

20 de Agosto del 2020

Hgo. Del Parral, Chih.

IDENTIFICACION DEL PROYECTO.

Institución: Universidad Tecnológico De Parral.

Docente titular del proyecto: Ing. Anna Isabel Carrillo Garcia.

Alumno colaborador del proyecto:

ACOSTA LOYA VICTOR MANUEL
RUIZ HERNANDEZ JULIO CESAR

Asesor empresarial: Ing. Héctor Talamantes.

Título del proyecto: PROYECTO LOS RICOS ETAPA # 1

UNIVERSIDAD TECNOLOGICA DE PARAL.

DIRECCION ACADEMICA.

PRESENTE.

Asunto: PROYECTO LOS RICOS ETAPA 1

Por medio del presente. Se informa de la conclusión por parte del Maestro Ing. Anna Isabel Carrillo García del proyecto: **PROYECTO LOS RICOS ETAPA 1**, realizado en esta organización el periodo **SEP-DIC 2019 / ENERO ABRIL 2020**

En cumplimiento de lo acordado, cada actividad este proyecto, fue debidamente registrada y documentada para la representación de los resultados obtenidos en **PROYECTO LOS RICOS ETAPA # 1**. Haciendo entrega al Maestro Anna Isabel Carrillo Garcia, Análisis y conclusión, así como las recomendaciones para el análisis y optimización metalúrgica. Este reporte ha sido en beneficio de esta empresa y permitirá tomar decisiones para optimizar la operación.

Agrademos y reconocemos la intervención del Maestro Anna Isabel Carrillo Garcia, por su desempeño y profesionalismo, para la realización de un proyecto de mejora a nuestra empresa. Creando la vinculación del Sector Empresarial y Educativo.

ATENTAMENTE



**LIC. ARMANDO DOMINGUEZ MEZA
JEFE RECURSOS HUMANOS
GRUPO COANZAMEX
TEL 6275274600**



UNIVERSIDAD TECNOLÓGICA DE PARRAL

PROYECTO LOS RICOS ETAPA 1

PROYECTO TÉCNICO

ALUMNOS:

JULIO CESAR RUIZ HERNANDEZ
VICTOR MANUAL ACOSTA LOYA

DIRECTOR DE PROYECTO: Ing. Anna Isabel Carrillo García



Resumen

Proyecto de investigación “Los Ricos” surge de la necesidad de Grupo GoGold de establecer la factibilidad de llevar el material a un proceso de maquilado adaptado completamente para él.

Mediante la investigación por pruebas, que con sus resultados logran proyectar con certeza el comportamiento que toma el mineral, así mismo con los resultados obtenidos podemos realizar la segunda fase de la investigación que se trataría de adaptar una planta piloto acorde a los resultados obtenidos, con la investigación realizada podemos observar el comportamiento de la extracción del mineral deseado con diferentes parámetros como: Granulometría, tiempo en contacto con solución cianurada, cantidad de elementos químicos necesarios para la extracción del mineral, etc.

Así mismo podemos encontrar las diferentes etapas y procedimientos que se tuvieron que realizar, así como los resultados obtenidos, graficando para una mayor comprensión.

Abstract

The Los Ricos research project arises from the need of the GoGold Group to establish the feasibility of carrying out the material in a maquiladora process fully adapted to it.

Through research by tests, which with their results achieve a project with certainty the behavior that the mineral takes, as well as with the results, we can carry out the second phase of the research that will try to adapt a pilot plant to the affected results, with the research carried out we can observe the behavior of the extraction of the desired mineral with different parameters such as: particle size, time in contact with cyanide solution, quantity of chemical elements necessary for the extraction of the mineral, etc.

Thus we can find the different stages and procedures they had to carry out, as well as the results obtained, graphing for a better understanding.

Índice General

| | |
|--|----|
| Capítulo I. Introducción..... | 1 |
| 1.1 Los Ricos | 2 |
| 1.2 Ubicación y acceso | 3 |
| 1.3 Programa de perforación..... | 4 |
| 1.4 Geología regional | 5 |
| 1.5 Tipo de depósito..... | 9 |
| Capítulo II. Planteamiento del Problema | 11 |
| 2.1 Antecedentes del Problema..... | 11 |
| 2.2 Objetivos del Proyecto | 13 |
| 2.2 Justificación del Proyecto..... | 14 |
| Capítulo III. Marco Teórico..... | 15 |
| 3.1 Proceso de Lixiviación..... | 15 |
| 3.2 Termodinámica de la cianuración de oro. | 17 |
| 3.3 Cinética de la cianuración de oro. | 18 |
| 3.4 Lixiviación por agitación. | 19 |
| 3.5 Variables en el proceso de lixiviación de oro..... | 20 |
| Capítulo IV. Análisis y mejora | 24 |
| 4.1 Diagnóstico de la Situación Actual..... | 24 |
| ANALISIS DE CAUSA Y EFECTO | 25 |
| 4.2 Propuesta de mejora | 26 |
| 4.3 Cronograma..... | 27 |
| 4.4 Desarrollo de Actividades. | 28 |
| 5.1 Resultados..... | 49 |
| Referencias..... | 55 |
| Anexos | 56 |

Índice de Tablas y Figuras

| | |
|--|----|
| FIGURA 1 DIAGRAMA EH – PH PARA EL SISTEMA AU – CN – H ₂ O | 17 |
| FIGURA 2 FORMATO DE PRUEBAS DE BOTELLA | 36 |
| FIGURA 3 FORMATO DE BALANCE GENERAL | 38 |
| FIGURA 4 CONSUMOS DE CN Y CAL | 40 |
| FIGURA 5 LECTURAS EL ABRA -3/8" | 41 |
| FIGURA 6 LECTURAS EL ABRA -3/8" (2) | 41 |
| FIGURA 7 LECTURAS EL ABRA -200 MALLAS | 42 |
| FIGURA 8 LECTURAS RASCADERO -3/8" | 42 |
| FIGURA 9 LECTURAS RASCADERO -3/8" (2) | 43 |
| FIGURA 10 LECTURAS RASCADERO -200 MALLAS | 43 |
| FIGURA 11 LECTURAS LA FAMOSA -3/8" | 44 |
| FIGURA 12 LECTURAS LA FAMOSA -3/8" (2) | 44 |
| FIGURA 13 LECTURAS LA FAMOSA -200 MALLAS | 45 |
| FIGURA 14 LECTURAS SAN PEDRO -3/8" | 45 |
| FIGURA 15 LECTURAS SAN PEDRO -3/8" (2) | 46 |
| FIGURA 16 LECTURAS SAN PEDRO -200 MALLAS | 46 |
| FIGURA 17 LECTURAS LA COLORADA -3/8" | 47 |
| FIGURA 18 LECTURAS LA COLORADA -3/8" (2) | 47 |
| FIGURA 19 LECTURAS LA COLORADA -200 MALLAS | 48 |
| FIGURA 20 COMPORTAMIENTO DE EXTRACCIÓN DE PLATA (Ag) -3/8 | 51 |
| FIGURA 21 COMPORTAMIENTO DE EXTRACCIÓN DE ORO (Au) | 52 |
| FIGURA 22 COMPORTAMIENTOS DE EXTRACCIÓN DE PLATA | 53 |
| FIGURA 23 RESULTADOS DE BALANCE METALÚRGICO | 53 |
| FIGURA 24 CODIGO QR CON ARCHIVOS DE ANEXOS. | 56 |

Capítulo I. Introducción

Grupo Coanzamex S.A. de C.V. subsidiaria de Go Gold Resources Inc., inicio operaciones en junio del 2014 en su planta de lavado de jales en Hidalgo del Parral.

La planta tiene una capacidad para procesar 5,000 ton. por día, utilizando tecnología de punta de origen Sud-Africano mediante la cual extraerán mineral de los jales antiguos que han permanecido durante siglos cerca de la mancha urbana, siendo este proyecto la primera planta de este tipo en Latinoamérica.

El proyecto contempla una inversión de 500 millones de dólares y crear cerca de 250 empleos, entre directos e indirectos.

Proyecto de relaves parral

Ubicación: Hidalgo del Parral, Chihuahua, México

Estado: Producción comercial - Logrado: abril de 2015

Reservas: 35 millones de ozono de plata equivalente (50: 1) *

Recurso (M&I): 12.6 millones de onza de plata equivalente (71: 1) **

En dicha empresa se realizaron las pruebas para determinar la granulometría para la recuperación óptima del material extraído de la mina Los Ricos, a cargo del ingeniero Héctor Talamantes, jefe de departamento de laboratorio de Grupo Coanzamex

1.1 Los Ricos

Ubicación: Jalisco, México

Estado: Exploración: programa de perforación de 10.000m en curso

El 25 de marzo de 2019, la Corporación adquirió los derechos de un acuerdo que ofrece la opción de adquirir el 100% de las concesiones del proyecto Los Ricos (el "Acuerdo de opción"). La propiedad Los Ricos ubicada en el estado de Jalisco, México, consta de 29 concesiones, cubre más de 22,000 hectáreas y alberga varias operaciones mineras históricas. La propiedad se encuentra a unos 100 km al noroeste de la ciudad de Guadalajara y es fácilmente accesible por carretera asfaltada. Hay 65 perforaciones históricas en la propiedad desde 2003 y 2004, y la mayoría de ellas interceptó la mineralización desde cerca de la superficie. Hay numerosos trabajos subterráneos históricos en la propiedad, que se remontan a la época colonial española temprana, pero son principalmente de operaciones a principios del siglo XX cuando Marcus Daly Jr.,

El Acuerdo de opción vence el 15 de noviembre de 2023 y otorga derechos de exploración exclusivos a la Corporación durante el plazo, con pagos mensuales que comienzan en \$ 12,000 y aumentan a \$ 32,000 durante el término del acuerdo. En caso de que la Corporación elija ejercer su opción de adquirir las concesiones, se debe realizar un pago global de \$ 11,000,000 dentro de un año de la fecha de elección de la opción. La Corporación tiene el derecho de rescindir el Acuerdo de Opción en cualquier momento durante el plazo, sin más compromisos financieros.

1.2 Ubicación y acceso

La propiedad Cinco Minas es accesible por una autopista de cuatro carriles al oeste de Guadalajara, la tercera ciudad más grande de México, o por una antigua autopista de dos carriles que pasa por la ciudad de Tequila hacia la comunidad de Magdalena, una distancia de aproximadamente 70 km. Desde Magdalena se accede a la propiedad por otros 5 km de camino pavimentado y luego por otros 20 km de buen camino de grava. El acceso es adecuado en un vehículo de dos ruedas con buenos neumáticos. La topografía en y alrededor de la propiedad es bastante robusta e incisa. Las elevaciones en el rango de la propiedad oscilan entre los 1100 m ASL y los 1500 m ASL, y la veta y los trabajos de Cinco Minas ocurren aproximadamente a los 1300 m del nivel y algo más al noroeste.

