

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



PRECIPITACION DE PLATA CON SULFURO DE SODIO

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

ELABORADO POR:

ROBERTO CARLOS POMA LOPEZ

ASESOR

MSc. Ing. Alberto Landauro Abanto

Lima – Perú

2012

RESUMEN

En la operación de planta Merrill Crowe, el consumo de reactivos para el proceso de precipitación se mantiene generalmente constante aun cuando el ratio Au/Ag varia, cuando este ratio disminuye, el costo operacional en planta aumentan, pues se estaría precipitando mas plata que Oro, teniendo que considerar un nuevo proceso que permita mantener el costo operacional en planta.

En la primera parte de este trabajo se ha revisado la teoría de la precipitación del oro con polvo de zinc para luego revisar la teoría de la sulfuración de la plata para determinar la factibilidad operativa de precipitar plata con sulfuro de sodio en un medio alcalino, con el fin de liberar a la solución pregnant de la plata y poder tener una solución concentrada en oro para ser tratada por carbón activado.

La segunda y tercera parte se revisa la reseña histórica de la empresa desde sus inicios, así como la climatología de la zona, tocando la geología que presenta en sus diferentes zonas de explotación

En la quinta parte tocamos el tema referente a las pruebas realizadas con sulfuro de sodio con el fin de precipitar plata y poder adaptar un nuevo circuito que permita minimizar el contenido de plata en la solución pregnant para poder ser tratado por carbón activado.

ABSTRACT

In the Merrill Crowe plant operation, the consumption of reagents for the precipitation process is maintained generally constant even if the ratio Au / Ag varies, when this ratio decreases, the plant operating cost increase, as it would more silver precipitating Gold , having to consider a new process to keep the plant operating cost.

In the first part of this work has been revised theory gold precipitation with zinc dust and then review the theory of sulfidation of silver to determine the operational feasibility of precipitating silver sodium sulfide in an alkaline medium, with in order to free the silver pregnant solution and to have a concentrated solution of gold to be treated by activated carbon.

The second and third part reviews the brief history of the company since its inception, and the climate of the area, geology playing posing in their various areas of operation

In the fifth touch the item on tests with sodium sulfide to precipitate silver and fitting a new circuit which minimizes the silver content in the pregnant solution to be treated by activated carbon.

INDICE

INTRODUCCION	9
--------------	---

CAPITULO I

1.1 RECUPERACION DE ORO MEDIANTE CEMENTACION CON POLVO DE ZINC	11
1.2 FACTORES QUE AFECTAN LA PRECIPITACION DEL ORO CON POLVO DE ZINC	16
1.3 IMPORTANCIA DE LAS VARIABLES CONTROLANTES EN EL PROCESO DE PRECIPITACIÓN CON POLVO DE ZINC	18

CAPITULO II

DESCRIPCION DE LA EMPRESA

2.1 RESEÑA HISTORICA.	20
2.2 RESERVAS Y RECURSOS.	21
2.3 UBICACIÓN	22
2.4 ACCESIBILIDAD.	23
2.5 CLIMA Y METEREOLOGIA.	24
2.5.1 Precipitación	24
2.5.2 Viento	24
2.5.3 Temperatura	25

CAPITULO III

DESCRIPCIÓN GEOLÓGICA

3.1 GEOLOGIA REGIONAL.	26
3.2 GEOLOGIA DEL DEPÓSITO.	27

3.3 GEOLOGIA LOCAL	30
3.3.1 Patibal Alto	31
3.3.2 Patibal Medio	32
3.3.3 Patibal Bajo	33

CAPITULO IV

4.1 PAD DE LIXIVIACIÓN	34
4.2 ARMADO DE MODULOS	34
4.2.1 Descarga de mineral	35
4.2.2 Adición de cal	36
4.2.3 Remoción y nivelación de módulos	37
4.3 BOMBEO DE SOLUCION AL PAD	37
4.4 SISTEMA DE RIEGO	38
4.4.1 Sistema de riego por goteo	39
4.4.2 Sistema de riego por aspersión	39
4.4.3 Sistema de filtración	43
4.5 POZAS DE COLECCIÓN DE SOLUCIONES	45
4.5.1 Poza desarenadora	46
4.5.2 Poza de solución Pregnant	46
4.5.3 Poza de máximos eventos	47
4.5.4 Poza de solución rica (Ampliación Pad)	47
4.6 PLANTA DE PROCESOS	48
4.6.1 TANQUE PULMON	49

4.6.2 FILTROS CLARIFICADORES	49
4.6.3 TANQUE BODY FEED	50
4.6.4 TANQUE DE PRECOT	50
4.6.5 TORRE DE VACIO	51
4.6.6 CONO DE ZINC	52

CAPITULO V

PRECIPITACION DE PLATA CON SOLUCIONES PREGNANT PROYECTO

PATIBAL

5.1 INTRODUCCION	54
5.2 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL	55
5.3 DISEÑOS EXPERIMENTALES	55
5.3.1 DISEÑO EXPERIMENTAL 2 ⁶	56
5.3.1.1 RESULTADOS	62
5.3.2 DISEÑO EXPERIMENTAL 2 ³	63
5.3.2.1 RESULTADOS	66
5.4 INFLUENCIA DE LAS VARIABLES	67
CONCLUSIONES	70
BIBLIOGRAFIA	72

ANEXOS

LISTADO DE TABLAS

Tabla 2.1. Coordenadas UTM del proyecto Patibal	22
Tabla 5.1: Niveles de las Variables 2^6	56
Tabla 5.2: Indicadores de Niveles del Diseño Factorial 2^6	57
Tabla 5.3: Efectos	59
Tabla 5.4: Análisis de Varianza	60
Tabla 5.5: Niveles de las Variables 2^3	63
Tabla 5.6: Indicadores de Niveles del Diseño Factorial 2^3	64
Tabla 5.7: Efectos	64
Tabla 5.8: Análisis de Varianza	65
Tabla 5.9: Análisis de Residuos	65

LISTADO DE FIGURAS

Figura 1.1: Mecanismo de cementación del oro en polvo de zinc.	12
Figura 1.2: Esquema del proceso Merrill - Crowe.	13
Figura 2.1: Plano de ubicación y acceso a la unidad	23
Figura 4.1: Descarga del mineral para el armado de módulos.	35
Figura 4.2: Adición de cal y empuje de mineral.	36
Figura 4.3: Gotero usado en el riego.	40
Figura 4.4: Tendido de mangueras en módulo nivelado.	41
Figura 4.5: Aspersor tipo Wobbler N° 7	42
Figura 4.6: Presencia de finos de carbón en los módulos.	44
Figura 4.7: Poza de solución rica (solución pregnant).	46
Figura 4.8: Poza de grandes eventos	47
Figura 4.9: Diagrama de la Planta de Procesos	48
Figura 5.1: % Precipitación vs # RE – Tiempo de agitación	67
Figura 5.2: % Precipitación vs Concentración de plata	68
Figura 5.3: % Precipitación vs # RE	69

INTRODUCCION

De acuerdo con la metalurgia del oro y la plata, estos elementos se comportan de manera similar ante el proceso de cianuración, y la aplicación de métodos de tratamiento de recuperación depende de la relación plata/oro y de la ley con la que se cuenta.

En minera ROSARIO DE BELEN el tratamiento de lixiviación es por el método de PAD RECARGABLE con la cual existen dos zonas diferenciadas de riego, la zona de mineral fresco y la segunda zona de mineral de segunda lixiviación y el tratamiento de recuperación es por el método MERRILL CROWE.

En la actualidad a la relación plata/oro con la que se cuenta esta en un promedio de 20/1 puesto que el Pad de ripios aporta mayor cantidad de plata. El consumo de reactivos para el tratamiento se ha mantenido igual considerando que la ley del Oro ha disminuido y la de la plata se ha incrementado, haciendo que se incremente los costos de tratamiento

Bajo esta consideración de plata/oro se propone realizar una liberación de plata previamente a ser tratado por CARBON ACTIVADO paralelamente al tratamiento de la solución rica proveniente de Pad de mineral fresco que es tratado por MERRILL CROWE. El método a usarse es la precipitación de plata con sulfuro de sodio.

Se espera obtener una solución libre de plata para poder realizar una recuperación de oro en carbón activado de manera que el tiempo de cosecha de las columnas se incremente así evitar la captación de plata con carbón activado.

De este proceso paralelo se espera optimizar el consumo de reactivos en el proceso MERRILL CROWE, además mejorar la recuperación de la plata desde el riego en el Pad debido ya que tanto el Pad de mineral fresco como el Pad de segunda lixiviación son regados con la misma fuerza y pH.

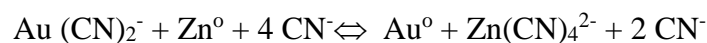
CAPITULO I

MARCO TEORICO

1.1 RECUPERACIÓN DE ORO MEDIANTE CEMENTACIÓN CON POLVO DE ZINC.

El oro que se encuentra disuelto en forma de un cianuro complejo, se puede recuperar de las soluciones ricas, utilizando la precipitación con zinc metálico. La cementación es un proceso de precipitación del oro en forma metálica sobre el zinc dado su mayor potencial y electronegatividad (el oro es más noble que el zinc). La precipitación o cementación del oro con zinc, es un proceso que se conoce desde 1890, y el cual experimentó en los años subsecuentes algunas modificaciones prácticas importantes como fue el agregar sales de plomo con el objetivo de promover la actividad electroquímica de las reacciones y evitar la pasivación de la superficie del zinc; también se sustituyó las láminas (virutas) por polvo de zinc, lo que incrementa el área superficial específica y por consiguiente, mejora considerablemente la cinética y eficiencia del proceso; la tercera modificación fue la desaireación de la solución rica antes de agregar el polvo de zinc (este proceso es conocido actualmente como Merrill-Crowe)

La reacción electroquímica principal, que ocurre en la precipitación del oro con polvo de Zinc, es la siguiente:



Esto se puede esquematizar como sigue:

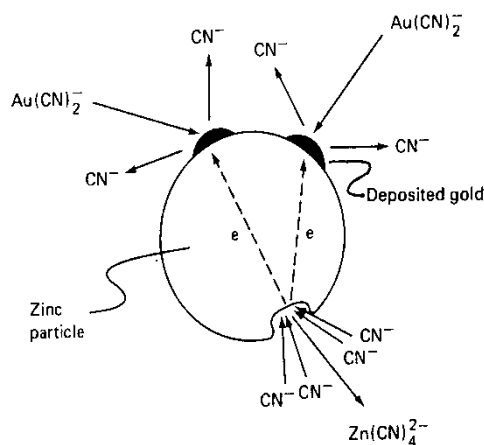


Figura 1.1 Mecanismo de cementación del oro en polvo de zinc.

Una condición muy importante para la efectividad del proceso de cementación es tratar soluciones previamente clarificadas y/o filtradas, puesto que los sólidos en suspensión, en valores superiores a 500 mg/l causan efectos nefastos en la precipitación del oro.

