos Kg	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	8,115.8137	1616.895	15.1197	3.0122
Cola	24.4281	15.8581	0.0455	0.0295
Despojo			15.0742	2.9827

Se procede a determinar el porcentaje de despojo de valores del carbón:

$$\text{Para la plata: } \% \text{ ef celda} = \frac{\text{despojo}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{15.0742\text{kg}}{15.1197\text{kg}} * 100 = 99.69\%$$

$$\text{Para el oro: } \% \text{ ef celda} = \frac{\text{despojo}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{2.9827\text{kg}}{3.0122\text{kg}} * 100 = 99.02\%$$

Como se puede observar el porcentaje de despojo es bastante aceptable lo que quiere decir que el despojo de los valores desde el carbón activado se está llevando a cabo con una alta eficiencia.

➤ **Porcentaje de recuperación en la solución rica proveniente de la desorción:**

Bombeo 364 m <sup>3</sup>	Ley de ensaye g/m <sup>3</sup>		Contenidos Kg	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	40.825	7.966	14.860	2.899
Cola	2.832	0.296	1.031	0.108
Producción			13.829	2.791

Se procede a determinar el porcentaje de eficiencia de la celda electrolítica:

$$\text{Para la plata: } \% \text{ ef celda} = \frac{\text{producción}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{13.829\text{kg}}{14.860\text{kg}} * 100 = 93.06\%$$

$$\text{Para el oro: } \% \text{ ef celda} = \frac{\text{producción}}{\text{cabeza}} * 100 = \frac{2.791\text{kg}}{2.899\text{kg}} * 100 = 96.27\%$$

Se puede observar que la eficiencia de la celda electrolítica es también es bastante buena, los valores recuperados son similares a los valores de despojo del carbón procesado, tanto la celda como el módulo ADR operan en buenas condiciones.

## CONCLUSIONES

Como se pudo constatar mediante los cálculos realizados utilizando los resultados de las pruebas de laboratorio, primero que nada se observa una recuperación de valores en sólidos en el proceso bastante deficiente esto a causa del preg-robbing, el problema de esto fue la adición de solución cianurada en la etapa de molienda del mineral, al momento de efectuar esta adición los valores comenzaron a lixiviarse y los complejos de auro-cianuro comenzaron a adherirse al mismo mineral carbonoso que acompaña a los valores provocando el denominado preg-robbing, si en vez de haber añadido solución cianurada se hubiera añadido agua fresca en la molienda y una vez el mineral reducido de tamaño y ya en los tanques agitadores en este punto se hubiera agregado la solución cianurada los resultados seguramente hubieran sido más satisfactorios debido a que la velocidad de adsorción del carbón activado es cinco veces más rápida que la del carbón mineral y los sólidos en la pulpa a lo largo del circuito hubieran tenido un número menor de valores hasta llegar a ser jales de bajas leyes, sin embargo esto no pudo realizarse y solo queda en una teoría debido a que la dirección de la empresa de aquel momento se negó a realizar dicha prueba industrial, por otro lado se verifico que tanto el módulo ADR y la celda electrolítica

operan en condiciones bastante aceptables de igual manera realizando los cálculos correspondientes utilizando los resultados proporcionados por laboratorio se verifica que la recuperación en sólidos de carbón activado en el módulo ADR es muy buena así como también lo es la recuperación en solución para la celda electrolítica solo teniendo un poco de baja recuperación en los sólidos de carbón activado, 78%, pero esto es muy probablemente debido a la refractariedad del oro en el mineral aunque de igual manera no se pudo constatar debido a que dirección tampoco dejo realizar las pruebas necesarias para confirmar esta teoría, aunque como refuerzo a esto se observa que cuando el módulo opero a manera de maquila, al no ser mineral de la empresa, las recuperaciones tanto de plata como de oro fueron muy elevadas siendo del 99%.

## BIBLIOGRAFIA

- Alfonso Romero Baylon, S. F. (2009). Obtención de metales preciosos a partir de residuos sólidos mineros o relave. *Industrial Data*, 41 - 46.
- CONAGUA Subdirección General Técnica, G. d. (30 Abril 2002). *Determinación de la disponibilidad de agua en el acuífero Valle de Tequisquiapan, Estado de Querétaro*.
- Gasparri, C. (1993). *Gold and Other Precious Metals*. Springer.
- I.N.E.G.I. (1973). *Carta edafológica de Tequisquiapan F14-C67 Querétaro e Hidalgo*.
- I.N.E.G.I. (1973). *Carta geológica de Tequisquiapan F14-C67 Querétaro e Hidalgo*.
- I.N.E.G.I. (2003). *Datos Geográficos, Fisiografía del estado de Querétaro*. Obtenido de <https://qro.inegi.gob.mx/territorio/español/fisio.html>
- I.N.E.G.I. (2003). *Datos Geográficos, Fisiografía del estado de Querétaro*. Obtenido de <http://qro.inegi.gob.mx/territorio/espanol/geolo.html>
- I.N.E.G.I. (2003). *Datos Geográficos. Agricultura y Vegetación del Estado de Querétaro*. Obtenido de <http://qro.inegi.gob.mx/territorio/espanol/agri.html>
- INEGI. (1986). *Anuario Estadístico del Estado de Querétaro*.
- INEGI. (1986). *CARTA DE CLIMAS Escala 1:500,000 Querétaro, México*.
- INEGI. (1986). *Carta Fenómenos Meteorológicos. Escala 1:1,000,000 Querétaro, México*.
- INEGI. (1986). *Síntesis geográfica, nomenclator y anexos cartográficos del Estado de Querétaro*.
- INEGI. (2003). *Mapa de regiones hidrológicas del estado de Querétaro*. Obtenido de <http://qro.inegi.gob.mx/territorio/espanol/rh.html>
- INEGI. (s.f.). *DATOS GEOGRÁFICOS MAPA DE CLIMAS*. Obtenido de <http://qro.inegi.gob.mx/territorio/espanol/clim.html>
- John Marsden, L. H. (1992). *The chemistry of gold extraction*.
- Maps, G. (2016). *Google maps*. Obtenido de Image globe: <https://www.google.com.mx/maps/@20.7100726,-99.9895608,11730m/data=!3m1!1e3>
- Querétaro, S. d. (1986). *Los Municipio de Querétaro*. Secretaría de Gobernación.
- Querétaro., S. d. (1986). *Los Municipios de Querétaro*.
- Tretbar, D. (2004). *Carbon preg, robo en el porcesamiento de minerales auríferos*. Obtenido de [https://gsa.confex.com/gsa/2004RM/finalprogram/abstract\\_72717.htm](https://gsa.confex.com/gsa/2004RM/finalprogram/abstract_72717.htm)
- Yannopoulos, J. (1991). *The extractive metallurgy of gold*. Springer.