1.3 Programa de perforación

GoGold actualmente está llevando a cabo un programa de perforación diamantina de 10.000 m de núcleo de tamaño HQ junto con un programa de campo de mapeo geológico, muestreo y excavación de zanjas en la propiedad. La campaña de perforación central se centra en definir el halo mineralizado alrededor de los brotes históricos de mineral de alta ley, tal como lo definen los trabajos subterráneos y los 65 barrenos históricos de perforación en la propiedad.

A continuación se muestra un diagrama de sección longitudinal que muestra los resultados históricos y de perforación de GoGold hasta la fecha en Los Ricos. Vea los comunicados de prensa para obtener detalles completos de cada perforación. Además, se proporciona un modelo tridimensional Core box que muestra los resultados de la perforación hasta la fecha.

1.4 Geología regional

El distrito minero Hostotipaquillo se encuentra dentro de la intersección aproximada de dos arcos magmáticos cal alcalinos extensos, la antigua provincia volcánica de la Sierra Madre Occidental y el arco volcánico trans-mexicano más joven (o Cinturón Neo Volcánico). La provincia volcánica de la Sierra Madre Occidental se desplaza al noroeste a lo largo del margen del Pacífico de México y es paralela a la costa occidental. Se extiende por aproximadamente 1,700 kilómetros desde la frontera de Estados Unidos hasta el estado mexicano de Guerrero. El arco volcánico Trans-Mexicano (Eje Neovolcanicotas), con una tendencia posterior de este a oeste, se superpone y oscurece parcialmente la parte sur de la provincia volcánica de la Sierra Madre Occidental (Ausburn, 1997).

La geología del distrito de Hostotipaquillo se caracteriza por rocas intrusivas volcánicas y subvolcánicas del Oligoceno tardío al Plioceno deformadas por un conjunto de fallas normales que forman graben en el noroeste y aproximadamente de este a oeste. Los volcanes de oligoceno y mioceno son principalmente flujos de andesita, flujo de ceniza de riolita y tobas de caída de aire, y cúpulas de flujo de riolita y dacita que han sido parcialmente cubiertas por el plioceno a los flujos de basalto recientes. El Graben con tendencia al noroeste que se extiende a lo largo de la mayor parte del distrito es una de varias depresiones tectónicas del Mioceno tardío al cuaternario formadas en el área de la intersección de la provincia volcánica de la Sierra Madre Occidental del sur y el arco volcánico de Trans México, y es parte de la región regional más grande. Sistema de graben de Zacoalco de tendencia oeste-noroeste. El Río Santiago fluye hacia el noroeste a través del distrito a lo largo del margen noreste de la estructura graben del distrito Hostotipaquillo, incluyendo el grupo de minas Gran Cabrera, el grupo de minas El Salomón- El Favor y las cinco Minas y la veta del grupo de minas Santo Domingo-La Española. sistemas Estas fallas forman escarpes prominentes que son las paredes del cañón en el lado suroeste y sur de Río Santiago. Los sistemas de vetas mineralizadas en estas fallas forman pendientes de inmersión en las paredes del cañón del río en varios lugares, como Cabrera y Santo Domingo-La Española.

La andesita se presenta en varios colores y texturas. Al noroeste de la mina El Águila, cerca del fondo de la veta y en el arroyo San Miguel y en la desembocadura del arroyo La Calera (ubicación desconocida), la andesita es de color gris verdoso y tiene una textura muy fina. Contiene abundantes fenocristales de cuarzo, y los investigadores anteriores lo han clasificado como un andesita de cuarzo.

En el pueblo de Cinco Minas se producen afloramientos de la andesita que forman el muro colgante de la veta de Cinco Minas. Son de color rojo-púrpura, porfírico y descansan sobre tobas andesíticas (Rivera y Vázquez). El autor observó estos andesitas en una exposición a cielo abierto en los trabajos de El Abra.

La falla grande, postmineral, ha arrastrado estos volcanes hacia abajo en la pendiente de inmersión de la veta de Cinco Minas, de modo que parecen descansar de forma conforme en la superficie de la veta / falla.

En la mina, se observan riolitas sobre andesita en las partes inferiores de la veta. En la superficie, las riolitas se encuentran principalmente en afloramientos por encima de la veta y subyacen a la mayoría de las colinas más altas que se encuentran al noreste de la misma. Las riolitas tienen varios tonos de rosa y verde claro y con frecuencia contienen fenocristales de cuarzo. Este último tipo fue observado por el autor a lo largo de cortes transversales conectados al nivel de transporte de La Famosa ubicado en el estribo de la veta Cinco Minas.

Se observaron dos tipos de tobas: andesítica y riolítica. El afloramiento de tipo anterior en Cinco Minas Creek, es de color verde claro, grano fino y localmente tiene inter bandas purpúreas y muestra algunos signos de plegamiento interno. El último tipo aflora en las partes más altas de la ladera en la parte noroeste de la veta Cinco Minas, cerca de las labores de San Juan. Aquí tienen un color rosa pálido y contienen abundantes fenocristales de cuarzo y biotita y fenocristales de feldespatos que son caolinizados.

Las brechas se encuentran por encima de la riolita al noreste de El Pitayo (ubicación desconocida). Forman capas estratiformes con un golpe hacia el noroeste y una inmersión de 32 0 hacia el noreste. Consisten en fragmentos angulares de volcanes rojos y verdes de 1 a 5 mm de ancho. La orientación y distribución de los clastos sugiere una fuente de ventilación hacia el oeste. La matriz es de origen riolítico.

Los basaltos más jóvenes superponen todas las unidades mencionadas anteriormente. Se distinguen dos tipos: un grupo ocurre debajo de la vena de Cinco Minas. Recubren la riolita al noreste de El Capisayo (ubicación desconocida) y tienen una textura de grano fino. El análisis petrográfico indica que es un basalto porfídico que contiene hornblenda y enstatita. Su posición estratigráfica sugiere que se depositaron temprano en la sucesión volcánica y posiblemente son parte de una suite bimodal que incluye estructura

Las fallas juegan un papel importante en el emplazamiento de la vena Cinco Minas y otras en el área. La falla que contiene Cinco Minas es parte de la gran característica descrita anteriormente, relacionada con el desarrollo de graben en respuesta a la tectónica. El sistema de vetas Cinco Minas ocupa una falla mayor que tiende a 135 0 AZ y baja de 60 0 a 70 0 al suroeste.

Al comienzo del principal régimen tectónico en el terciario temprano, el movimiento lateral derecho predominó sobre una gran distancia desconocida. La hoja del mapa de geología regional para esta área muestra las fallas en el movimiento del lado izquierdo, pero esto es poco probable ya que el movimiento relativo de las dos placas tectónicas aquí es el lado derecho.

En Cinco Minas se produjeron cortes en una zona de muchos metros de ancho. Los diques de riolita penetraron posteriormente en la zona fracturada, seguido de una zona estéril de sulfuros de cuarzo local. El cuarzo posterior impregnó gran parte de la zona de cizallamiento y la roca de la pared adyacente a medida que continuaban los pequeños movimientos de cizallamiento (Black, 1981). El emplazamiento de sulfuro aumentó y la cizalladura disminuyó considerablemente, lo que provocó la formación de fuerzas de tensión y el posterior movimiento oblicuo de los bloques. Se colocaron más sulfuros durante esta fase, seguido de un cese de las fuerzas de corte. Esto fue seguido por fallas normales postmineral cuando se formó un gran graben en el suroeste. Se produjo un desplazamiento vertical de 10 a posiblemente 100 metros. Hubo algunas vetas menores de cuarzo de etapa tardía que acompañaron este evento. Esta falla post-mineral es evidente como resbaladizos en la vena de Cinco Minas.

1.5 Tipo de depósito

Cinco Minas es un depósito de metales preciosos, de baja sulfuración, epitermal, de antigüedad volcánica, de origen volcánico, con una antigüedad clásica. La veta, que tiene hasta unos 30 metros de ancho, ha tenido al menos 3 eventos de veteado de cuarzo / precipitantes de metal anotados. El tamaño y las dimensiones de la veta Cinco Minas varían un poco de un informe a otro. Un autor desconocido (firma no discernible) en un informe de 1954 describe la vena como de unos 3 km de largo y unos 20 pies de ancho en la mina Cinco Minas (¿El Abra trabaja?), Sin embargo, en el corte transversal de Dos Juanes describe la veta Cinco Minas como 100 pies de ancho y la veta Dos Juanes como algo más estrecha y separada de Cinco Minas por unos 100 pies de roca de campo.

Al noroeste de Dos Juanes, la veta de San Juan continúa como la veta El Águila. Además, sugiere que las venas de Cinco Minas y San Juan son una. Wisser (1930) afirma que la veta Cinco Minas se encuentra en el estribo de la zona de falla regional, paralelamente a la caída en picado (esta sería la porción de veta de alto grado de la veta, como se ve en El Abra). Es una zona de ruptura con algún desplazamiento, y la vena es simplemente un miembro mineralizado del grupo de fracturas que forman la zona de falla.

La vena no es una fisura simple; rara vez muestra paredes limpias, excepto cuando una falla de la zona de falla regional forma su pared colgante. La fracturación varía desde la simple laminación hasta la destrucción y el aplastamiento intensos. La materia de la vena puede consistir en filones delgados o irregulares o estar presente en grandes cantidades, cementando fragmentos de andesita mezclados; En lugares se produce una vena sólida de varios metros de ancho. La pared del pie muestra la menos rotura, que consiste en largueros estrechamente espaciados o cuarzo masivo con o sin calcita. La rotura aumenta hacia la pared colgante, y la vena consiste en fragmentos de andesita y cuarzo cementados con cuarzo y calcita; La calcita suele ser más abundante junto a la pared colgante.

La silicificación tanto de la pared como de los fragmentos incluidos es a menudo intensa. Las texturas de las venas varían desde toscamente cristalinas hasta calcedónicas; La forma de grano más fino es más común.

Mineralización

Las venas, que han sido descritas un poco más arriba, son típicamente epitermales con cuarzo blanco a amatistina que se ha roto, brecciado y recementado por cuarzo posterior (Zahony, 1981). Hay varios episodios de deposición de sulfuro contemporáneos con el cuarzo episódico. La pirita y la calcopirita son los sulfuros más abundantes con galena, esfalerita y sulfuros de grano fino negros localmente abundantes. Los últimos consisten en argentita, plata nativa, miarigita (AgSbS_2) y posiblemente algunos otros sulfosales de plata + / minerales manganíferos.

La oxidación prevalece en todos los niveles por encima del nivel freático (nivel Cinco Minas en la actualidad), y el enriquecimiento de supergeno puede ser en parte responsable de la distribución de plata de los trabajos sobre el nivel freático. El autor observó limonitas, jarosita y malaquita en los trabajos superiores (Formosa, San Pedro, El Abra) durante nuestro examen y recorrido. Minerales grises finos a negros de hollín (argentitas) Forman masas amorfas irregulares o láminas delgadas en su interior.

Capítulo II. Planteamiento del Problema

2.1 Antecedentes del Problema

Historia de las Cinco Minas

Las zonas Destajos, Famosa y Trinidad (niveles) de la veta Cinco Minas fueron explotadas ya en la época colonial española a principios de 1500 (Rivera y Vázquez, 1963). El siguiente registro documentado de explotación en el área fue en 1824, cuando un Coronel Schiaffino tenía la propiedad. Posteriormente, la propiedad fue trabajada por un Sr. Luis Martínez de Guadalajara, pero después de él, la mina fue ampliada significativamente por Cinco Minas Mining Company (CMMC), propiedad de Marcus Daly Jr., hijo del fundador de Anaconda Copper Company.