El proceso industrial que se emplea es altamente eficiente y se conoce con el nombre de **Merrill- Crowe**, en este se alcanzan recuperaciones de oro de hasta el 99.5%. Este proceso involucra cuatro operaciones principales que son, según la secuencia de ejecución: la clarificación de la solución rica; la desoxigenación; la adición de sales de

plomo y polvo de zinc y la recuperación del precipitado, en filtros para el cemento. El proceso en secuencia, se esquematiza en la figura siguiente:

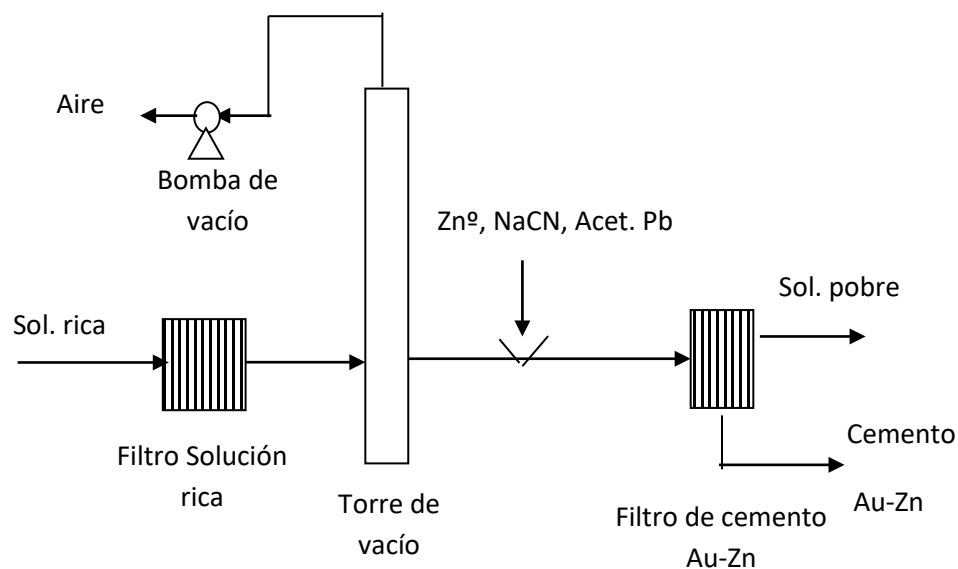


Figura 1.2 Esquema del proceso Merrill - Crowe.

La primera operación es la clarificación de la solución que proviene de la lixiviación. Consiste en la eliminación de los sólidos finos presentes, por medio de filtros, hasta alcanzar un porcentaje máximo de 5 ppm de sólidos en solución. La efectiva ejecución de esta etapa incidirá en la eficiencia del proceso e incremento de la ley de oro en los precipitados.

Después que la solución está libre de partículas en suspensión, se conduce hasta la torre de desaireación, donde por medio del vacío, se logra reducir el porcentaje de oxígeno en solución desde alrededor de 6,5 ppm O_2 hasta aproximadamente 1 ppm O_2 . El oxígeno

incrementa el consumo de zinc y, debido a la presencia de cianuro libre, el oro precipitado se puede redissolver.

Antes de agregar el polvo de zinc, se ajusta el porcentaje de cianuro libre en la solución. La concentración de cianuro libre necesario para la cementación, depende de la concentración de oro en solución. Para el tratamiento de soluciones diluidas, <1 g Au/t a un pH de 10,5, se recomienda trabajar con concentraciones de cianuro libre superiores a 0,2 g/l NaCN. Para soluciones concentradas, en el orden de 20 a 100 g Au/t, la mínima concentración de cianuro libre aconsejada está entre 2–5 g/l NaCN. El polvo de zinc, con un tamaño muy fino (<400 mallas), se agrega, mediante alimentadores especiales, a razón de 0,5 a 1,5 partes de zinc por parte de oro.

La cantidad agregada va a depender de la presencia de plata y de otros componentes disueltos en la solución. En esta etapa también se agrega el nitrato o acetato de plomo en una relación en peso de Pb/Zn de $1/7 - 1/10$, o en proporción a una cantidad cercana a 0,5 partes de sal de plomo por parte de oro.

La última operación es la separación del precipitado (cemento) de la solución empobrecida mediante el uso de filtros. La solución pobre se recircula a la planta de lixiviación y el precipitado o cemento, constituido esencialmente de oro, plata, zinc, plomo, se envía a la fundición para la elaboración del bullión.

En los procesos aplicados en el Ecuador, también se cementa el oro en tanques agitados sin eliminación del oxígeno disuelto, en este caso, los consumos de zinc, están en el orden de 10 - 20 g de zinc /g de oro. Es una técnica más sencilla, tiene buenas recuperaciones de oro de la solución, pero consume mayor cantidad de zinc. El tiempo de contacto es de aproximadamente 30 minutos.

Los sistemas de cianuración por percolación, utilizan cementación con cinc en virutas de 0,5 cm de ancho, colocadas en canastas de madera que se sumergen en la solución preñada a partir del décimo octavo día de cianuración. Los consumos de cinc se estiman del orden de 50 gramos de viruta/gramo de oro. Los tiempos de cementación están entre 5 - 10 días. El cemento de cinc obtenido es refinado empleando principalmente ácido nítrico.

El proceso de cementación con cinc es ventajoso por su simplicidad y bajo costo, sin embargo se logra un metal recuperado es de baja calidad y por tanto se tiene un consumo en exceso del metal cementante.

1.2 FACTORES QUE AFECTAN LA PRECIPITACION DEL ORO CON POLVO DE ZINC.

Varios factores afectan el proceso de cementación de una u otra manera, y de acuerdo al adecuado control de estos se tendrá un aumento o disminución en la eficiencia de precipitación de oro, estos factores son los siguientes:

a. Concentración de oro en solución: La razón de precipitación generalmente se incrementa con el aumento de la concentración de oro de la solución

b. Concentración de cianuro: El efecto general de la concentración del cianuro libre, en la práctica, afecta de manera leve a la precipitación, pero esto solamente hasta un valor determinado que depende de la concentración de oro y el pH.

c. Concentración de zinc: La reacción de disolución del zinc disminuye con el aumento de la concentración del ion de zinc, sin embargo, esto es relativo. Altas concentraciones de zinc pueden generar la formación de hidróxido de zinc insoluble, el cual puede pasivar la superficie del metal y reducir severamente la razón de precipitación.

d. Tamaño de partícula del zinc: Un incremento en la superficie disponible del cinc aumenta la velocidad de la reacción.

e. Temperatura: La aceleración de la precipitación es evidente con el incremento de la temperatura. Por ejemplo el oro precipita en 2 horas a 35 °C, y precipita en 24 horas a 20 °C.

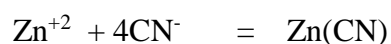
f. Oxígeno disuelto: La presencia de oxígeno disuelto disminuye la cinética de la precipitación, pues la reducción de oxígeno compite con la reducción de oro, pero esto dependerá de la temperatura y de la concentración del metal precioso en solución.

g. pH. : Se indica que el pH óptimo para la precipitación de oro, desde soluciones frías diluidas, está en un rango de 11.5 a 11.9

h. Efecto de ciertos iones metálicos pesados polivalentes: El efecto benéfico de iones de plomo en la precipitación desde soluciones diluidas a baja temperatura es evidente; el Pb^{+2} reduce a la superficie del cinc formando áreas cargadas catódicas de plomo metálico. Generalmente se usa de 0.001 a 0.01 g/l como óptimo en el proceso Merrill-Crowe. Un exceso de plomo disminuye la eficiencia debido probablemente a que el cinc se recubre de un film de plomo.

1.3 IMPORTANCIA DE LAS VARIABLES CONTROLANTES EN EL PROCESO DE PRECIPITACIÓN CON POLVO DE ZINC

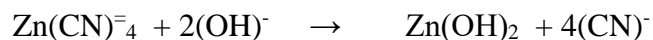
Concentración de cianuro libre.- Una mínima concentración del ion cianuro libre es necesario para el proceso de cementación. Debajo de esta concentración, la velocidad de cementación es menor porque en esas condiciones la velocidad de disolución de Zn es controlada por la difusión de los iones cianuro libre a la superficie de Zn. Encima de esta concentración sin embargo, la velocidad de cementación no es afectada por la concentración de cianuro libre. Sin embargo el principal efecto dañino de un alto contenido de cianuro es el consumo inútil de Zn:



Concentración de oxígeno en solución.- Si la solución contiene oxígeno disuelto, el primer hidrógeno generado se gasta combinándose con el oxígeno, ocasionando una pérdida de Zn y álcali. La presencia de oxígeno disuelto durante la precipitación puede considerarse como un serio problema pues es evidente que en presencia de cianuro libre y oxígeno los metales preciosos precipitados se re disolverán y la eficiencia del proceso puede disminuir.

pH.- Un óptimo pH para la precipitación del oro disuelto en soluciones está en el rango de 11.5 a 11.9, cuando hay un exceso de álcali el Zn forma un precipitado blanco

insoluble $Zn(OH)_2$ el cual puede pasivar la superficie del Zn y reducir severamente la precipitación del oro y la plata, según la reacción:



Afortunadamente no es tan veloz como la precipitación del oro y puede controlarse con el pH de la solución.

Concentración de Zn.- Una alta concentración de Zn puede resultar en la formación de $Zn(OH)_2$ insoluble, lo que repercutiría en la calidad del precipitado.

Temperatura.- Elevadas temperaturas incrementan la disolución del Zn y evolución de hidrógeno, con una asociada disminución en la eficiencia de la precipitación.

Partículas en suspensión.- Para una efectiva cementación el proceso MERRIL – CROWE, tiene como límite 1 ppm/m³ de partículas en suspensión.

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES

DESCRIPCION DE LA EMPRESA

2.1 RESEÑA HISTORICA.

S.MR.L. El Rosario de Belén es una Empresa Minera de capitales nacionales, dedicado a la exploración y explotación de yacimientos mineros especialmente de oro diseminado.

Desde el año 2002 se viene explorando las concesiones mineras en la zona Sur del gran alineamiento estructural NW- SE (paralelo a los Andes peruanos) el mismo que se ubica el megaproyecto aurífero Alto Chicama, Mina Santa Rosa, Mina La Virgen, Proyecto La Arena y Proyecto Algamarca.

Con la información recopilada de estudios realizados anteriores al año 2002 y con los resultados del muestreo geoquímica de superficie en el Cerro Parihuanca efectuados el año 2003, la Gerencia de la Compañía Minera El Rosario de Belén decide realizar exploraciones más detalladas y el año 2004 inician las gestiones correspondientes para la obtención del permiso de exploraciones Categoría C. Los resultados de las exploraciones realizadas en los primeros meses del año 2005 a cargo de los Ingenieros geólogos de la

compañía determinan la existencia de 6.8 millones de recursos de minerales con una ley de oro de 0.98 g/TM.

En junio del 2007 Century Mining inicia operaciones hasta mayo del 2008. En el segundo semestre del año 2008 la empresa SMRL Rosario de Belén realiza una evaluación geológica - económica del recurso Patibal, delimitando 15 polígonos mineralizados con un recurso inferido de 3,298.6 onzas de oro.

La propuesta de la unidad consiste en el desarrollo de tres tajos abiertos conocidos como Patibal Este, Gentiles y Coluvial. La implementación de cuatro botaderos de desmonte y la operación de la Pila de Lixiviación Patibal. El procesamiento de la solución proveniente de la lixiviación se lleva a cabo en la planta Merrill Crowe complementándose con dos circuitos de adsorción del complejo aurocianuro mediante carbón activado.

2.2 RESERVAS Y RECURSOS.

El total de reservas explotables en Patibal se ha estimado en aproximadamente 4.6 millones de toneladas de mineral. La explotación minera requiere remover y apilar aproximadamente 10.0 millones de toneladas de desmonte, que dará como resultado un total aproximado de 14.6 millones de toneladas de material extraído con una relación desmonte/mineral de 2.17:1.

2.3 UBICACIÓN

La unidad Minera en el distrito de Angasmarca, provincia de Santiago de Chuco en la Región de La Libertad, en una región montañosa y escasamente poblada en la parte norte de Los Andes peruanos. Se encuentra a aproximadamente 242 km al este de la ciudad de Trujillo.

El área de la unidad se encuentra ubicada a una altitud promedio de 3,435 m.s.n.m. El relieve del terreno a partir de la cota 3,400 m.s.n.m. hacia abajo es accidentada y recortada a intervalos con laderas muy inclinadas, interrumpidas por depresiones profundas causadas por erosiones pluviales. Su posición geográfica está determinada por las siguientes coordenadas UTM.

Tabla 2.1. Coordenadas UTM del proyecto Patibal

VERTICE	COORDENADAS UTM	
	N	E
NE	9,095,000	831,000
SE	9,093,000	831,000
SO	9,093,000	829,000
NO	9,095,000	829,000



Figura 2.1 Plano de ubicación y acceso a la unidad.

2.4 ACCESIBILIDAD.

El acceso a la zona del proyecto desde la ciudad de Lima se realiza por la carretera Panamericana Norte hasta la ciudad de Trujillo, luego por la carretera afirmada hasta la ciudad de Santiago de Chuco. continuando por la carretera afirmada a Cachicadán hasta llegar al Distrito de Angasmarca, finalmente desde esta localidad hasta el área de la unidad por los manzanos se llega a Colpa Seca, el Caserío de Quillupampa y Juego se

llega a la unidad Patibal, haciendo un recorrido total de 503 Km. desde la ciudad de Lima.

2.5 CLIMA Y METEOROLOGIA.

El emplazamiento del proyecto se caracteriza por un clima frío y húmedo, con periodos secos y lluviosos. La estación de lluvias se presenta habitualmente desde Octubre hasta Abril y la estación seca, desde Mayo hasta Setiembre.

2.5.1 Precipitación

Los datos sobre precipitaciones disponibles en el emplazamiento indican que Febrero y Marzo son los meses más húmedos en el área, en tanto que Julio y Agosto son los meses más secos. La precipitación acumulada durante los meses húmedos puede exceder los 600 mm por mes, mientras que durante los meses secos la precipitación mensual acumulada puede de 10 mm por mes.

2.5.2 Viento

La topografía del área probablemente afecta los patrones locales de viento, dando como resultado su canalización a lo largo de los ejes de los valles, con vientos predominantes colina y valle arriba durante el día y vientos colina abajo durante la noche, en respuesta a los cambios de densidad del aire ocasionados por las variaciones de temperatura. Los datos disponibles sobre el viento en el distrito

minero indican que los vientos dominantes generalmente provienen desde el noreste, el este y el sudeste, con vientos ocasionales que sobrepasan los 10 km/h.

2.5.3 Temperatura

Las temperaturas fluctúan entre un máximo mensual promedio (alto) de 13 °C y un mínimo promedio mensual (bajo) de 4 °C. A pesar de ello, las temperaturas diarias pueden elevarse hasta 19 °C y disminuir hasta - 07 °C, según la información registrada. Los meses más cálidos son habitualmente los de verano, entre Setiembre y Abril.

CAPITULO III

DESCRIPCIÓN GEOLÓGICA

3.1 GEOLOGIA REGIONAL.

La unidad Minera se ubica en un contexto geológico muy favorable, predomina la presencia de rocas sedimentarias mesozoicas, pero también se nota la presencia de volcánicos terciarios e intrusiones sub-volcánicas posteriores.

De acuerdo al mapa geológico, del cuadrángulo de Santiago de Chuco. En el área de la unidad Minera alrededores, afloran rocas sedimentarias de las formaciones: Santa-Carhuaz, compuesta por lutitas, areniscas, limonitas y delgados horizontes de caliza; esta formación, sobryace concordantemente a las areniscas y cuarcitas de la formación Chimó, de edad Cretácica Inferior; que a su vez, yace en contacto con las lutitas. Pizarras negras y areniscas de la formación Chicama del Jurásico Superior, En la parte Oeste y cubriendo a todas estas formaciones, existen potentes bancos de andesitas, aglomerados y tufos volcánicos, pertenecientes a los volcánicos Terciarios del grupo Calipuy. Cortando a todas estas formaciones se ubican alineados N-S, una serie de intrusivos sub volcánicos, que afloran principalmente entre el proyecto Calorco y la Mina Santa Rosa.

El marco estructural, está representado por fallas del sistema NW, siendo la más representativa la falla regional Angasmarca, que por la zona del proyecto se une a la falla Pallasca, también del mismo sistema; el sistema conjugado NE. se manifiesta por fracturas menores siendo algunas de ellas rellenadas con mineralización de Plata y Oro, el sistema NE a E-W, también se manifiesta en la zona.

3.2 GEOLOGIA DEL DEPÓSITO.

Las unidades estratigráficas presentes en la zona, de a más reciente a la más antigua. Son como sigue:

Formación Santa-Carhuaz, del Cretácico Inferior, sus afloramientos son discontinua y se ubican mayormente fuera de la zona de trabajo y los pocos existentes en el área, se ubican en la parte Oeste del proyecto (Cerro La Quinoa), generalmente formando lomadas y laderas suaves; está constituida por lutitas friables, lutitas arenosas a areniscas lutáceas con venillas de calcita y se exponen fuertemente intemperizadas, de color marrón claro, plegadas y dislocadas. En la quebrada Tamur, al NW de la zona de trabajo, se encuentra expuesta la caliza de la formación Santa y las lutitas negras arenosas de la formación Carhuaz, que yacen concordantemente sobre las areniscas y cuarcitas de la formación Chimó

Formación Chimú, su **edad**, es del Cretácico Inferior, aflora principalmente en la cumbre del cerro Parihuanca, en ambas riberas del río Angasmarca y en la parte Oeste fuera de la zona de trabajo; está constituida, por areniscas, cuarcitas, areniscas

cuarzosas, intercaladas por horizontes de lutitas negras bituminosas; es bastante resistente a la erosión, por lo que es común encontrarla en las partes altas o formando acantilados de topografía muy agreste, su orientación es NW- NE a E-W, con buzamiento hacia el Norte; se encuentra fuertemente fracturada y fallada y en ella se alojan algunas estructuras mineralizadas con Plata, Plomo y Oro. Aparentemente interestratificada, se encuentra una formación volcánica de unos 300 metros de potencia, que ha sido clasificada, como una roca andesita porfírica, que aflora en la parte SE del proyecto y tufo cristalizado que aflora en la parte Norte del mismo. Toda la formación Chimú. Sobreyace concordante a la formación Chicama.

Formación Chicama, su edad es del Jurásico Superior a Tardío, afuera en las partes bajas al Sur del proyecto, en las vecindades del río Tablachaca; es una secuencia lutácea obscura y pizarras bituminosas, con intercalaciones de areniscas, capas lenticulares de caliza, lechos arcillosos y volcánicos tobáceos.

El área del proyecto. Se encuentra emplazado, en las areniscas y cuarcitas de la formación Chimú y los volcánicos interestratificados de esta misma formación: las fracturas reaccionaron en forma diferente a los esfuerzos de compresión y ruptura, siendo las areniscas donde se desarrollan mejor las fracturas; en cambio, en los volcánicos, dichas fracturas sufren un adelgazamiento, hasta desaparecer.

En la unidad minera la mineralización de Plata, Plomo, Oro, es de origen hidrotermal. De alcance epitermal y por los componentes que presenta. Denota un ambiente que puede clasificarse como de baja sulfuración a intermedia. El emplazamiento de la mineralización se produjo por relleno de fracturas y en general cualquier espacio abierto que permitió la circulación de fluidos mineralizantes cargados en iones de fierro, plomo, plata y oro.

La presencia de sulfuros en superficie, indica que la zona de oxidación es muy reducida, a consecuencia de haber sido sometida a intensos procesos de erosión que han originado que gran parte del mineral oxidado sea removido por erosión. No se ha reconocido en superficie un intrusivo sub volcánico de naturaleza dacítica, que es lo común para toda la mineralización de la zona, pero debe existir un intrusivo común para las vetas que se presentan tanto en Patibal y Chichiribal, ya que ambos pertenecen a un solo evento.

Las soluciones hidrotermales, alteraron en diferente grado las rocas iniciales, produciendo una fuerte silicificación en las zonas adyacentes a las fracturas, cambiando conforme se alejan de ellas a cuarzo-sericita, para terminar en una alteración propilítica con fuerte adición de cloritas y calcitas, notándose mejor este tipo de alteración en los volcánicos.

La mineralización se encuentra relleno de fracturas, tipo vetas y en algunos casos pueden presentar pequeños cuerpos estratiformes, cuando se presenta una o varias estructuras en areniscas, la mineralización está controlada por otro horizonte

sedimentario suprayacente, de composición más arcillosa que actúa como control estratigráfico.

Los minerales presentes son: galera, pirita, arsenopirita, argentita, plata nativa y óxidos como la goetita, hematita, magnetita y limonitas. El oro en los óxidos se presenta al estado libre y en granos muy finos entre los 5 a 10 micrones; en los sulfuros está asociado a la galera, pirita y arsenopirita.

3.3 GEOLOGIA LOCAL

El yacimiento es de tipo epitermal de alta sulfuración emplazado en las zonas de contacto / falla entre las unidades subvolcánicas y cuarcitas y en venihas, asociados con óxidos dentro de rocas encajonantes silíceas de la formación Chimú. Así como en depósitos coluviales producto de los procesos de erosión. Dentro de la geología local podemos distinguir tres zonas:

3.3.1 Patibal Alto

3.3.1.1 Litología

Consiste de cuarcita gris a gris clara, en capas de 0.3 a 0.4 metros con intercalación de algunos niveles limolíticos de hasta 0.5 centímetros de espesor, el fracturamiento va gradando de débil a moderado al contacto con la estructura, siendo intenso en su parte más distal.

3.3.1.2 Mineralización

La mineralización está asociada a la presencia de una yeta de cuarzo blanco, con presencia moderada de oquedades e intercrecimiento de cristales en drusas. La potencia promedio varía entre 0.5 a 1.5 metros y su longitud aproximada es 30 metros, el rumbo preferencial es N-S buzando entre 450 y 600 al W. Hacia el techo de la veta de cuarzo se aprecia mayor presencia de limonitas que han servido de sello a la mineralización. La roca caja presenta como influencia de mineralización una distancia de 6 metros a cada lado, mediante pequeños vetilleos y venilleos de cuarzo blanco de orden milimétrico a centimétrico.

3.3.1.3 Alteración

La alteración predominante es la silicificación con una intensidad moderada a fuerte en venillas de cuarzo e intersticios.

3.3.2 Patibal Medio

3.3.2.1 Litología

Contacto-falla subvolcánico-sedimentario, representado por una andesita de textura afanítica y cuarcitas gris clara de grano medio. La presencia de arcillas es en capas centimétricas y de cuarcitas en capas de hasta 20 cm. Dicha proporción es de 2/1.

3.3.2.2 Mineralización

La mineralización se encuentra representada por una estructura principal de cuarzo blanco con una potencia de 0.5 metros y una longitud de 35 metros; con ocurrencia fuerte de cavidades lixiviadas con pátinas y relleno de escorodita. La oxidación moderada de hierro está en pátinas y rellenos. Goetita (2) hematina (1) jarosita (0.5).

3.3.2.3 Alteración

La alteración en el subvolcánico corresponde a una argilización moderada al contacto con la falla con una potencia de 3 a 4 metros; gradando hacia su parte más distal a una andesita gris verdosa con alteración propilítica y silicificación moderada a fuerte en la cuarcitas.