CMMC construyó el camino hacia la mina y la ciudad y también trajo una línea eléctrica de 220 kV que todavía está en pie y en funcionamiento (Anón., 1954). CMMC compró la energía de la planta hidroeléctrica de Chapala en el lago de Chapala, al sur de Guadalajara (Lindsay, 1957). La mina funcionó hasta 1930, cuando se cerró en parte debido a reservas agotadas y la Depresión, en parte debido a disturbios civiles en México. Durante su operación, CMMC desarrolló y extrajo el rodaje de mineral de la zona de El Abra en diecisiete niveles. El rodaje se extrajo a una distancia de unos 700 metros, vertical y horizontalmente, a más de 450 metros cerca de la parte superior de la veta y más de unos 100 metros en los niveles más bajos.

Los registros totales de producción no están disponibles, pero los cálculos realizados por Zahony (1981), basados en los registros de producción anotados por Wisser (1930) indican que el depósito producido es del orden de 2.1 millones de toneladas de 0.13 oz / t de Au (4.46 g / t) y 18.6 oz / t Ag (637 g / t). Un cálculo realizado por Minera Las Cuevas durante 1981-1982 produjo una estimación minada de 1.3 millones de toneladas de mineral con un promedio de aproximadamente 1 kg / tonelada de Ag (> 29 oz / t) y aproximadamente de 3 a 4 g / t de Au (~ 0.1 oz / t) de un brote de mineral con unas dimensiones de aproximadamente 200 mx 6 mx 455 m de profundidad (Ausburn, 1997). Esto es de un bloque más pequeño y más rico contenido dentro de la persona mayor.

En dicha mina al encontrarse aún en fase de exploración se consideró que lo más apropiado sería realizar las pruebas para determinar la granulometría con la que se obtenga mejor recuperación de los minerales de conveniencia, por ende, se obtendrá el equipo y reactivos necesario para obtener los mejores resultados posibles.

2.2 Objetivos del Proyecto

Identificar los factores que puedan interferir en la recuperación requerida del material a procesar, mediante pruebas de botella en diferentes concentraciones de reactivo y con diferentes granulometrías, buscando encontrar valores clave mediante la investigación. Identificando los factores óptimos para lograr una recuperación deseada, descartando todas las variables que desfavorezcan el proceso y minimizando pérdidas de mineral de interés.

2.2.1 Objetivo general

Encontrar la granulometría óptima para la lixiviación por cianuración del mineral de las 5 diferentes minas, establecer las operaciones necesarias en la maquilada del mineral, estudiar el comportamiento durante el proceso, delimitar factores de lixiviación, conocer sus contenidos y la máxima recuperación posible

2.2.1 Objetivos específicos

- Identificar granulometría del mineral requerida.
- Establecer un estándar de consumo de reactivos.
- Conocer comportamientos de mineral durante proceso.
- Estudiar y definir la factibilidad de maquilar material a nivel proceso.

2.2 Justificación del Proyecto

Proyecto de investigación “Los Ricos” surge de la necesidad de Grupo GoGold de establecer la factibilidad de llevar el material a un proceso de maquilado adaptado completamente para él.

Mediante la investigación por pruebas, que con sus resultados logran proyectar con certeza el comportamiento que toma el mineral, así como para diseñar una planta adecuada al potencial de los yacimientos y producción de la mina, contemplando los procesos necesarios que requiere el mineral

Capítulo III. Marco Teórico

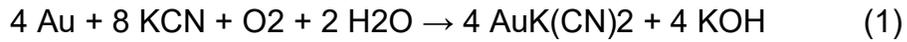
3.1 Proceso de Lixiviación.

El proceso de lixiviación es la etapa fundamental en un proceso hidrometalúrgico, que involucra la disolución del metal a recuperar desde una materia prima sólida, en una Solución acuosa mediante la acción de agentes químicos. Esta transferencia del metal hacia la fase acuosa, permite la separación del metal contenido en la fase sólida de sus acompañantes no solubles (Chahuayo y Márquez, 2012).

El proceso de cianuración son usados en tratamientos de minerales auríferos, este proceso se completa en dos etapas, la primera etapa se efectúa la disolución de metales preciosos, oro y plata, y la segunda etapa es la solución rica obtenida puede ser tratada por otros procesos como la precipitación con polvo de zinc o absorción con carbón activado.

Cabe mencionar que la solución de cianuro siempre tiene preferencia por los metales preciosos presentes en el mineral procesado y que la rapidez de la disolución de oro depende de la concentración de cianuro, la alcalinidad del medio lixivante, tiempo de lixiviación y el pH, el cual suele considerar entre 10.5 y 11, Así mismo, para poder efectuarse una eficiente cianuración de un mineral aurífero, el oro debe estar en forma libre y en tamaño fino. La presencia de acompañantes como minerales oxidados de cobre y sulfuros es negativo para en el proceso porque ellos se tienden a disolver en primera instancia, quedando muy poco cianuro libre para lixiviar al oro o también puede causar que el complejo aurocianuro sea absorbido por algún constituyente orgánicos (Michaud, 2015).

El principio básico de la cianuración es aquella en que las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa disolvente preferencial sobre el oro y la plata contenidos en el mineral. La reacción enunciada por Elsner en su Journal Prakchen (1946), es la siguiente:



La mayoría de autores concuerdan en que la reacción global de la disolución de oro propuesta por Elsner (Vargas 1990):



3.2 Termodinámica de la cianuración de oro.

Para poder comprobar los mecanismos físicos químicos de la lixiviación, será necesario hacer una revisión de sus principales propiedades termodinámicas y en particular de sus estados estables y meta estables, representadas clásicamente en el diagrama de Pourbaix, el cual se grafica teniendo en cuenta el potencial de oxidación y/o reducción química propuesta y el pH a la cual se lleva a cabo ésta. (P y T⁰ = cte).

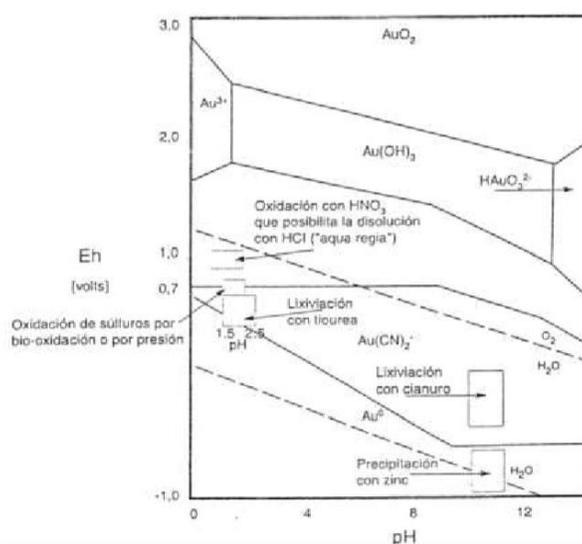


Figura 1 Diagrama Eh - Ph para el sistema Au - CN - H₂O

Se puede apreciar en la figura 1.1 que la disolución de oro el cual se encuentra dentro de los límites de estabilidad del agua. La estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente muestra una pendiente inclinada (efecto de la reducción del cianuro a pH menores de nueve) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, esto permite que sea posible la reacción de lixiviación, por formación de aurocianuros. Para que se pueda formar una molécula de aurocianuro, es necesaria la reacción del ion cianuro (presente en la solución alcalina) con la partícula de oro en presencia de oxígeno. (Misari, 1993)

3.3 Cinética de la cianuración de oro.

La termodinámica nos predice si una reacción ocurre o no, pero no nos predice, si los tiempos de operación de estas serán rentables o no, de este estudio se encarga la cinética de la reacción. Según (Misari, 1993) dice:

Como el tiempo en el cual se lleva a efecto la reacción es, en gran parte el de la etapa de menor velocidad (llamada entonces etapa controlante), una reacción fisicoquímica en la cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida se consume en las cinco etapas siguientes:

- Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interfase sólido – líquido
- Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido
- Reacción en la superficie
- Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido
- Difusión de estos productos de la interfase sólido – líquido a la solución.

La cianuración está gobernada por la Ley de Fick y son expresadas de la siguiente manera:

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

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

Donde:

D_{O_2} y D_{CN^-} : son los coeficientes de difusión en cm²/s.

$d(O_2) dt$ y $d(CN^-) dt$

: son las velocidades de difusión de O₂ y CN⁻ respectivamente.

A₁ y A₂: son las áreas en donde se llevan a cabo las reacciones anódicas y catódicas.

δ es el espesor de la capa de Nernst en cm.

[O₂] y [O₂]_s : son las concentraciones de oxígeno en el seno de la solución y en la

interfase, respectivamente ambas en moles/litro.

$[CN]$ y $[CN]_s$: son las concentraciones de cianuro en el seno de la solución y en la interfase, respectivamente, ambas en moles/litro.

3.4 Lixiviación por agitación.

Es uno de los métodos de disolución de oro más utilizado en el mundo, es la cianuración por agitación, debido a la elevada velocidad de reacción, las altas recuperaciones de oro obtenidas y porque funciona para una amplia variedad de minerales. En contraposición tiene costos más altos de instalación y operación respecto de los métodos en pilas, por lo que se aplica solo a menas que poseen leyes económicas.

La elevada cinética de lixiviación de oro se debe primordialmente a la mejor liberación del oro, producto de una reducción de tamaño mayor.

El proceso de agitación funciona muy bien para minerales con tamaños inferiores a 150 μm , tamaños mayores incrementan el desgaste de las paletas de agitación por efecto de la abrasión y existe mayor dificultad de mantenerlos en suspensión.

La densidad de pulpa utilizada varía entre 35–50% de sólidos, dependiendo del tamaño de las partículas, la gravedad específica y la presencia de minerales que incrementan la viscosidad de la pulpa, como las arcillas. El proceso de cianuración se inicia con la regulación del pH de trabajo entre 9,5 – 11,5, mediante la adición de la cal o soda caustica, previa a la adición de cianuro. Estas adiciones pueden realizarse en el tanque de cianuración o previamente en el molino.

(Marsden y House, 1992).

3.5 Variables en el proceso de lixiviación de oro.

Densidad de pulpa

La pulpa es la mezcla constituida por sólidos de una granulometría casi uniforme y otra constituida por un líquido, generalmente el agua. Tiene características propias tales como gravedad específica, peso y volumen.

El porcentaje de sólidos por peso en la pulpa por lo general deben estar comprendidos entre 30 y 60%. A bajos porcentajes de sólidos existe mayor cantidad de soluciones en contacto con las partículas minerales y se obtiene una disolución mayor, sin embargo, aumenta el consumo de cianuro (Flores, 1992).

Efecto de la concentración de cianuro en la disolución del oro.

La velocidad de disolución de oro aumenta linealmente con el aumento de cianuro hasta un cierto límite más allá del cual un aumento adicional cianuro tiene un efecto más bien retardante en la disolución de oro.

La disminución de oro a concentraciones altas de cianuro debe al aumento de pH de la solución producida por la hidrólisis del cianuro, la concentración de cianuro apropiada para disolver porcentajes elevados de oro, depende de la naturaleza mineralógica del material a ser tratado (Flores, 1992).

En las operaciones de minería del oro utilizan soluciones muy diluidas de cianuro de sodio (NaCN), típicamente entre 0.01% y 0.05% de cianuro (100 a 500 partes por millón).

(Logsdon, Hagelstein y Mudder, 2001).

Efecto de la concentración de oxígeno sobre la disolución del oro.

El oxígeno es un agente oxidante, esencial para la disolución de oro bajo condiciones normales de cianuración, la tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro es en cierto proporcional a la tasa de disolución de oxígeno.

El oxígeno es difícil de controlar debido a su escasa solubilidad en agua bajo condiciones atmosféricas, a nivel del mar y 25° C (Romero y Flores 2010).

Tiempo de cianuración

El tiempo es muy variable y depende de factores como la composición mineralógica, tamaño de las partículas de oro y plata, grado de liberación, concentración de cianuro en la solución y la temperatura del ambiente (Armijos, 2011).

También menciona que mientras más largo sea el tiempo de cianuración requerido para alcanzar una recuperación deseada de una mena de oro, mayor la capacidad requerida de los tanques de lixiviación, y, por tanto, mayor el costo de capital de la planta. En la práctica, se encuentra que el tiempo de residencia en plantas de oro, varía en un amplio rango (10 a 72 horas).

Efecto de la alcalinidad sobre la disolución del oro

El operar en un medio alcalino, no solo evita la hidrólisis del cianuro, sino también las pérdidas de éste por contacto con el CO₂ de la atmósfera, neutraliza los compuestos ácidos de las sales ferrosas y férricas, neutraliza así mismo la acción ácida de cualquier sal que se forme por descomposición de los minerales y mejora la extracción de teluros, plata, rubí y otros componentes difíciles de disolver de los metales preciosos (Vesga, 2010).

El pH varía entre 10 a 12 como rango óptimo para disoluciones de minerales auríferos (Armijos, 2011).

Efecto de la lixiviación por agitación sobre la disolución del oro

La lixiviación por agitación puede realizarse de forma intermitente, continua, en contracorriente, o continuo en paralelo. Se recurre a la agitación mediante burbujeo o bien a la agitación mecánica para mantener la pulpa en suspensión, hasta que se logra la disolución completa, siendo el tiempo de contacto de los sólidos con la solución del orden de horas, comparado con el proceso de lixiviación en montones que requiere meses (Vesga, 2010).

Efecto de la temperatura sobre la disolución del oro.

La disolución del oro y la plata tiende a aumentar conforme aumenta la temperatura de la pulpa. Sin embargo, cuando se aumenta la temperatura, disminuye la cantidad de oxígeno disuelto en el agua y también la solubilidad de los metales preciosos.

Normalmente se opera a la temperatura ambiente y solo se calienta las soluciones cuando se trata de despojar al oro del carbón activado o cuando se cianuran concentrados con muy altas leyes. (Vesga, 2010).

Influencia en el proceso de cianuración de otros constituyentes en la pulpa.

Los compuestos minerales de mena, donde se incluyen algunas especies de cobre, hierro, zinc, plomo, arsénico, antimonio, otros, consume cianuro y oxígeno, por ello se requiere mayor concentración en solución para lograr tasas aceptables de extracción.

Capítulo IV. Análisis y mejora

4.1 Diagnóstico de la Situación Actual

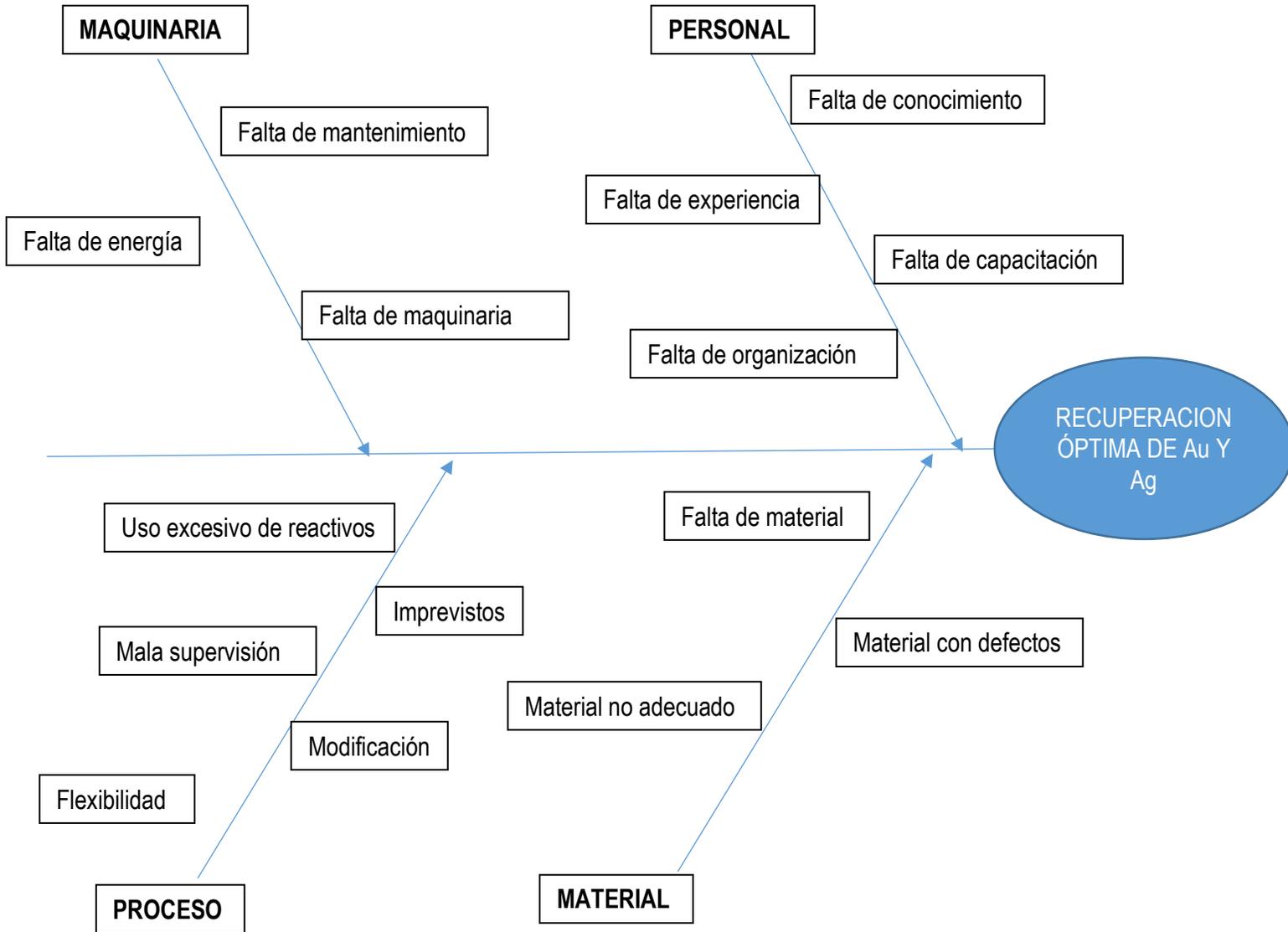
El proyecto de investigación “Los Ricos” surge de la necesidad de Go Gold Resources Inc. de establecer la factibilidad de llevar el material a un proceso de maquilado adaptado completamente para él.

Actualmente, el proyecto de investigación “Los Ricos” se lleva a cabo en la empresa Grupo Coanzamex S.A. de C.V., supervisado por el ingeniero Químico metalurgista Héctor Talamantes Chávez a cargo del laboratorio, y el Licenciado Armando Domínguez meza a cargo del departamento de recursos humanos en dicha empresa y la Ingeniero Químico Metalurgista Anna Carrillo, profesora de la universidad Tecnológica de Parral.

Las pruebas que se realizaron dentro de este proyecto fueron un proceso de cianuración en botella con diferentes parámetros tales como diferentes granulometrías, (principalmente a $-3/8$ y a -200 mallas), cantidad de reactivo, tiempo de agitación, entre otros parámetros para las cinco diferentes minas de interés.

La preparación a $-3/8$ solo consistió en homogenizar el compuesto nuevamente y mediante la técnica de coneo y cuarteo en espiral se tomó la muestra necesaria de 1.100 kg, luego de esto $3/8$ y a ya quedó disponible para pruebas para el posterior procedimiento de cianuración.

ANALISIS DE CAUSA Y EFECTO



4.2 Propuesta de mejora

De acuerdo al análisis y a los resultados obtenidos en esta investigación, podríamos proponer procesar el material no solo a un proceso de trituración, sino de un proceso de molienda para obtener el mayor porcentaje de recuperación, seguido de un proceso por medio de lixiviación dinámica en tanques, para así garantizar el máximo recuperación.

Una segunda propuesta aunque como opción sería reprocesar las colas de dicho proceso, para procesarla por medio de lixiviación estática, con un proceso de peletización, tal cual se hace actualmente en la planta de beneficio de la empresa Coanzamex S.A de C.V., así pudiendo obtener aún más porcentaje de recuperación, sacando el máximo aprovechamiento del material de las cinco minas.

4.3 Cronograma

El cronograma incluye la programación de las actividades a desarrollar durante la estadía, distribuidas en las 15 semanas del cuatrimestre, donde se indique el avance programado (P) y lo real (R). Representando todas las actividades desarrolladas en la empresa, desde que se llegó y hasta que se terminaron las últimas pruebas.

| (Cronograma) | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|--------------|--|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|----|----|----|----|----|----|
| N o | Actividades | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
| 1 | Reconocimiento y | P | X | | | | | | | | | | | | | | |
| | Calculo de reactivos | R | | X | | | | | | | | | | | | | |
| 2 | Preparación de material para iniciar pruebas | P | | | X | | | | | | | | | | | | |
| | | R | | | | X | | | | | | | | | | | |
| 3 | Pruebas de botella | P | | | | | X | | | | | | | | | | |
| | | R | | | | | X | | | | | | | | | | |
| 4 | Análisis de solución | P | | | | | X | | | | | | | | | | |
| | | R | | | | | X | | | | | | | | | | |
| 5 | Actualización Excel | P | | | | | X | | | | | | | | | | |
| | | R | | | | | | | | | | | | | | | |
| 6 | Realización de anteproyecto | P | | | | | X | | | | | | | | | | |
| | | R | | | | | | | | | | | | | | | |
| 7 | Presentar resultados de los ricos | P | | | | | | X | X | | | | | | | | |
| | | R | | | | | | | | | | | | | | | |
| 8 | Realizar tesis de (pruebas granulometría) | P | | | | | | | | X | X | | | | | | |
| | | R | | | | | | | | | | | | | | | |
| 9 | Presentar Tesis | P | | | | | | | | | | X | | | | | |
| | | R | | | | | | | | | | | | | | | |

4.4 Desarrollo de Actividades.

4.4.1 Reconocimiento y cálculo de reactivos.

Introducción al proyecto por parte de la empresa.