3.3.3 Patibal Bajo

3.3.3.1 Litología

La roca predominante es una andesita de textura afanítica intrusiva tardíamente por diques andesíticos de color verde; estos a su vez se encuentran intrusivos por un subvolcánico violáceo a manera de diques silíceos. El subvolcánico se encuentra en contacto con rocas sedimentarias, principalmente cuarcitas gris claras a gris con niveles delgados de carbón,

3.3.3.2 Mineralización

La mineralización está asociada a la presencia de vetillas de cuarzo blanco de hasta 0.1 metros de potencia con presencia de óxidos de fierro en patinas y rellenando fracturas, con halos de oxidación en la caja; también se aprecia una estructura de cuarzo blanco y escorodita de 0.3 metros de potencia y 15 metros de longitud siguiendo paralelo al plano de falla.

3.3.3.3 Alteración

La alteración del subvolcánico mineralizado corresponde a una argilización moderada, acompañada de silicificación en vetillas; mientras los otros dos subvolcánicos tardíos presentan una argilización fuerte.

CAPITULO IV

4.1 PAD DE LIXIVIACIÓN

Un Pad de Lixiviación, es una estructura donde se acumula el mineral extraído de un yacimiento del cual, mediante el proceso hidrometalúrgico denominado lixiviación, se logra extraer de ella partes que resulten solubles, esto significa que, con la ayuda del agua como medio de transporte, se usan químicos específicos para separar los minerales valiosos (y solubles en dichos líquidos) de los no valiosos.

4.2 ARMADO DE MODULOS

Concluida la preparación de la plataforma de lixiviación, el mineral procedente de los tajos se almacena en esta, para lo cual desde un punto en el borde, se construye con mineral una rampa con gradiente positiva hasta alcanzar una altura de 6 m, que constituye la base superior de la primera capa, desde la cual, manteniendo el nivel, se va depositando el mineral, en porciones de superficie que constituyen los módulos de riego. El módulo así formado por descarga de volquetes, es un cuerpo tronco piramidal de altura de 6 m, dejando en los bordes la plataforma, taludes de 2:1.

4.2.1 Descarga de mineral

Antes de la descarga del mineral sobre el nuevo módulo, la superficie debe ser removida para facilitar la percolación del mineral que ingresará. El mineral extraído de los tajos es transportado tal como sale de mina, es decir, no pasa por ningún proceso de reducción de tamaño (chancado). La descarga de mineral se lleva a cabo mediante volquetes de 22 TM de capacidad, los cuales dejan el mineral sobre la plataforma (techo) de descarga.



Figura 4.1 Descarga del mineral para el armado de módulos.

4.2.2 Adición de cal

Sobre la ruma de minera depositada por cada volquete se dosifica cal; dependiendo de la acidez del mineral presente el ratio varia de 1,5 a 1.8 kg/TM. Con ello se logra mantener un pH adecuado que garantice una buena lixiviación el oro y plata además de evitar la degradación del cianuro (en nuestro caso el pH se mantiene entre 9,5 a 10,5).

La adición de cal en un inicio fue de manera manual y actualmente la adición es mediante cargador frontal. El cargador frontal añade cal sobre el mineral y procede a hacer el “blending” para luego empujarlo hacia el interior del módulo.



Figura 4.2 Adición de cal y empuje de mineral.

4.2.3 Remoción y nivelación de módulos

Luego de concluido el llenado del respectivo módulo: la plataforma (incluida la rampa) es removida con el tractor de oruga D6R formando surcos con la finalidad de romper la capa endurecida del mineral debido al continuo transitar de los volquetes y de esta manera mejorar la percolación de la solución lixivante evitando los empozamientos. Posteriormente se procede a emparejar el terreno (nivelación) con el tractor de oruga D6R.

Existen casos en los cuales se utiliza la excavadora para realizar ambas funciones, es decir, remover y nivelar el modulo llenado.

4.3 BOMBEO DE SOLUCION AL PAD

Para el bombeo de solución lixivante se cuenta con 2 bombas horizontales Durcos operativas, con motor de 150 HP y de 60HP que proporcionan un caudal de 250 m³/h. Además se cuenta con una bomba horizontal Durco con motor de 150 HP en stand by. Dichas bombas suministran la solución lixivante al Pad a través de línea perimetral mediante tuberías de acero al carbono de 8" y distribuidas al interior del Pad mediante tres riser. La solución que se utiliza para regar el Pad es llamada solución Barren, la cual es una solución pobre en oro (menos de 0,014 ppm) que regresa al Pad. luego de ser

tratada en planta como solución rica, apropiadamente dosificada con cianuro de sodio (con un promedio de 220 a 250 ppm)

4.4 SISTEMA DE RIEGO

El riego de los módulos se realiza con solución cianurada con una concentración que varía entre 0.020% a 0.025% (200ppm a 250 ppm) de NaCN y con un pH variante de 10 a 10.5.

El sistema de riego empieza por los riser que ingresan por el perímetro del Pad y van radialmente por el fondo del Pad hasta una distancia aproximada de 50 m a 60 m y mediante codos se elevan de forma vertical (conforme la necesidad de los módulos en el Pad) desde donde se distribuye la solución hasta el módulo. Cada riser cuenta con 4 salidas de 4" de las cuales se instalan líneas de riego con manguera Lay Flat formando una matriz a partir de ésta se conectan laterales hydromine de 16 mm (riego por goteo) o tuberías de pvc (riego por aspersión).

Al inicio de la celda son instalados una válvula y un filtro de anillos que son controlados diariamente. El filtro de anillos recién viene instalándose en los módulos a partir de Mayo debido a la gran presencia de finos de carbón en la solución lixivante. La percolación de la solución a través del mineral acumulado en el Pad, lixivia los valores

de oro y plata para luego ser colectados por las tuberías de drenaje de fondo y conducidos a la poza de solución pregnant.

4.4.1 Sistema de riego por goteo

El sistema de riego por goteo consiste de mangueras, fabricadas de un material de alta densidad, conteniendo emisores o goteros, las que tienen dos partes, una interior y una cubierta o funda. El interior es esencialmente un tubo hueco cuya pared exterior tiene un laberinto de pasajes y canales, llamado camino tortuoso; este laberinto está especialmente diseñado para mantener un flujo determinado a través de él, que sea poco sensible a las variaciones de presión.

La cubierta es también un tubo hueco cuyo diámetro interior encaje exactamente alrededor del camino tortuoso del lado exterior del tubo interior, completando el gotero. Como la solución fluye a través del interior del gotero, a una presión de 15 PSI cuando el modulo inicia el riego y a medida que aumente los días las presiones alcanzan los 25 a 30 PSI. Sólo algo de la solución logrará atravesar el camino tortuoso y saldrá hacia el exterior en forma de gota.

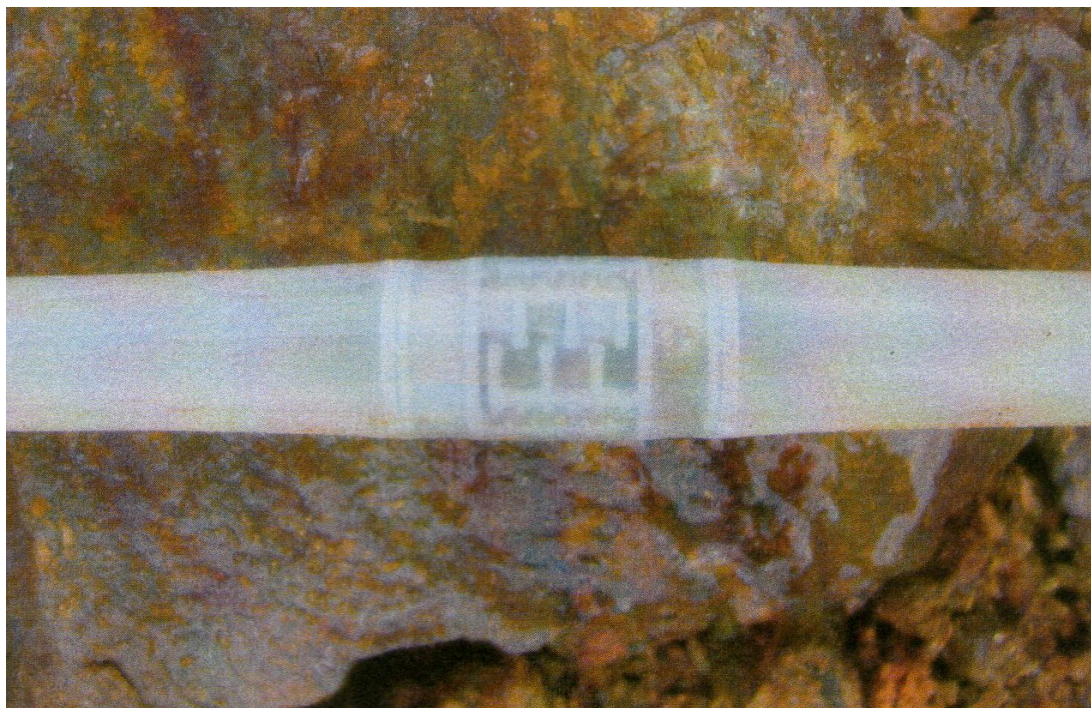


Figura 4.3 Gotero usado en el riego.

Con el terreno preparado se procede a extender mangueras Lay fiat de 4" a partir de las cuales se conectan los laterales hydromine de 16 mm. que pueden proporcionar un caudal de 1,6 l/h; manteniendo una distancia entre mangueras y una distancia entre emisores de 40 cm, es decir forman un marco de riego de 40cm x 40 cm, por donde SE distribuye la solución lixivante (solución cianurada pobre en oro) en el módulo.



Figura 4.4. Tendido de mangueras en módulo nivelado.

4.4.2 Sistema de riego por aspersión

El sistema de riego por aspersión se utiliza cuando se tienen módulos con escasa presencia de finos (principalmente arcillas) y cuando las condiciones climáticas son favorables. La disposición de los aspersores sobre laterales es mediante un arreglo triangular debido a la presencia de fuertes vientos en determinadas horas del día que perjudica la uniformidad de riego. Una vez concluido la remoción de

un módulo se procede con el tendido e instalación de las tuberías de riego Yellowmine de 04 y 02", distribuyéndose los aspersores Wobbler N⁰ 7 distanciados cada 6 m y formando un arreglo triangular para poder tener un traslape adecuado.

La solución lixivante con una concentración de NaCN 0.020% a 0.025% y pH = 10.5 es bombeado desde el tanque de solución barren mediante dos bombas horizontales Durco con un motores de 150 y 65 HP



Figura 4.5 Aspersor tipo Wobbler N⁰ 7

Este tipo de riego resulta favorable para minimizar el efecto de la precipitación de carbonatos en solución además de poseer menor costo de instalación, mayor simplicidad de instalación, mayor versatilidad para el riego y menor mantenimiento que los sistemas por goteo. A pesar de las ventajas mencionadas este sistema también presenta sus puntos en contra como mayor pérdidas por evaporación, menor precisión en la entrega de solución, baja su rendimiento cuando existen vientos fuertes, el impacto de las gotas produce mayor compresión de la superficie a regar, entre otros comparados con el sistema por goteo

4.4.3 Sistema de filtración

Debido al circuito de Carbón existente en planta, se presentaron problemas en el riego debido a la presencia de finos contenidos en la solución lixivante permitiendo el fenómeno del prerobbing, taponamiento de los goteros y liberación de finos de carbón en los módulos de riego.



Figura 4.6 Presencia de finos de carbón en los módulos.