Al llegar a la empresa se realizó una introducción primeramente de lo que es el modo de operaciones y métodos de seguridad necesarios dentro de la planta para poder cumplir con los requerimientos que garantizan una estancia más segura dentro de la empresa.

Ya dentro de laboratorio se indicó de que trata el proyecto y la importancia de llevarse a cabo con la seriedad que se merece, haciendo énfasis en que los resultados de este trabajo repercutirán directamente en la toma de decisiones para las operaciones de las minas en cuestión. Se indicó que es todo lo que se debe hacer y se introdujo a lo que son los procesos involucrados en el área de metalurgia.

Calculo del reactivo:

NACN

El cianuro de sodio (NACN) es un reactivo altamente alcalino, corrosivo y tóxico que es utilizado para lixiviar oro y plata.

El cianuro en operación metalúrgica se mide en partes por millón (ppm) disuelto en una solución acuosa, utilizándose en diversas concentraciones según las necesidades.

Dentro de planta para lixiviar se utiliza para lixiviación de oro y plata en una concentración de 5,000 ppm, después de lixiviar las concentraciones bajan aproximadamente a 300-500 ppm.

Para pruebas de botella suele ser una concentración de 5,000 ppm, 7,000 o incluso de 20,000 ppm según sea el tipo de prueba o material.

Para obtener las concentraciones de CN se utiliza una relación que indica que en 1 litro de agua se aumenta a 1,000 ppm de CN con 1 gr de CN. Esto indica que para 1,000 litros de agua (1m³) se requieren 1,000 gr (1 kg) de CN para obtener la concentración de 1,000 ppm, y en la planta al utilizarse en concentración de 5,000 ppm se entiende que es necesario adicionar 5 kg de CN para obtener la concentración deseada.

CAL o Sosa

Cualesquier de estos materiales es utilizado para aumentar el pH de la solución a la cual se le adicionara el CN, generalmente hasta llegar a un pH mínimo de 11.5. Esto debido a que cuando se tiene un pH más bajo el CN reacciona y produce gas cianhídrico, el cual es mortal si se tiene contacto directo con él, así que debe diluirse en una solución alcalina que no permita reacciones y generación de dicho gas.

Para calcularse la cantidad de sosa o cal se realiza una prueba con 100 mililitros de solución, a la cual se le mide en pH inicial con un potenciómetro, y se le añaden de 0.5gr a la vez, se mide el pH y se añade hasta obtener un pH que permita la correcta dilución.

Ya al saberse el consumo de cal se transporta a litros, si solo se utilizaron 0.5 gr en 100 mililitros esto quiere decir que se requieren 5 gr por cada litro de solución.

4.4.2 Preparación mecánica del material.

Este punto refiere a la trituración necesaria para obtener una granulometría deseada, así como la correcta homogenización del material y una correcta toma de muestras que sea representativa para la realización correcta de muestras.

Al momento de comenzar con el proyecto, ya se había trabajado en el por personal de la empresa, así que las muestras procedentes de las 5 minas ya habían sido procesadas en diferentes granulometrías, en 2", 1.5" y 3/8", también se habían formado los compositos de cada una de las minas en sus respectivos tamaños. El personal previamente también había realizado los ensayos para conocer las leyes de oro y plata, también pruebas de botella donde las granulometrías mayores a 3/8" presentaron una muy baja recuperación, indicando que debían realizarse con granulometría menor.

Las pruebas que se realizaron dentro de este proyecto fueron a -3/8" y a -200 mallas.

La preparación a -3/8 solo consistió en homogenizar el composito nuevamente y mediante la técnica de coneo y cuarteo en espiral se tomó la muestra necesaria de 1.100 kg, luego de esto ya quedó disponible para pruebas.

Para pruebas a -200 mallas se tomó de igual manera que en la anterior con una homogenización previa y tomado de la muestra por coneo y cuarteo, luego para obtener la granulometría el material se sometió a una pulverización por 2 minutos en el pulverizador de discos, luego de pulverizar la cantidad deseada se homogenizo nuevamente en una lona y el material quedó listo para someterse a las pruebas.

4.4.3 Realización de pruebas de botella.

Como ya antes se mencionó, personal de la empresa había realizado pruebas de botella a las muestras de los ricos en diferentes granulometrías, las de mayor a 3/8" se descartaron al comprobar que no existía una recuperación apropiada, las de -3/8" se realizaron nuevamente para descartar errores o variaciones. También se realizaron pruebas a -200 mallas para obtener la máxima recuperación posible, siendo estas las más favorables en comparación con todas las demás.

Pruebas del personal:

Pruebas de CN hot.

Para comenzar realizaron pruebas de cianuro caliente (CN HOT) con una concentración de 20,000 ppm.

Estas pruebas se utilizan para saber si el CN recuperara o no, se realizan en alta concentración de CN, se dejan solo 5 horas y se inicia con una solución a una temperatura de 100 grados centígrados que descenderá gradualmente según transcurra el tiempo.

Dichas pruebas se realizaron con repetición, indicando resultados favorables que avalan que el material puede lixiviarse y que tendrá una recuperación, sin embargo, como la combinación de temperatura y CN permite que reaccione de una manera mucho más rápida y eficiente no es representativa en cuestión de consumos y tiempos de lixiviación.

Pruebas de botella +3/8”

Se realizaron pruebas de botella en las granulometrías mayores a 3/8” que, aunque no obtuvieron una recuperación favorable indican que al menos uno de los factores que no permiten una buena recuperación es la granulometría del mineral, ya que el tamaño de la roca no permite que el CN cumpla su función de penetrar en la roca y diluir el oro y la plata, es decir, las partículas no se pueden liberar en ese tamaño. Las pruebas de botella fueron realizadas en concentración de 5,000 ppm de CN y una estancia de 72 horas, midiendo y ajustando pH y CN cada 24 horas.

Procedimiento para pruebas de botella:

- Etiquetar botella de cada muestra.
- Pesar 1,100 gramos de material.
- Tomar 100 gramos para tomar y ajustar el pH.
- Agregar los 1,000 gramos de material dentro de la botella.
- Añadir cal o sosa mediante cálculos previos de medición de pH.
- Agregar el CN contemplando las ppm y que se utilizan 2 litros de solución acuosa.
- Agregar 2 litros de agua corriente.
- Subir las botellas a rodar y tomar tiempo de comienzo.
- Bajar botella a las 24 horas, dejar que la solución se asiente.
- Tomar y filtrar 50 mililitros de solución acuosa para mediciones.
- Añadir 50 mililitros de agua corriente para sustituir solución extraída.
- Regular pH y cianuro según lo titulado y el pH medido.
- Subir botella y repetir a las 48 horas.
- A las 72 horas bajar y tomar solución.
- Filtrar toda la solución para obtener colas.
- Secar las colas y ensayarlas.

Pruebas de botella por personal practicante:

Botellas -3/8" a 5,000 ppm de CN.

Estas fueron las primeras pruebas que se realizaron para verificar que no existieron fallas en el proceso,

Se tomó el composito de cada una de las minas a -3/8", se homogenizo correctamente con el método de coneo y cuarteo se seleccionó la muestra, también con 100 gramos más para medir pH y calcular la cal, tomando el mismo procedimiento que en las primeras botellas.

Después de haberse realizado las pruebas se apreció que los resultados anteriores concordaban en cuanto a la recuperación.

Botellas -3/8" a 7,000 ppm de CN a 120 horas.

Para descartar cualquier variación antes de cambiar la granulometría, se realizaron nuevamente las pruebas, pero esta vez con una concentración de cianuro de 7,000 ppm, y aumentando el tiempo de estancia hasta las 120 horas para ver si la recuperación optima se encontraba superando las 72 horas comunes, así descartando cada vez más cualquier posibilidad que impida una recuperación óptima.

Sin embargo, los resultados siguieron siendo muy similares, así que se tuvo una conclusión, el material no recupera más aun teniendo una mayor concentración de reactivo, tampoco lo cambia el hecho de que el tiempo de estancia sea mayor, lo que realmente se necesita es reducir el tamaño del material para lograr la liberación exitosa de las partículas.

El procedimiento sigue siendo casi el mismo, solo se aumentó la cantidad de CN añadido para obtener una mayor concentración, y cada 24 horas se tomó muestra de 50 mililitros para mediciones hasta las 120 horas, donde después de tomarse se hace el procedimiento de filtrado, secado y ensaye de colas.

Pruebas de botella a -200 mallas y 5,000 ppm de CN

Después de no obtener éxito en las pruebas anteriores, se optó por pulverizar el material, durante 2 minutos en el pulverizador de discos se obtuvo una granulometría de más de 50% a – 200 mallas, lo cual era muy favorable para las pruebas, el procedimiento una vez más fue el mismo, nuevamente se realizaron las pruebas en condiciones estándar de 5,000 ppm de CN y 72 horas de estancia, el proceso se repitió en la manera de medir pH, añadir reactivos, agua, subir botellas, etcétera.

Desde las primeras mediciones se pudo observar una significativa diferencia con las anteriores pruebas, ya que la recuperación de oro y plata aumentaron considerablemente casi siendo el doble que anteriormente, y al término de la prueba se determinó un buen consumo de reactivo y una buena recuperación.

Teniendo como resultado la afirmación de que para obtener una buena recuperación es necesario procesar el mineral molido, lo que implica también otras complicaciones porque la lixiviación tendrá que ser dinámica (en tanques) con su previa molienda, y no una lixiviación estática (en pilas) la cual solo hubiese requerido ser procesada por trituración.

4.4.4 Análisis de la solución extraída de botellas.

Cada vez que se realizaban pruebas de botella, en el proceso se involucraba la medición de las soluciones, de cada botella se tomaban 50 mililitros de solución acuosa ya filtrada, de la cual se tomaban 25 mililitros para lecturas de oro y plata en el aparato de adsorción atómica, donde se tomaban lecturas de las concentraciones de oro y plata contenidas en la solución, midiéndose como ppm.

Los otros 25 mililitros se utilizan para tomar primeramente el pH de la solución.

De esos 25 mililitros se toman 10 para realizar la titulación para lectura de concentración de CN.

Procedimiento de titulación:

La graduación de las herramientas está sujeta a titulación con 25 mililitros, para titular la cantidad de 10 solamente se requiere hacer una regla del 3 para medir CN.

Para titula el cianuro se toman los 25 o 10 mililitros, según corresponda, se le añaden 12 gotas aproximadamente de Yoduro de Potasio (KI), se mezcla la solución y se empieza a añadir Nitrato de Plata (AgNO_3), el nitrato hace reacción con el Cianuro, e indicara al cambiar de color la saturación de Nitrato, la cantidad de Nitrato necesaria para lograr la reacción indicara las ppm de Cianuro contenidas en la solución.

Al titular el Cianuro, se resta de la concentración inicial, y se obtiene el consumo, mediante eso, también se calcula en gramos y se añade a la solución de la botella para volver a la concentración inicial.