Para evitar este inconveniente permitiendo garantizar la eficiencia de la descarga de los emisores. Y por ende la uniformidad de riego, así como el tiempo de vida de los sistemas se vienen colocando, actualmente, un sistema de filtración secundaria con filtros de anillos STF de 4 pulgadas de 140 mesh.

4.4.4 Materiales usados en los sistemas

En el diseño del sistema de tuberías y selección de tubería se considera materiales que satisfaga los requisitos del sistema para el caso del armado de troncales de riego depende de muchos factores entre los que se pueden mencionar los siguientes: el tamaño régimen de flujo, solidez, longevidad, carga, exposición, impacto, resistencia química, factibilidad de montaje, costo inicial, costo instalado, sistema de unión, etc. Los cuales son parámetros determinantes en su análisis final.

En nuestro caso se utilizan tuberías de acero al carbono, HDPE (High Density Polyethylene Pipe). Tuberías corrugadas y tuberías de PVC.

4.5 POZAS DE COLECCIÓN DE SOLUCIONES

Actualmente la unidad cuenta con 3 pozas de captación de soluciones, dos de ellas para la captación de solución rica (solución pregnant) y una poza de máximos eventos. Debido a la ampliación del Pad MI se viene construyendo otra poza de 2000 m³ que captará la solución pregnant proveniente del mineral lixiviado en la ampliación y que será procesado de manera independiente del Pad actual.

4.5.1 Poza desarenadora

Esta poza recibe la solución proveniente del Pad de lixiviación y alimenta, por rebose, sí a la poza de colección o poza de solución pregnant decantando los sólidos suspendidos. La capacidad de la poza desarenadora es de 3500 m³

4.5.2 Poza de solución Pregnant

La capacidad de la poza Pregnant es de 3500 m³ para captar a solución lixivante dentro de la poza se cuenta con 3 bombas horizontales con un motores de 250 HP, las cuales bombean solución a los circuitos de adsorción mediante carbón activado y al circuito de precipitación Merrill Crowe.



Figura 4.7 Poza de solución rica (solución pregnant).

4.5.3 Poza de máximos eventos

Cuenta con una capacidad de 12 000 m³, capta agua de lluvia además de ser usada para captar la solución tratada (solución barren) cuando se tiene exceso de solución en el sistema. Cuenta con una bomba horizontal Durco con un motor de 60 HP que permite bombear al tanque de solución barren cuando el flujo sea bajo y poder mantener el riego de manera uniforme.

4.5.4 Poza de solución rica (Ampliación Pad)

Está diseñada para captar la solución rica del Pad recargable y alimentar al circuito número 2 de columnas de carbón. Cuenta con una capacidad de 2000 m³ y descarga por gravedad hacia la planta.



Figura 4.8 Poza de grandes eventos

4.6 PLANTA DE PROCESOS

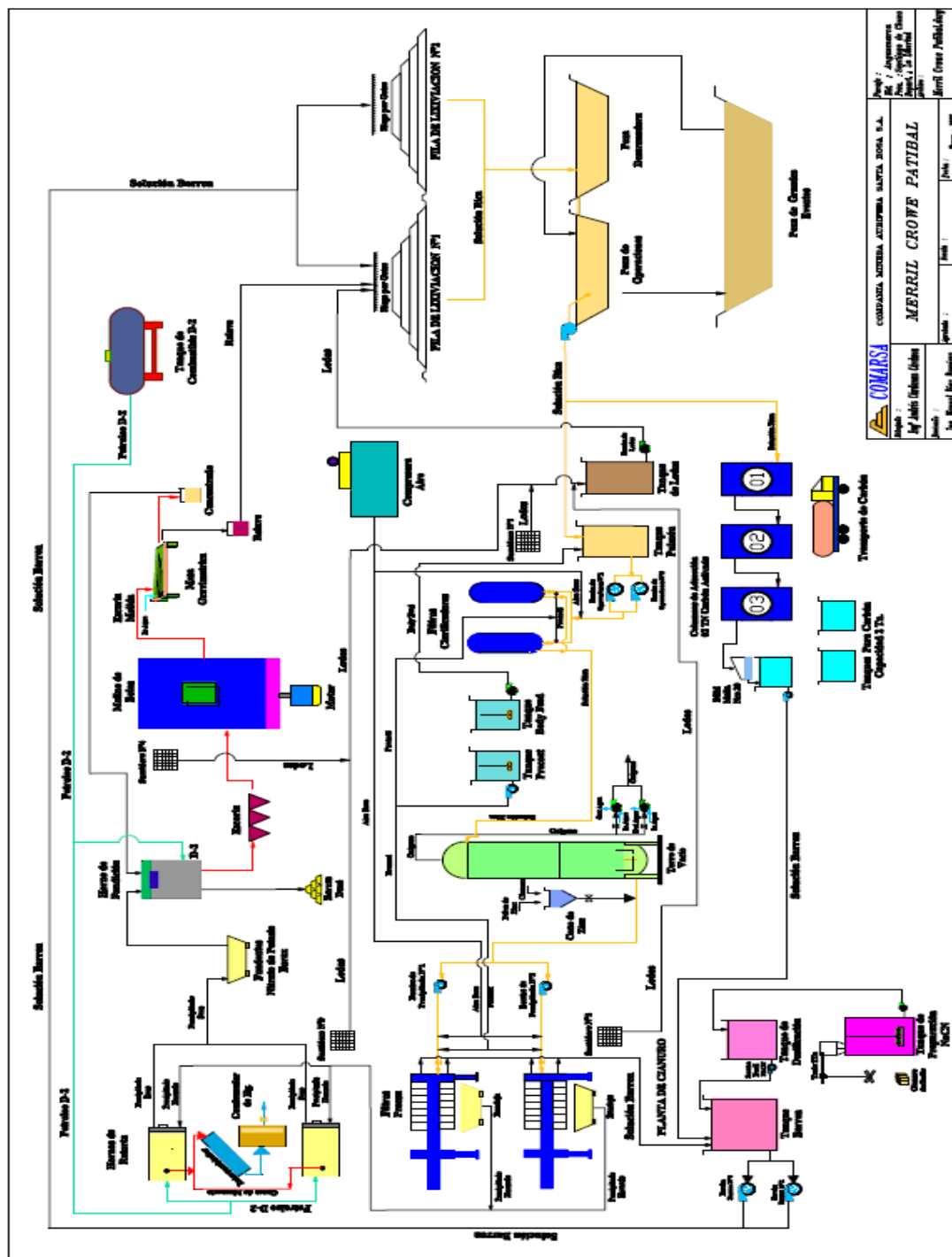


Figura 4.9 Diagrama de la Planta de Procesos

4.6.1 TANQUE PULMON

En este tanque se almacena la solución rica bombeada de poza de operaciones, cuenta con un sensor de nivel que está conectada a una válvula neumática VARTEX, que dependiendo del nivel del tanque pulmón esta se cierra o abre.

En este tanque pulmón se dosifica el body feed,

4.6.2 FILTROS CLARIFICADORES

La solución rica, es bombeada del tanque pulmón por tres bombas de clarificación, logrando pasar un flujo de 300 m³/h. para luego ingresar a los filtros clarificadores con una turbidez 5.0 – 6.5 NTU. La solución rica clarificada tiene una turbidez 0.5 – 1.3 NTU.

En la operación de los filtros clarificadores, se tiene que tener mucho cuidado especialmente durante el lavado, ya que se pueden dañar las telas filtrantes o mover los paneles de acero inoxidable, provocando que la solución no clarifique y pasen los sólidos suspendidos al filtro prensa, incrementando la presión de este, además el consumo de zinc se incrementa ya que estos sólidos suspendidos interfieren en la reacción de precipitación.

4.6.3 TANQUE BODY FEED

En este tanque se prepara la solución con diatomita en una concentración de 6 sacos por guardia, la cual debe ser agitada constantemente para evitar la sedimentación de la diatomita.

La solución del body feed es dosificada en el tanque pulmón y en el cono de dosificación de zinc, dicha dosificación depende del flujo y también de la turbidez de entrada de la solución rica.

La finalidad del body feed, es mezclar el material filtrante con las partículas finas en suspensión (estas forman una capa impermeable, que trae como consecuencia el incremento de la presión interna tanto de los filtros clarificadores como de los filtros prensas), para formar una capa semipermeable, en consecuencia el incremento de la presión interna de los filtros será lenta y gradualmente.

4.6.4 TANQUE DE PRECOT

En este tanque se prepara la solución con diatomita, para el precot (formación de una precapa) de los filtros clarificadores y prensas, que es el recubrimiento de las telas filtrantes con material filtrante, el cual además de ayudar a filtrar, ayuda a un rápido desprendimiento de la capa formada por los finos en suspensión en los filtros clarificadores, y del precipitado en los filtros prensas.

Para el precot de un filtro clarificador y prensa se utilizan dos bolsas de diatomita.

El tiempo de duración de precoteo de los filtros clarificadores y prensas, es de 4 minutos, se realiza con la ayuda de las bombas de precot.

4.6.5 TORRE DE VACIO

La solución rica clarificada entra a la torre de vacío, y con la ayuda de una bomba de vacío, se succiona el oxígeno disuelto de la solución llegando a obtener de 0.1 a 0.2 gr O₂ /m³.

Esta torre de vacío cuenta con un nivel visible, que indica la altura de la solución dentro del tanque.

Cabe mencionar que la tubería de salida de la torre de vacío, es de 12", luego existe entre la dosificación del cono de zinc y las bombas de precipitación un agitador estático, con la finalidad de mezclar el zinc con la solución desoxigenada.

Cuando el oxígeno disuelto es mayor a 0.5 ppm. Durante la desoxigenación, se tiene que revisar lo siguiente:

- ✘ Bomba de vacío, puede que no exista una buena refrigeración o se hayan apagado.
- ✘ Bombas de precipitación, puede que hayan succionado aire debido a trabajar en vacío, por lo que cavitan, o puede ser que el nivel de agua donde la bomba está sumergida haya disminuido como resultado de un atoro en la tubería de suministro de agua cruda.
- ✘ El nivel del cono de zinc haya disminuido y este succionando aire.

El incremento del oxígeno disuelto en la solución desoxigenada trae problemas en la precipitación, y por consiguiente se presenta una reacción de lixiviación en los filtros prensa, incrementando la ley de oro en la solución barren.

4.6.6 CONO DE ZINC

Se dosifica el polvo de zinc, a razón de 65 a 70 gr/min.

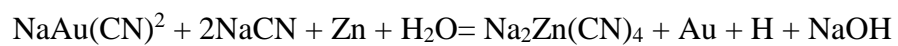
El consumo de zinc va depender de los siguientes parámetros:

- ✘ Ley de Au en la solución rica, si existe una alta ley el consumo de disminuye.
- ✘ Ley de Cu en la solución rica, si esta ley se incrementa entonces se consumirá más zinc.
- ✘ Turbidez de la solución, el cual va a depender de pH de la solución rica, también del estado de las telas filtrantes del filtro clarificador.

En el cono de zinc, también se dosifica solución del body feed, que tiene como finalidad formar una mezcla semipermeable con el polvo de zinc, ya que el polvo de zinc por si solo formaría una capa impermeable en los filtros prensas.

El principio de la precipitación de metales preciosos contenidos en soluciones de CN empleando polvo de zinc, está basado en el hecho de que el oro y la plata son electronegativos respecto al zinc, ocurriendo un reemplazo electroquímico del oro

y la plata por el zinc, seguido por el desplazamiento del hidrógeno del agua por el sodio según la siguiente reacción:



En la práctica, ocurre un exceso en el consumo de Zn por encima de la demanda teórica debido a que tanto el CN^- con el alcali libre en la solución tienden a atacar al Zn disolviéndolo.