Al obtener las mediciones de pH, de Cianuro y las lecturas del aparato, se registra en unos formatos, que con ellos al terminar las pruebas contienen toda la información necesaria para llenar los balances metalúrgicos en los archivos de Excel.

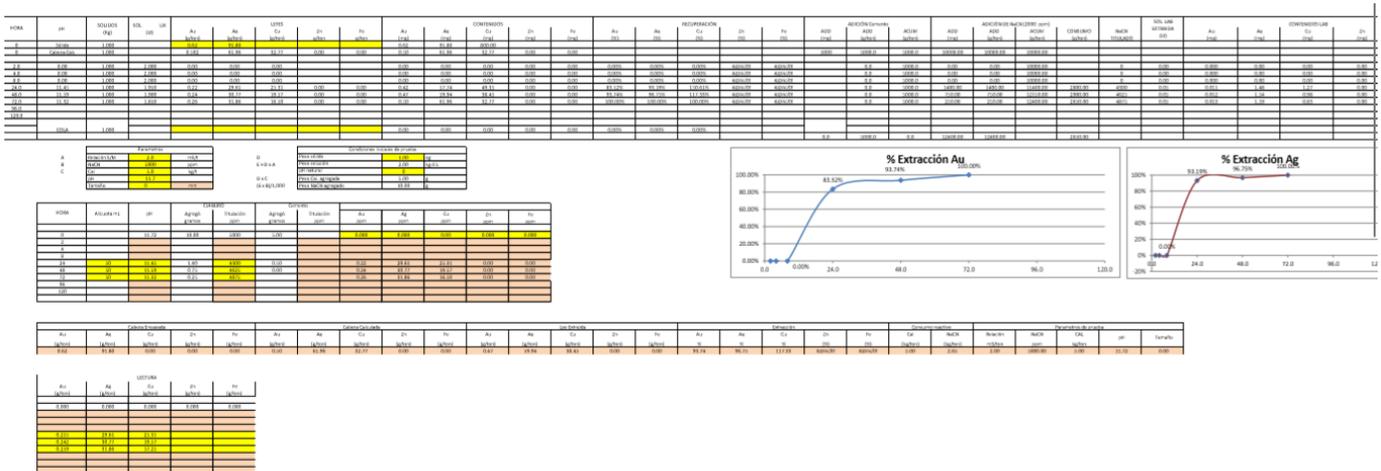
4.4.5 interpretación de datos en documento de Excel.

Basándose con todo lo contenido en el anterior formato, se procede a llenar el formato del balance metalúrgico, donde también se inicia con los parámetros iniciales, pero añadiendo otras cosas más, tales como leyes de cabeza y de colas, mediante las titulaciones del cianuro, se realiza el cálculo de consumos de CN en gramos por tonelada proceso, así como de cal, etc.

Este balance al agregarse las mediciones de oro y plata realiza los cálculos de porcentajes de recuperación, la extracción en gr/ton, cabeza calculada, etc. Pero de mayor importancia muestra en una gráfica la recuperación en función del tiempo, con la cual de una manera fácil y rápida se interpreta si hubo una recuperación exitosa y en cuanto tiempo se realizó, también cuenta con un pequeño resumen donde solo muestra los resultados, también con la finalidad de una rápida interpretación.

Es muy necesario el llenar todos los formatos de una manera ordenada y evitando cometer errores, ya que en ellos se muestran los resultados.

Aquí se muestra de manera simple la estructura del balance utilizado para las pruebas.



4.4.6 Realización de pruebas de granulometría de material -200 mallas.

Después de haberse pulverizado el material se realizaron pruebas en cada una de las muestras para conocer su granulometría, ya que no se realizaron pruebas de molienda por falta de equipo se realizaron durante 2 minutos en el pulverizador, luego se realizó la prueba de granulometría en húmedo de la siguiente manera:

- Pulverizar la muestra durante 2 minutos.
- Pesar 100 gramos secos de muestra.
- Pasar la muestra a malla 200.
- Realizar lavado de finos con agua de la llave.
- Con la misma mano se remueve la muestra para lavar la mayor cantidad de finos.
- Material mayor a 200 mallas se queda ahí.
- Pasar gruesos a bandeja para secado.
- Colocar muestra en parrilla para su secado.
- Ya seca la muestra se pesa.
- El peso de gruesos indica el porcentaje de solidos a +200 mallas.
- El restante de los 100 gramos es el porcentaje de finos a -200 mallas.

En una molienda el tiempo de estancia del mineral para obtener una granulometría de -200 mallas almenos con un 70% requiere desde 10, 15, 20 o hasta 25 minutos de estancia para obtenerse. Es por eso que la última prueba fue representativa en cuanto a la recuperación de mineral, mas no representa los procesos de molienda que se utilizaran.

4.4.7 Resultados obtenidos en las pruebas.

En este apartado se muestra un resumen de lo más importante al tomarse la muestra, es decir, se muestran los consumos de cianuro y de cal.

También mostrando una comparación de la recuperación, donde se puede apreciar con gran facilidad que las pruebas de -3/8" presentan un comportamiento muy similar, aunque se le aumento la concentración de cianuro y el tiempo de estancia. También se aprecia que la última prueba presenta resultados mucho más favorables, recuperando casi hasta e doble que las pruebas anteriores.

A continuación, se muestran tales comparativos.

Consumos de Cianuro y cal

| Prueba | Consumo CN (kg/ton) | Consumo cal (kg/ton) |
|-----------------------|---------------------|----------------------|
| El Abra -3/8" | 4.60 | 10.00 |
| Rascadero -3/8" | 5.90 | 5.50 |
| La Famosa -3/8" | 3.90 | 10.00 |
| San Pedro -3/8" | 5.05 | 2.50 |
| La Colorada -3/8" | Inconcluso | 5.00 |
| El Abra -3/8" (2) | 4.10 | 8.00 |
| Rascadero -3/8" (2) | 4.35 | 8.00 |
| La Famosa -3/8" (2) | 3.85 | 8.00 |
| San Pedro -3/8" (2) | 4.50 | 8.00 |
| La Colorada -3/8" (2) | 5.15 | 8.10 |
| El Abra -200 | 2.40 | 5.50 |
| Rascadero -200 | 3.25 | 5.50 |
| La Famosa -200 | 3.00 | 5.50 |
| San Pedro -200 | 3.50 | 5.50 |
| La Colorada -200 | 4.75 | 5.50 |

Figura 4 Consumos de CN y Cal

Lecturas de aparato de adsorción atómica

El Abra -3/8"

| LECTURA | | | | | |
|---------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.118 | 6.63 | 5.40 | | |
| 48 hrs. | 0.075 | 8.12 | 8.09 | | |
| 72 hrs. | 0.155 | 8.94 | 40.91 | | |
| | | | | | |

Figura 5 Lecturas El Abra -3/8"

El Abra -3/8" (2)

| LECTURA | | | | | |
|----------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.099 | 6.38 | 10.91 | | |
| 48 hrs. | 0.118 | 7.52 | 10.15 | | |
| 72 hrs. | 0.124 | 8.05 | 10.02 | | |
| 96 hrs. | 0.121 | 7.91 | 9.86 | | |
| 120 hrs. | 0.121 | 7.91 | 9.86 | | |
| | | | | | |

Figura 6 Lecturas El Abra -3/8" (2)

El Abra -200 mallas

| LECTURA | | | | |
|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | |
| | | | | |
| 24 hrs. | 0.215 | 29.61 | 25.31 | |
| 72 hrs. | 0.242 | 30.77 | 19.57 | |
| 96 hrs. | 0.259 | 31.86 | 17.21 | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |

Figura 7 Lecturas El Abra -200 mallas

Rascadero -3/8"

| LECTURA | | | | |
|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | |
| | | | | |
| 24 hrs. | 0.236 | 8.73 | 15.15 | |
| 48 hrs. | 0.289 | 11.93 | 12.70 | |
| 72 hrs. | 0.265 | 12.50 | 13.32 | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |

Figura 8 Lecturas Rascadero -3/8"

Rascadero -3/8" (2)

| LECTURA | | | | | |
|----------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.275 | 10.92 | 13.57 | | |
| 48 hrs. | 0.281 | 12.37 | 12.64 | | |
| 72 hrs. | 0.284 | 12.62 | 11.26 | | |
| 96 hrs. | 0.279 | 13.24 | 10.66 | | |
| 120 hrs. | 0.279 | 13.24 | 10.66 | | |
| | | | | | |

Figura 9 Lecturas Rascadero -3/8" (2)

Rascadero -200 mallas

| LECTURA | | | | | |
|---------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.449 | 33.41 | 13.40 | | |
| 48 hrs. | 0.416 | 30.51 | 13.83 | | |
| 72 hrs. | 0.473 | 33.12 | 16.49 | | |
| | | | | | |
| | | | | | |

Figura 10 Lecturas Rascadero -200 mallas

La Famosa -3/8"

| LECTURA | | | | | |
|---------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.332 | 12.59 | 5.52 | | |
| 48 hrs. | 0.279 | 15.27 | 7.16 | | |
| 72 hrs. | 0.265 | 14.46 | 6.48 | | |
| | | | | | |
| | | | | | |
| | | | | | |

Figura 11 Lecturas La Famosa -3/8"

La Famosa -3/8" (2)

| LECTURA | | | | | |
|----------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.264 | 15.84 | 5.67 | | |
| 48 hrs. | 0.298 | 20.47 | 5.48 | | |
| 72 hrs. | 0.284 | 20.09 | 5.61 | | |
| 96 hrs. | 0.293 | 21.36 | 5.49 | | |
| 120 hrs. | 0.293 | 21.36 | 5.49 | | |
| | | | | | |

Figura 12 Lecturas La Famosa -3/8" (2)

La Famosa -200 mallas

| LECTURA | | | | | |
|---------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.587 | 58.56 | 7.68 | | |
| 48 hrs. | 0.582 | 59.85 | 7.74 | | |
| 72 hrs. | 0.609 | 66.63 | 8.22 | | |
| | | | | | |
| | | | | | |
| | | | | | |

Figura 13 Lecturas La Famosa -200 mallas

San Pedro -3/8"

| LECTURA | | | | | |
|---------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.287 | 9.62 | 4.50 | | |
| 48 hrs. | 0.271 | 10.96 | 3.70 | | |
| 72 hrs. | 0.269 | 13.98 | 4.12 | | |
| | | | | | |
| | | | | | |
| | | | | | |

Figura 14 Lecturas San Pedro -3/8"

San Pedro -3/8" (2)

| LECTURA | | | | | |
|----------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.212 | 11.01 | 3.52 | | |
| 48 hrs. | 0.244 | 13.18 | 3.47 | | |
| 72 hrs. | 0.236 | 13.48 | 3.72 | | |
| 96 hrs. | 0.238 | 12.89 | 3.41 | | |
| 120 hrs. | 0.238 | 12.89 | 3.41 | | |
| | | | | | |

Figura 15 Lecturas San Pedro -3/8" (2)

San Pedro -200 mallas

| LECTURA | | | | | |
|---------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.358 | 41.68 | 4.89 | | |
| 48 hrs. | 0.353 | 40.33 | 4.47 | | |
| 72 hrs. | 0.336 | 42.60 | 4.73 | | |
| | | | | | |
| | | | | | |

Figura 16 Lecturas San Pedro -200 mallas

La Colorada -3/8"

| LECTURA | | | | | |
|---------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | sin | sin | sin | | |
| 48 hrs. | sin | sin | sin | | |
| 72 hrs. | sin | sin | sin | | |
| | | | | | |
| | | | | | |
| | | | | | |

Figura 17 Lecturas La Colorada -3/8"

La Colorada -3/8" (2)

| LECTURA | | | | | |
|----------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.061 | 4.00 | 4.97 | | |
| 48 hrs. | 0.070 | 4.54 | 5.07 | | |
| 72 hrs. | 0.067 | 4.50 | 4.92 | | |
| 96 hrs. | 0.072 | 4.37 | 4.88 | | |
| 120 hrs. | 0.072 | 4.37 | 4.88 | | |
| | | | | | |
| | | | | | |
| | | | | | |

Figura 18 Lecturas La Colorada -3/8" (2)

La Colorada -200 mallas

| LECTURA | | | | | |
|---------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| | Au (g/ton) | Ag (g/ton) | Cu (g/ton) | Zn (g/ton) | Fe (g/ton) |
| | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | | | | | |
| | | | | | |
| 24 hrs. | 0.170 | 12.15 | 9.08 | | |
| 48 hrs. | 0.163 | 11.85 | 9.23 | | |
| 72 hrs. | 0.107 | 12.94 | 10.18 | | |
| | | | | | |
| | | | | | |
| | | | | | |

Figura 19 Lecturas La Colorada -200 mallas

Capítulo V. Conclusiones

5.1 Resultados

Se logró cumplir parcialmente con los objetivos que fueron planteados en un inicio, ya que algunas pruebas no pudieron cumplirse por la falta de equipo y material que tardara todavía un tiempo en llegar. Sin embargo todas las pruebas realizadas indicaron lo principal, que este material no podrá lixivarse en pilas (lixiviación dinámica) con una etapa de trituración solamente, sino que habrá que introducir el material a etapa de trituración y molienda generando más costos, al ser un material molido debe lixivarse por medio de un circuito de tanques de lixiviación (lixiviación dinámica) aumentando aún más los costos, ya que debe diseñarse aun todo el circuito con espesadores, tanques agitadores, contracorrientes, etc. Requiriendo aún mayores reactivos tales como el floculante que se encarga de mantener los sólidos en la parte baja de los tanques y solución rica arriba, esto genera una problemática más, la necesidad de una presa de jales, para depositar mediante bombeo o gravedad según las condiciones las colas ya procesadas que no contienen valores ya. Todo esto implica un aumento de gastos y de inversión, ya que la lixiviación en patios es mucho más sencilla, y el mineral puede permanecer ahí ya después de lixiviado.

Con las pruebas realizadas se pueden obtener resultados principales que indican lo ya mencionado:

- El material requiere molienda antes de lixiviar.
- Se requieren pruebas de molienda para encontrar la granulometría correcta y determinar tiempos de molienda.
- Las pruebas de menor granulometría consumieron incluso menos reactivo que aquellas que no tuvieron una buena recuperación.
- Durante la estadía se cumplió con los objetivos al encontrar una granulometría óptima, al conocer el comportamiento del mineral durante las pruebas y al interpretar correctamente los datos.

- El objetivo que se quedó pendiente fue en realizar el estudio de factibilidad económica, ya que seguirán faltando pruebas con la molienda y el proceso en una planta piloto o una planta a nivel laboratorio.
- Todos los demás puntos se cumplieron satisfactoriamente.

Por último, se encontró un resultado satisfactorio que avala que las pruebas y procesos que se realizaron se hicieron con métodos correctos y resultados esperados. Y aunque las pruebas determinaron que para la producción se requiere un método de procesamiento diferente al deseado es muy posible que funcione y sea permisible en el aspecto económico. Se sabe, aunque falta exploración, pero con el transcurso de las siguientes pruebas y muestras se tendrá un resultado concreto que determinara correctamente todo aquello necesario para llevar a producción las operaciones mineras del proyecto “LOS RICOS”

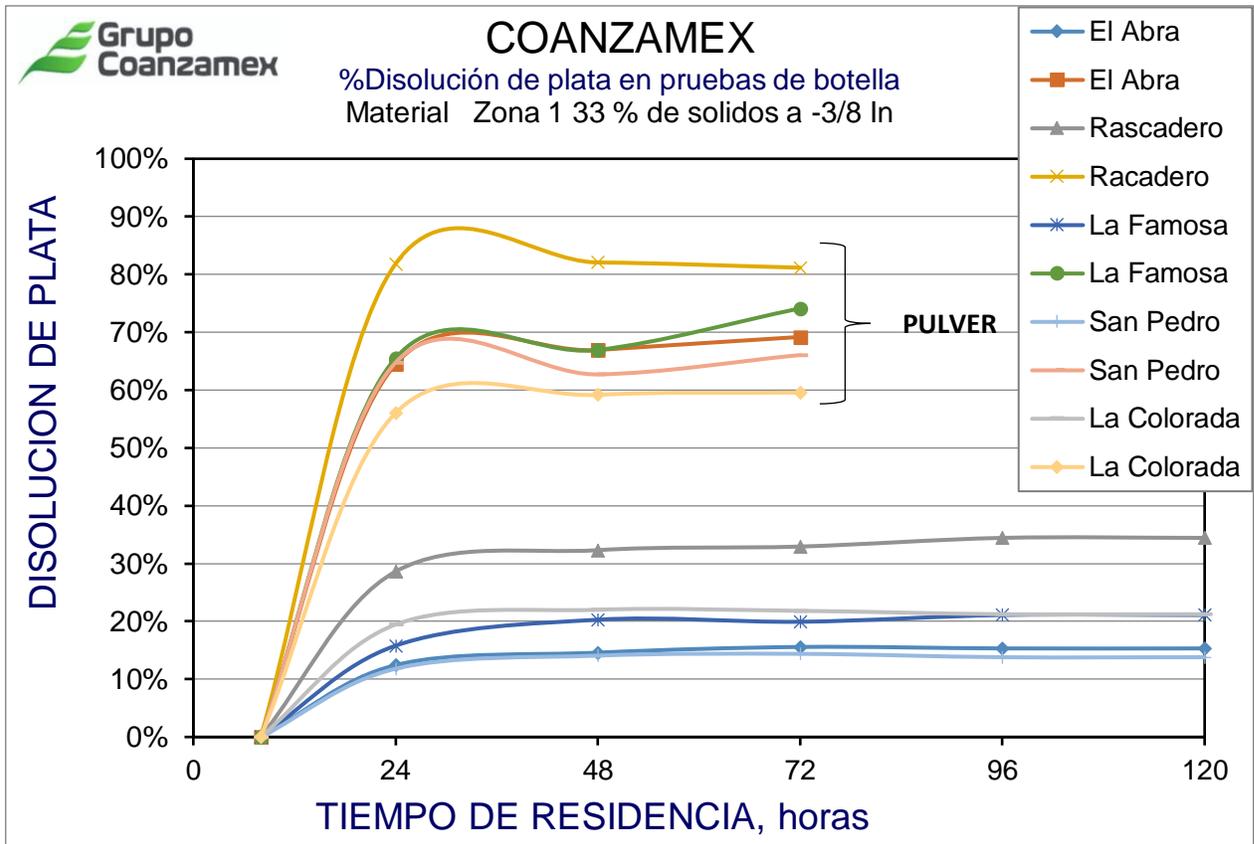


Figura 20 Comportamiento de extracción de plata (Ag) -3/8

En esta grafica se puede observar el comportamiento de la extracción de la plata en las diferentes pruebas que se realizaron, destacando el porcentaje de extracción en las diferentes horas de residencias.

COANZAMEX

%Disolución de Oro en pruebas de botella
Material Zona 1 33 % de solidos a -3/8 In

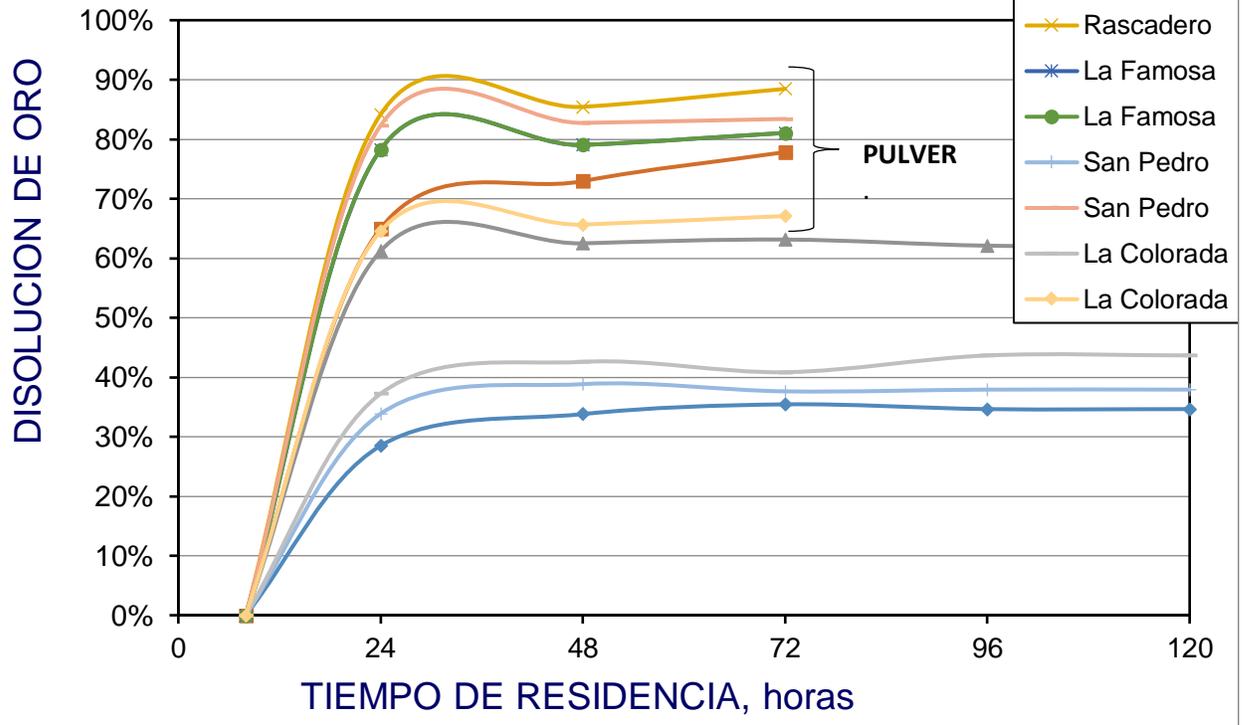


Figura 21 Comportamiento de extracción de Oro (Au)

COANZAMEX

%Disolución de plata en pruebas de botella
Material Zona 1 33 % de solidos a -3/8 In