CAPITULO V

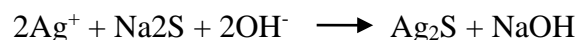
PRECIPITACION DE PLATA CON SOLUCIONES PREGNANT PROYECTO PATIBAL

5.1 INTRODUCCION

El presente estudio metalúrgico se presenta como una alternativa aparte del proceso de precipitación con polvo de zinc para el tratamiento de soluciones pregnant con altos contenidos de plata (proyecto Patibal) el mismo que consiste en la precipitación de plata con Na_2S o NaSH y previamente realizado la separación sólido - líquido estas soluciones con mínimas cantidades de Plata pasen al proceso de adsorción en columnas (CIC) y evitar el inconveniente presentado por el alto contenido de plata en este tipo de proceso.

Par este fin se tendrá que seleccionar y optimizar las variables de más incidencia en el proceso de precipitación mediante la aplicación de técnicas de diseños factoriales.

La reacción que ocurre está representada por la siguiente ecuación química:



Produciéndose un sulfuro de plata altamente insoluble y extremadamente fino. Las características físicas de los compuestos (sulfuro de sodio y de plata) no son tan favorables como las características químicas, pues tienden a formar suspensiones coloidales que dificultan la separación sólido-líquido

5.2 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL.

Las soluciones pregnant para estas pruebas provienen de las pruebas de cianuración en columnas Rom mineral Patibal

Preparar soluciones stock de NaCN 1% p/v y Na₂S 0.5% p/v esto con la finalidad de que se haga más funcional la dosificación de los mismos.

El agua para la preparación de estos reactivos deberá ser previamente alcalinizada con NaOH para evitar la formación de gases nocivos como el HCN y H₂S este último en el caso del sulfuro de Sodio

Las dosificaciones y control de cada una de las pruebas se adjunta en el anexo.

5.3 DISEÑOS EXPERIMENTALES

Etapa screening el principal objetivo de esta etapa es identificar aquellas variables que son significativas para el proceso. Es decir identificar aquellas variables que al hacerlas variar de un nivel bajo a un nivel alto, afectan sensiblemente las respuestas de un proceso (criterios de optimización) pueden ser de un número considerable

5.3.1 DISEÑO EXPERIMENTAL 2⁶

El diseño factorial a dos niveles asume que la relación entre las variables y la respuesta es representada por un modelo matemático lineal. De ser cierta dicha linealidad, el modelo debe predecir adecuadamente todos los puntos del diseño, inclusive el punto central del diseño. Por supuesto es ineraria la linealidad perfecta y el sistema 2^k funcionará bastante bien incluso cuando la suposición de la linealidad se cumple solo de manera aproximada.

N pruebas	64
Replicas Centro	4
N Variables (K)	6

Tabla 5.1: Niveles de las Variables 2⁶

	Variables	Nivel (-)	Nivel (0)	Nivel (+)
Z1	Velocidad de Agitación (RPM)	100.00	300.00	500.00
Z2	Tiempo de Agitación (minutos)	1.00	2.50	4.00
Z3	Fuerza de NaCN (ppm)	50.00	125.00	200.00
Z4	pH	10.50	11.25	12.00
Z5	Ley en Ag (ppm)	3.19	11.83	20.46
Z6	Relación Estequeometrica	1.00	1.50	2.00
Y	RESPUESTA	% PRECIPITACION DE Ag		

Tabla 5.2: Indicadores de Niveles del Diseño Factorial 2^6

Prueba N°	Variables Reales						Respuesta Y
	Z ₁	Z ₂	Z ₃	Z ₄	Z ₅	Z ₆	
1	100	1	50	10.5	3.194	1	75.89
2	500	1	50	10.5	3.194	1	72.23
3	100	4	50	10.5	3.194	1	70.01
4	500	4	50	10.5	3.194	1	72.35
5	100	1	200	10.5	3.194	1	75.3
6	500	1	200	10.5	3.194	1	78.24
7	100	4	200	10.5	3.194	1	81.18
8	500	4	200	10.5	3.194	1	84.13
9	100	1	50	12	3.194	1	82
10	500	1	50	12	3.194	1	72.64
11	100	4	50	12	3.194	1	73.26
12	500	4	50	12	3.194	1	84.75
13	100	1	200	12	3.194	1	71.35
14	500	1	200	12	3.194	1	70.63
15	100	4	200	12	3.194	1	74.08
16	500	4	200	12	3.194	1	82
17	100	1	50	10.5	20.46	1	96.49
18	500	1	50	10.5	20.46	1	97.02
19	100	4	50	10.5	20.46	1	97.37
20	500	4	50	10.5	20.46	1	97.74
21	100	1	200	10.5	20.46	1	94.41
22	500	1	200	10.5	20.46	1	95.09
23	100	4	200	10.5	20.46	1	94.3
24	500	4	200	10.5	20.46	1	96.81
25	100	1	50	12	20.46	1	98.16
26	500	1	50	12	20.46	1	98.84
27	100	4	50	12	20.46	1	98
28	500	4	50	12	20.46	1	98.39
29	100	1	200	12	20.46	1	97.58
30	500	1	200	12	20.46	1	96.7
31	100	4	200	12	20.46	1	97.88
32	500	4	200	12	20.46	1	98.32
33	100	1	50	10.5	3.194	2	72.48
34	500	1	50	10.5	3.194	2	74.08

Prueba N°	Variables Reales						Respuesta
	Z ₁	Z ₂	Z ₃	Z ₄	Z ₅	Z ₆	Y
35	100	4	50	10.5	3.194	2	72.64
36	500	4	50	10.5	3.194	2	87.04
37	100	1	200	10.5	3.194	2	83.59
38	500	1	200	10.5	3.194	2	80.43
39	100	4	200	10.5	3.194	2	81.56
40	500	4	200	10.5	3.194	2	86.04
41	100	1	50	12	3.194	2	80.56
42	500	1	50	12	3.194	2	87.48
43	100	4	50	12	3.194	2	94.96
44	500	4	50	12	3.194	2	94.4
45	100	1	200	12	3.194	2	83.88
46	500	1	200	12	3.194	2	83
47	100	4	200	12	3.194	2	84.75
48	500	4	200	12	3.194	2	75.52
49	100	1	50	10.5	20.46	2	96.09
50	500	1	50	10.5	20.46	2	97.85
51	100	4	50	10.5	20.46	2	98.72
52	500	4	50	10.5	20.46	2	98.51
53	100	1	200	10.5	20.46	2	96.04
54	500	1	200	10.5	20.46	2	94.34
55	100	4	200	10.5	20.46	2	97.56
56	500	4	200	10.5	20.46	2	98.06
57	100	1	50	12	20.46	2	98.72
58	500	1	50	12	20.46	2	98.67
59	100	4	50	12	20.46	2	99.63
60	500	4	50	12	20.46	2	99.52
61	100	1	200	12	20.46	2	98.59
62	500	1	200	12	20.46	2	96.78
63	100	4	200	12	20.46	2	98.78
64	500	4	200	12	20.46	2	98.62
65	300	2.5	125	11.25	11.827	1.5	94.87
66	300	2.5	125	11.25	11.827	1.5	95.49
67	300	2.5	125	11.25	11.827	1.5	94.75
68	300	2.5	125	11.25	11.827	1.5	95.06

Tabla 5.3: Efectos

	X_0	X_1	X_2	X_3	X_4	X_5	X_6
$(x)^T(Y)$	5662.01	30.39	71.72	-10.94	74.83	577.17	115.75
Efectos (Δ)		0.95	2.24	-0.34	2.34	18.04	3.62

	$X_1.X_2$	$X_1.X_3$	$X_1.X_4$	$X_1.X_5$	$X_1.X_6$	$X_2.X_3$	$X_2.X_4$
$(x)^T(Y)$	44.66	-22.65	-22.26	-24.53	-6.84	-4.49	2.83
Efectos (Δ)	1.4	-0.71	-0.7	-0.77	-0.21	-0.14	0.09

	$X_2.X_5$	$X_2.X_6$	$X_3.X_4$	$X_3.X_5$	$X_3.X_6$	$X_4.X_5$	$X_4.X_6$
$(x)^T(Y)$	-38.05	15.69	-92.07	-28.79	-16.68	-21.28	42.8
Efectos (Δ)	-1.19	0.49	-2.88	-0.9	-0.52	-0.67	1.34

	$X_5.X_6$	$X_1.X_2.X_3$	$X_1.X_2.X_4$	$X_1.X_2.X_5$	$X_1.X_2.X_6$	$X_1.X_3.X_4$	$X_1.X_3.X_5$
$(x)^T(Y)$	-88.95	-14.78	-12.09	-35.55	-31.79	-6.78	15.11
Efectos (Δ)	-2.78	-0.46	-0.38	-1.11	-0.99	-0.21	0.47

	$X_1.X_3.X_6$	$X_1.X_4.X_5$	$X_1.X_4.X_6$	$X_2.X_3.X_4$	$X_2.X_3.X_5$	$X_2.X_3.X_6$	$X_3.X_4.X_5$
$(x)^T(Y)$	-48.75	10.36	-24.83	-24.33	13.99	-66.06	105.11
Efectos (Δ)	-1.52	0.32	-0.78	-0.76	0.44	-2.06	3.28

	$X_3.X_4.X_6$	$X_4.X_5.X_6$	$X_1.X_2.X_3.X_4$	$X_1.X_2.X_3.X_5$	$X_1.X_2.X_3.X_6$	$X_1.X_3.X_4.X_5$	$X_1.X_3.X_4.X_6$
$(x)^T(Y)$	-16.38	-47.81	-4.77	33.75	14.44	1.05	5.08
Efectos (Δ)	-0.51	-1.49	-0.15	1.05	0.45	0.03	0.16

	$X_1.X_4.X_5.X_6$	$X_2.X_3.X_4.X_5$	$X_2.X_3.X_4.X_6$	$X_2.X_4.X_5.X_6$	$X_3.X_4.X_5.X_6$
$(x)^T(Y)$	26.83	26.07	-15.78	10.58	8.99
Efectos (Δ)	0.84	0.81	-0.49	0.33	0.28

	$X_1.X_2.X_3.X_4.X_5$	$X_1.X_2.X_3.X_4.X_6$	$X_1.X_2.X_3.X_4.X_5.X_6$
$(x)^T(Y)$	-0.95	7.33	-12.56
Efectos (Δ)	-0.03	0.23	-0.39