CONSUMO DE NaCN g/ton

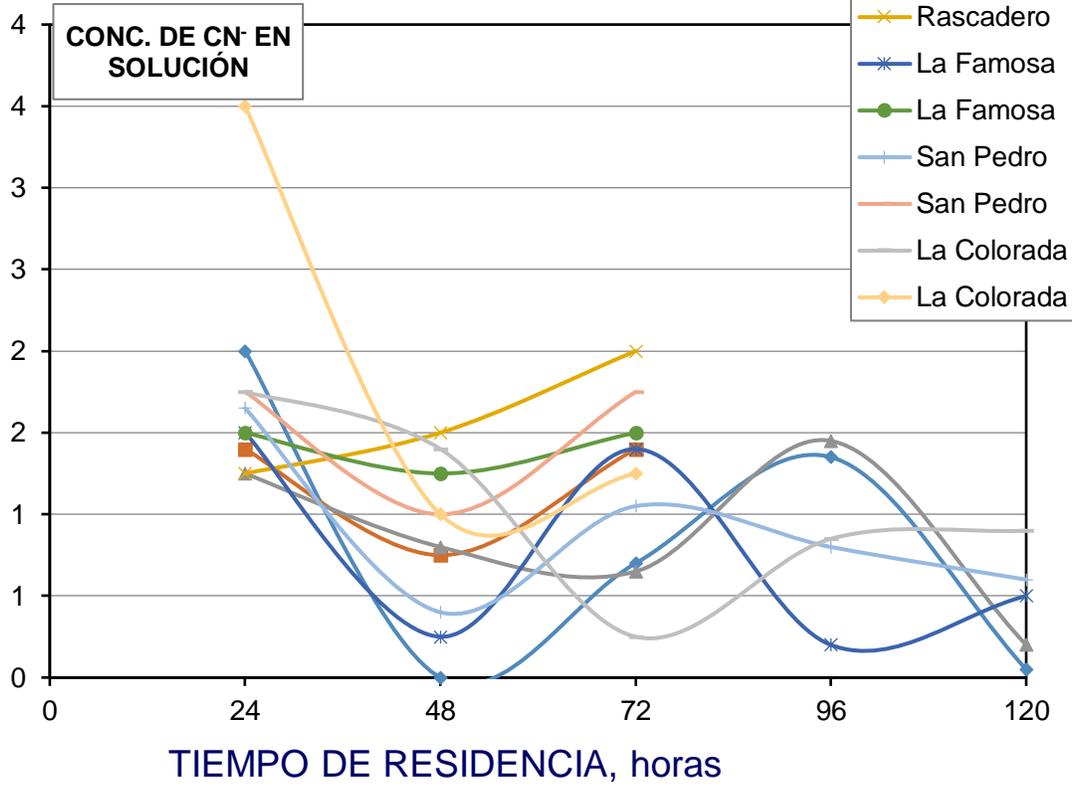


Figura 22 Comportamientos de extracción de Plata

| | | Los Ricos | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|----------------------|----------------------|-----------|--------|------|--------|-----------------|------|--------|------------------|------|--------|--------------|------|--------|------------|--------------|--------------|------------------|------|------|
| Nombre | Parametros de prueba | | | | | Cabeza Ensayada | | | Cabeza Calculada | | | Ley Extraida | | | Extracción | | | Consumo reactivo | | |
| | Relación | NaCN | CAL | pH | Tamaño | Au | Ag | Cu | Au | Ag | Cu | Au | Ag | Cu | Au | Ag | Cu | Cal | NaCN | |
| | m ³ /ton | ppm | kg/ton | | In | g/t | | | g/t | | | g/t | | | % | | | kg/ton | | |
| MINERAL 3/8 | EL ABRA | 2 | 7000 | 5.00 | 11.86 | 3/8 | 0.61 | 103.20 | 123 | 0.68 | 100.14 | 160 | 0.23 | 14.61 | 20 | 33.81 | 14.59 | 12.40 | 5.00 | 4.15 |
| | RACADESRO | 2 | 7000 | 5.00 | 11.84 | 3/8 | 0.96 | 74.70 | 122 | 0.88 | 74.43 | 119 | 0.55 | 24.05 | 25 | 62.50 | 32.31 | 20.82 | 5.00 | 4.55 |
| | LA FAMOSA | 2 | 7000 | 5.00 | 11.95 | 3/8 | 1.73 | 172.50 | 127 | 1.48 | 195.67 | 110 | 0.58 | 39.69 | 11 | 39.05 | 20.28 | 9.73 | 5.00 | 4.35 |
| | SAN PEDRO | 2 | 7000 | 5.00 | 11.56 | 3/8 | 1.10 | 154.20 | 67 | 1.22 | 181.89 | 70 | 0.47 | 25.59 | 7 | 38.84 | 14.07 | 9.66 | 8.00 | 5.10 |
| | LA COLORADA | 2 | 7000 | 5.00 | 11.50 | 3/8 | 0.25 | 30.80 | 97 | 0.32 | 40.12 | 99 | 0.14 | 8.83 | 10 | 42.58 | 22.00 | 10.00 | 8.00 | 6.05 |
| Mineral Pulverizado. | EL ABRA | 2 | 5000 | 5.00 | 11.72 | 0.0029 | 0.61 | 103.20 | 123 | 0.65 | 89.56 | 106 | 0.47 | 59.94 | 33 | 72.95 | 66.93 | 31.50 | 5.00 | 4.95 |
| | RACADESRO | 2 | 5000 | 5.00 | 11.63 | 0.0029 | 0.96 | 74.70 | 122 | 1.04 | 79.62 | 133 | 0.89 | 65.34 | 27 | 85.44 | 82.07 | 20.28 | 5.00 | 6.75 |
| | LA FAMOSA | 2 | 5000 | 5.00 | 11.65 | 0.0029 | 1.73 | 172.50 | 127 | 1.46 | 174.29 | 106 | 1.16 | 116.64 | 15 | 79.04 | 66.93 | 14.25 | 5.00 | 5.75 |
| | SAN PEDRO | 2 | 5000 | 5.00 | 11.65 | 0.0029 | 1.10 | 154.20 | 67 | 0.83 | 125.51 | 70 | 0.69 | 78.71 | 9 | 82.74 | 62.71 | 12.43 | 5.00 | 6.25 |
| | LA COLORADA | 2 | 5000 | 5.00 | 11.55 | 0.0029 | 0.25 | 30.80 | 97 | 0.51 | 42.29 | 108 | 0.34 | 25.02 | 18 | 65.65 | 59.17 | 16.59 | 5.00 | 7.00 |

Figura 23 Resultados de Balance Metalúrgico

5.2 Recomendaciones

Se incluyen recomendaciones para quien dé continuidad de este proyecto, realizadas en base a los resultados obtenidos de la primera etapa de “PROYECTO LOS RICOS”

- Realizar pruebas de molienda con su respectiva prueba de botella para obtener resultados en diferentes tiempos de estancia en el proceso de molienda.
- Realizar pruebas de lixiviación en planta a nivel laboratorio.
- Realizar un composito general de las 5 minas, contemplando que tendría una variación en relación a la producción de cada una de las minas, esto con la finalidad de obtener datos en conjunto de leyes, recuperación, molienda, costos y requerimientos de reactivos.
- Realizar todas las pruebas siendo conscientes de que un mal resultado repercute directamente en los resultados finales de un proyecto que tiene gran potencial.

Referencias

(Chahuayo, E., y Márquez, A. (2012). Estudio de optimización para mejorar la lixiviación cianurante de un mineral refractario de oro y plata conteniendo antimonio de la zona de Huampar lima)

Michaud, D. (2015) Cianuración de minerales auríferos – oro. [En Línea]. [Citado 27 octubre, 2016], Recuperado de:
<https://www.911metallurgist.com/blog/cianuracion-deminales-auriferos-oro>

Dominic, E, M. (2001). Hidrometalurgia: Fundamentos, Procesos y Aplicaciones. 1º Edición. Andros Impresores Ltda, Santiago-Chile.

Misari, F. (1993). Metalurgia del oro. Volumen 1. 1º Edición. CEPECT. Lima, Perú.

Marsden J. y House I. (1992). The chemistry of the gold extraction. Ellis Horwood, New York.

Flores, J. (1992) Metodología teórico-práctica para la obtención de metales preciosos por medio de cianuración, Ecuador. [En Línea]. [Citado 27 octubre, 2016]. Recuperado de: <http://www.textoscientificos.com/mineria/lixivacion-oro/cianuracion>

Logsdon, M. Hagelstein, K. Mudder, T. (2001) El manejo del cianuro en la extracción de oro, Consejo Internacional de Metales y Medio Ambiente.

20 de Agosto del 2019

Hgo. Del Parral, Chih.

IDENTIFICACION DEL PROYECTO.

Institución: Universidad Tecnológico De Parral.

Docente titular del proyecto: Ing. Anna Isabel Carrillo Garcia.

Alumno colaborador del proyecto:

ACOSTA LOYA VICTOR MANUEL
RUIZ HERNANDEZ JULIO CESAR

Asesor empresarial: Ing. Héctor Talamantes.

Título del proyecto: PROYECTO LOS RICOS ETAPA # 1

UNIVERSIDAD TECNOLOGICA DE PARAL.

DIRECCION ACADEMICA.

PRESENTE.

Asunto: PROYECTO LOS RICOS ETAPA 1

Por medio del presente. Se informa de la conclusión por parte del Maestro Ing. Anna Isabel Carrillo García del proyecto: **PROYECTO LOS RICOS ETAPA 1**, realizado en esta organización el periodo **SEP-DIC 2019 / ENERO ABRIL 2020**

En cumplimiento de lo acordado, cada actividad este proyecto, fue debidamente registrada y documentada para la representación de los resultados obtenidos en **PROYECTO LOS RICOS ETAPA # 1**. Haciendo entrega al Maestro Anna Isabel Carrillo Garcia, Análisis y conclusión, así como las recomendaciones para el análisis y optimización metalúrgica. Este reporte ha sido en beneficio de esta empresa y permitirá tomar decisiones para optimizar la operación.

Agrademos y reconocemos la intervención del Maestro Anna Isabel Carrillo Garcia, por su desempeño y profesionalismo, para la realización de un proyecto de mejora a nuestra empresa. Creando la vinculación del Sector Empresarial y Educativo.

ATENTAMENTE



**LIC. ARMANDO DOMINGUEZ MEZA
JEFE RECURSOS HUMANOS
GRUPO COANZAMEX
TEL 6275274600**

Anexos

Todos los archivos recopilados y generados durante el proceso de la estadía, tales como archivos de Excel, balances e investigación teórica e histórica del proyecto “Los Ricos”, se encuentra en una carpeta subida a la nube, para comodidad del lector, con el link de los archivos se generó un código QR que puede ser fácilmente escaneado con un dispositivo móvil y les llevara a los archivos.

En esta carpeta se encuentran los siguientes documentos:

- Grupo Coanzamex
- Proyecto de relaves Parral por Coanzamex
- Historia e información Los Ricos
- Pruebas y balances Los Ricos
- CN Hot Los Ricos



Figura 24 Código QR con archivos de anexos.