Tabla 5.4: Análisis de Varianza

Fuente	SS	g.l	MS	F₀	Aceptar
X₁	14.43	1	14.43	135.21	SI
X₂	80.36	1	80.36	752.97	SI
X₃	1.87	1	1.87	17.52	NO
X₄	87.5	1	87.5	819.82	SI
X₅	5205.01	1	5205.01	48768.1	SI
X₆	209.34	1	209.34	1961.44	SI
X₁.X₂	31.17	1	31.17	292.01	SI
X₁.X₃	8.02	1	8.02	75.12	SI
X₁.X₄	7.75	1	7.75	72.57	SI
X₁.X₅	9.4	1	9.4	88.06	SI
X₁.X₆	0.73	1	0.73	6.86	NO
X₂.X₃	0.31	1	0.31	2.95	NO
X₂.X₄	0.13	1	0.13	1.17	NO
X₂.X₅	22.62	1	22.62	211.97	SI
X₂.X₆	3.85	1	3.85	36.05	SI
X₃.X₄	132.45	1	132.45	1241.02	SI
X₃.X₅	12.95	1	12.95	121.31	SI
X₃.X₆	4.35	1	4.35	40.75	SI
X₄.X₅	7.08	1	7.08	66.32	SI
X₄.X₆	28.62	1	28.62	268.19	SI
X₅.X₆	123.62	1	123.62	1158.22	SI
X₁.X₂.X₃	3.41	1	3.41	31.99	NO
X₁.X₂.X₄	2.28	1	2.28	21.4	NO
X₁.X₂.X₅	19.75	1	19.75	185.03	SI
X₁.X₂.X₆	15.79	1	15.79	147.96	SI
X₁.X₃.X₄	0.72	1	0.72	6.73	NO
X₁.X₃.X₅	3.57	1	3.57	33.41	NO
X₁.X₃.X₆	37.14	1	37.14	347.96	SI
X₁.X₄.X₅	1.68	1	1.68	15.71	NO
X₁.X₄.X₆	9.64	1	9.64	90.28	SI

Fuente	SS	g.l	MS	F₀	Aceptar
X ₂ .X ₃ .X ₄	9.25	1	9.25	86.68	SI
X ₂ .X ₃ .X ₅	3.06	1	3.06	28.64	NO
X ₂ .X ₃ .X ₆	68.18	1	68.18	638.85	SI
X ₃ .X ₄ .X ₅	172.63	1	172.63	1617.45	SI
X ₃ .X ₄ .X ₆	4.19	1	4.19	39.26	SI
X ₄ .X ₅ .X ₆	35.71	1	35.71	334.58	SI
X ₁ .X ₂ .X ₃ .X ₄	0.36	1	0.36	3.34	NO
X ₁ .X ₂ .X ₃ .X ₅	17.79	1	17.79	166.72	SI
X ₁ .X ₂ .X ₃ .X ₆	3.26	1	3.26	30.51	NO
X ₁ .X ₃ .X ₄ .X ₅	0.02	1	0.02	0.16	NO
X ₁ .X ₃ .X ₄ .X ₆	0.4	1	0.4	3.77	NO
X ₁ .X ₄ .X ₅ .X ₆	11.24	1	11.24	105.36	SI
X ₂ .X ₃ .X ₄ .X ₅	10.62	1	10.62	99.53	SI
X ₂ .X ₃ .X ₄ .X ₆	3.89	1	3.89	36.43	SI
X ₂ .X ₄ .X ₅ .X ₆	1.75	1	1.75	16.38	NO
X ₃ .X ₄ .X ₅ .X ₆	1.26	1	1.26	11.82	NO
X ₁ .X ₂ .X ₃ .X ₄ .X ₅	0.014	1	0.01	0.13	NO
X ₁ .X ₂ .X ₃ .X ₄ .X ₆	0.84	1	0.84	7.87	NO
X ₁ .X ₂ .X ₃ .X ₄ .X ₅ .X ₆	2.47	1	2.47	23.1	NO
Curvatura	162.71	1	162.71	1524.5	SI
Error	0.32	3	0.11		
Total	6432.47				
F_{tablas} (0.01,1,3)	34.12				

5.3.1.1 RESULTADOS

➤De la **Tabla 5.3** cálculo de efectos se puede ver que la variable de más incidencia en proceso de precipitación de plata en este tipo de soluciones es la concentración de plata, significa que al variar la ley de plata en la solución de 3.194 ppm a 20.406 ppm logro incrementar el % de precipitación hasta en 18.04%

➤Seguidamente las otras variables que también tienen una incidencia positiva y significativa son: el número de veces la relación estequeométrica que incrementa la precipitación en 3.62%, el incremento de pH (incrementa en un 2.34%) y tiempo de agitación que logra incrementar 2.24%.

➤Esto se puede corroborar a la vez en la **Tabla 5.4** de análisis de varianza en donde también se puede observar muy claramente que la variable de incidencia negativa en el proceso es el incremento de la fuerza de cianuro pero casi insignificante.

➤En cuanto a la incidencia que tiene la interacción entre cada una de estas variables el que tiene mejor efecto es $\text{NaCN} \times \text{pH} \times \text{concentración de Ag}$ por lo demás el efecto de la interacciones son insignificantes

➤ Por lo expuesto, las variables de poca incidencia en la precipitación de plata es la velocidad de agitación, variación de la fuerza de NaCN.

➤ Por cuestiones de operatividad a estos se le puede sumar la variación de pH y por lo tanto quedaría tres variables para desarrollar un diseño factorial completo 2^3 con 4 réplicas en centro

5.3.2 DISEÑO EXPERIMENTAL 2^3

Este diseño es considerado como una segunda etapa de optimización de variables en el que se tiene tres variables como: tiempo de agitación, ley de plata (ppm) y el número de veces la relación estequiométrica, por lo demás las variables descartadas del diseño anterior son consideradas como constantes, Velocidad de agitación 300 rpm, Fuerza de NaCN 50 ppm y un pH de 10.50.

Tabla 5.5: Niveles de las Variables 2^3

Variables	Nivel	Nivel	Nivel
	(-)	(0)	(+)
Z1 Tiempo de Agitación (min)	1	2.5	4
Z2 Ley de Ag (ppm)	2.361	6.5275	10.694
Z3 N° Veces R.E	1	1.5	2

Tabla 5.6: Indicadores de Niveles del Diseño Factorial 2^3

N de prueba	Combinaciones	Variables Codificados				Variables Reales			% Precip.
		X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	Z ₁	Z ₂	Z ₃	
1	(I)	1	-1	-1	-1	1	2.36	1	90.81
2	a	1	1	-1	-1	4	2.36	1	92.93
3	b	1	-1	1	-1	1	10.69	1	98.49
4	ab	1	1	1	-1	4	10.69	1	99.37
5	c	1	-1	-1	1	1	2.36	2	99.53
6	ac	1	1	-1	1	4	2.36	2	99.75
7	bc	1	-1	1	1	1	10.69	2	99.64
8	abc	1	1	1	1	4	10.69	2	99.53
9	0	1	0	0	0	2.5	6.53	2	99.74
10	0	1	0	0	0	2.5	6.53	2	99.74
11	0	1	0	0	0	2.5	6.53	2	99.69
12	0	1	0	0	0	2.5	6.53	2	99.4

Tabla 5.7: Efectos

	X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ .X ₂	X ₁ .X ₃	X ₂ .X ₃	X ₁ .X ₂ .X ₃
(x) ^T (Y)	780.042	3.115	14.011	16.853	-1.544	-2.897	-14.235	0.915
Efectos (Δ)		0.779	3.503	4.213	-0.386	-0.724	-3.559	0.229

Tabla 5.8 Análisis de Varianza

Fuente	SS	g.l	MS	F ₀	Aceptar
X ₁	1.213	1	1.21	46.04	Si
X ₂	24.537	1	24.54	931.4	Si
X ₃	35.505	1	35.5	1347.7	Si
X ₁ .X ₂	0.298	1	0.3	11.31	Si
X ₁ .X ₃	1.049	1	1.05	39.83	Si
X ₂ .X ₃	25.33	1	25.33	961.48	Si
X ₁ .X ₂ .X ₃	0.105	1	0.1	3.97	No
Curvatura	12.196	1	12.2	462.93	Si
Error	0.079	3	0.03		
Total =>	100.312	11			

$$F \text{ tablas } F_{(0.05;1;3)} = 10.13$$

Si $F \text{ tablas } F_{(0.05;1;3)} < F_0$ Se Acepta

Tabla 5.9 Análisis de Residuos

Nº Prueba	X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ .X ₂	X ₁ .X ₃	X ₂ .X ₃	Y _{ob}	Y _{cal}	Residuo
1	1	-1	-1	-1	1	1	1	90.81	90.92	0.01307
2	1	1	-1	-1	-1	-1	1	92.93	92.81	0.01307
3	1	-1	1	-1	-1	1	-1	98.49	98.37	0.01307
4	1	1	1	-1	1	-1	-1	99.37	99.49	0.01307
5	1	-1	-1	1	1	-1	-1	99.53	99.42	0.01307
6	1	1	-1	1	-1	1	-1	99.75	99.86	0.01307
7	1	-1	1	1	-1	-1	1	99.64	99.75	0.01307
8	1	1	1	1	1	1	1	99.53	99.42	0.01307

$$SSMR = 0.1$$

$$F_0 = 3.97$$

$$F_{(0.05;1;3)} = 10.13$$

Aceptar Modelo? Si

5.3.2.1 RESULTADOS

- El significado físico del cálculo de los efectos es ver como varia la respuesta al variar una variable o factor de su nivel inferior al nivel superior, por lo tanto se puede deducirse las siguientes observaciones

- El hecho de aumentar el tiempo de agitación a una velocidad constante de 1 minuto a 4 minutos incrementa el % de precipitación en 0.779% este hecho es más sensible para soluciones con bajas concentraciones de plata.

- El hecho de aumentar la concentración de plata en la solución de 2.361 ppm a 10.694 ppm incrementa el % de precipitación de plata en 3.503%

- El hecho de aumentar el número de veces la relación estequiométrica de sulfuro de sodio con respecto a la plata de 1 a 2, incrementa el % de precipitación en 4.213%

- El efecto de las interacciones entre variables son relativamente pequeños por lo cual no tienen mucha importancia.

- Finalmente todo lo expuesto se puede corroborar en la tabla de análisis de variables (tabla 5.8)

5.4 INFLUENCIA DE LAS VARIABLES

a. TIEMPO DE AGITACION

En la Fig. 5.1 se refleja claramente que la cinética de formación del sulfuro de plata es bastante violenta sobre todo en soluciones con concentraciones de plata considerables a unas velocidades bajas de agitación 300 RPM

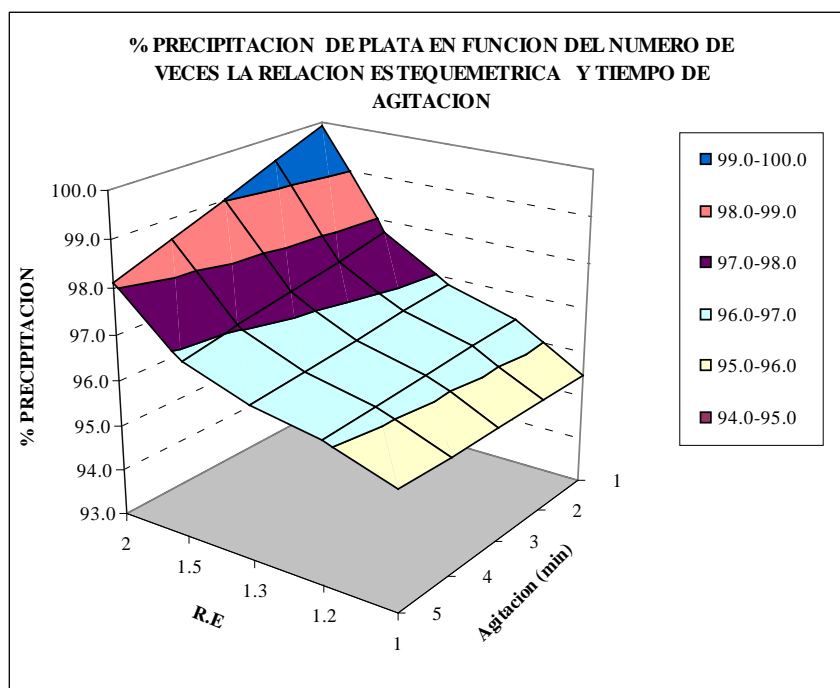


Figura 5.1 % Precipitación vs # RE – Tiempo de agitación

$$\% Pr ec. = 90.54 + 0.5xt + 4.94xR.E - 0.48xtxR.E$$

b. LEY DE PLATA (PPM)

En la Fig.5.2 se puede ver que con el incremento de la concentración de plata en la solución el tiempo de agitación disminuye, esto debido a que las partículas de sulfuro de plata en formación colisionan con más facilidad entre sí, hecho acelera el fenómeno de la nucleación en la formación de sólidos.

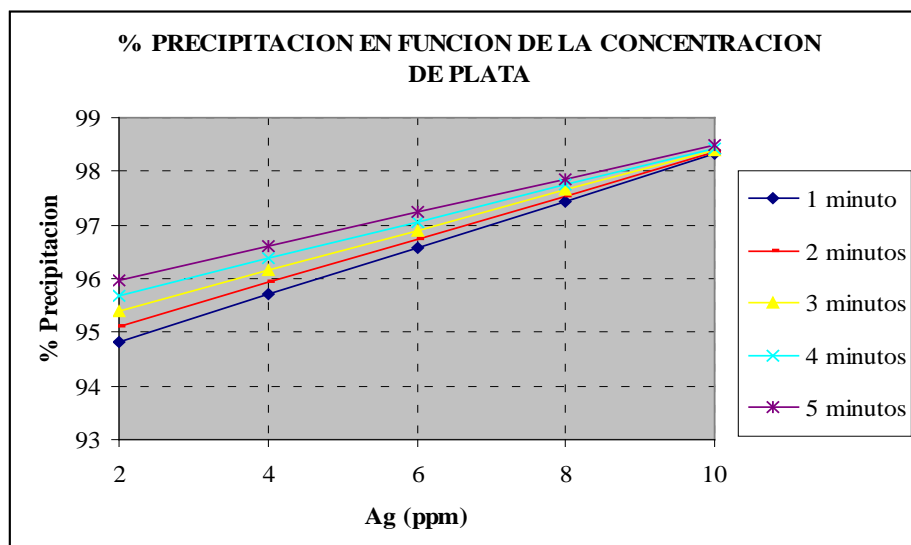


Figura. 5.2 % Precipitación vs Concentración de plata

$$\% \text{ prec.} = 93.61 + 0.35xt + 0.47xAg_{(ppm)} - 0.003xtxAg_{(ppm)}$$

c. NUMERO DE VECES LA REALCION ESTEQUEOMETRICA

En la fig.5.3 se puede observar el incremento del número de veces la relación tiene un efecto negativo en la precipitación de soluciones con más concentración en Plata, para soluciones más diluidas en Plata sucede todo lo contrario.

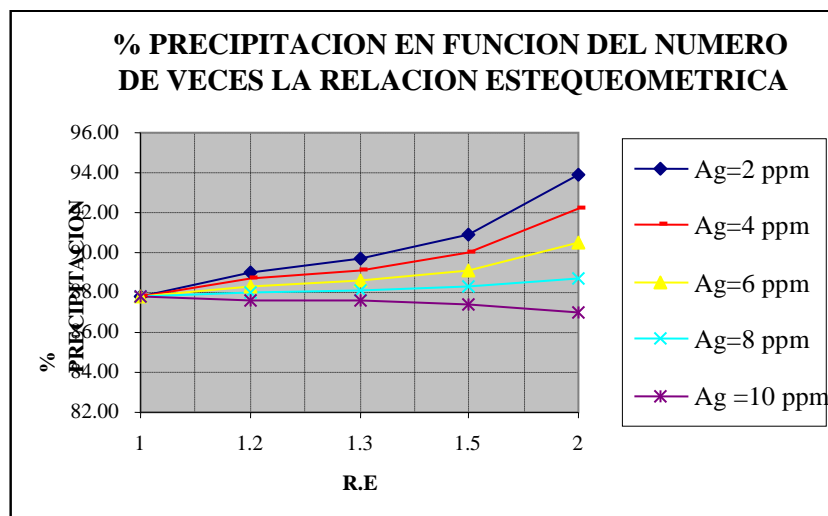


Figura. 5.3 % Precipitación vs # RE

$$\% \text{ prec.} = 80.08 + 0.85xAg_{(ppm)} + 7.77xR.E - 0.85xR.ExAg_{(ppm)}$$

CONCLUSIONES

Si bien es cierto que las tres últimas variables en estudio inciden directamente en el proceso de precipitación de plata, operacionalmente la variable concentración de plata va a ser una variable independiente para la realización de un buen proceso de precipitación

Las otras dos variables se tendrán que ajustar en función a esta, en lo que respecta al tiempo de agitación 2 – 3 minutos asegura una buena precipitación, para el número veces la relación estequiométrica 1.3 – 1.5 asegura que no se dé el efecto contrario visto en la fig. 5.3.

Como se puede observar de la Figura 5.3 a altas concentraciones de plata la relación estequiométrica influye negativamente sobre la precipitación de plata ocurriendo lo contrario, es decir, genera la redisolución del metal

Este proceso de precipitación se lleva a cabo en soluciones alcalinas, ya que en medio neutro o ácido existe el peligro de producirse sulfuro de hidrógeno, el cual es extremadamente tóxico.

Si se tiene solución ácida, la neutralización se llevará a cabo mediante la adición gradual de una solución de NaOH, acompañada de una agitación, hasta verificar que el pH se encuentre entre 7,5 a 8. Los valores de pH mayores pueden generar vapores de amoníaco.

El producto de la precipitación con sulfuro de sodio son sólidos muy finos con lo cual se hace necesario el uso de coagulantes y floculante para poder obtener productos aptos para poder continuar con el proceso de recuperación que continuaría en los filtros.

El porcentaje de recuperación se observa que es alto, minimizando el contenido de plata en la solución la cual es factible para poder tratar la solución en un circuito de carbón activado o por el circuito de MERRIL CROWE.

BIBLIOGRAFIA

METALURGIA DEL ORO

Fidel Sergio Misari Ch. Volumen I. Editorial CEPECT

INFORME DE BACHILLERATO

Edwin Omar Suarez H. – Universidad Nacional de Ingeniería

METALURGIA EXTRACTIVA. PROCESOS DE OBTENCION.

José Sancho, Luis Felipe Verdeja, Antonio Ballester, Volumen II. Editorial Sintesis

LA PLATA

Reysond La Chira Martínez, Flor AltesApolinario

HIDROMETALURGIA: PROCESOS, FUNDAMENTOS Y APLICACIONES

Esteban M. Domic M. Volumen I. Editorial UNION

ANEXO

ANEXO 1 - UTILIZACIÓN DE VARIABLES CODIFICADAS

En la construcción de modelos de superficies de respuesta, es muy común la codificación de los valores reales de los niveles de los factores, pues las distancias medidas sobre los ejes de las variables codificadas en el espacio k-dimensional se convierten en estándar, lo que facilita considerablemente los cálculos que deben llevarse a cabo para obtener el modelo de aproximación e incrementa el ajuste en la estimación de los coeficientes.

Una fórmula que suele resultar útil para codificar los valores de los factores es la siguiente:

$$X_i = \frac{Z_i - \left(\frac{Z_{iNInf} + Z_{iNSup}}{2} \right)}{Z_{iNSup} - Z_{iNInf}} = \frac{Z_i - (\tilde{Z}_i)}{Z_{iNSup} - Z_{iNInf}} \quad i = 1, 2, \dots, k$$

Donde: $Z_{iNInf} \equiv$ valor del nivel más bajo del factor i y $Z_{iNSup} \equiv$ valor del nivel más alto del factor i y $\tilde{Z}_i = \frac{Z_{iNInf} + Z_{iNSup}}{2}$ es la media entre los valores más alto y más bajo del nivel $i = 1, \dots, n$. La fórmula anterior verifica que $\sum_{x=1}^k X_i = 0$ y transforma las medias $\tilde{Z}_1, \dots, \tilde{Z}_k$ en el punto $(X_1, \dots, X_k) = (0, \dots, 0)$ al que se denomina centro del diseño.

Las fórmulas empleadas para la codificación dan lugar a transformaciones biyectivas entre variables reales y codificadas, de manera que cualquier ecuación polinómica en los valores de X_i se puede expresar equivalentemente como una ecuación polinómica del mismo grado en los valores de Z_i . Por tanto, a partir de ahora se trabajará con las variables codificadas, pues las conclusiones que se obtengan sobre éstas pueden extrapolarse a las variables reales.

ANEXO 2 - CONTROL DE PRUEBAS DISEÑO 2⁶

N prueba	Agitación RPM	tiempo (min)	1% p/v NaCN		pH	Ag ppm	0.5% p/v Na ₂ S	
			Gr	ml			(gr)	(ml)
1	100	1	0.052	5.2	10.5	3.19	0.0019	0.4
2	500	1	0.052	5.2	10.5	3.19	0.0019	0.4
3	100	4	0.052	5.2	10.5	3.19	0.0019	0.4
4	500	4	0.052	5.2	10.5	3.19	0.0019	0.4
5	100	1	0.156	15.6	10.5	3.19	0.0019	0.4
6	500	1	0.156	15.6	10.5	3.19	0.0019	0.4
7	100	4	0.156	15.6	10.5	3.19	0.0019	0.4
8	500	4	0.156	15.6	10.5	3.19	0.0019	0.4
9	100	1	0.052	5.2	12	3.19	0.0019	0.4
10	500	1	0.052	5.2	12	3.19	0.0019	0.4
11	100	4	0.052	5.2	12	3.19	0.0019	0.4
12	500	4	0.052	5.2	12	3.19	0.0019	0.4
13	100	1	0.156	15.6	12	3.19	0.0019	0.4
14	500	1	0.156	15.6	12	3.19	0.0019	0.4
15	100	4	0.156	15.6	12	3.19	0.0019	0.4
16	500	4	0.156	15.6	12	3.19	0.0019	0.4
17	100	1	0.052	5.2	10.5	20.46	0.0123	2.5
18	500	1	0.052	5.2	10.5	20.46	0.0123	2.5
19	100	4	0.052	5.2	10.5	20.46	0.0123	2.5
20	500	4	0.052	5.2	10.5	20.46	0.0123	2.5
21	100	1	0.156	15.6	10.5	20.46	0.0123	2.5
22	500	1	0.156	15.6	10.5	20.46	0.0123	2.5
23	100	4	0.156	15.6	10.5	20.46	0.0123	2.5
24	500	4	0.156	15.6	10.5	20.46	0.0123	2.5
25	100	1	0.052	5.2	12	20.46	0.0123	2.5
26	500	1	0.052	5.2	12	20.46	0.0123	2.5
27	100	4	0.052	5.2	12	20.46	0.0123	2.5
28	500	4	0.052	5.2	12	20.46	0.0123	2.5
29	100	1	0.156	15.6	12	20.46	0.0123	2.5
30	500	1	0.156	15.6	12	20.46	0.0123	2.5

N prueba	Agitación RPM	tiempo (min)	1% p/v NaCN		pH	Ag ppm	0.5% p/v Na ₂ S	
			Gr	ml			(gr)	(ml)
31	100	4	0.156	15.6	12	20.46	0.0123	2.5
32	500	4	0.156	15.6	12	20.46	0.0123	2.5
33	100	1	0.052	5.2	10.5	3.19	0.0039	0.8
34	500	1	0.052	5.2	10.5	3.19	0.0039	0.8
35	100	4	0.052	5.2	10.5	3.19	0.0039	0.8
36	500	4	0.052	5.2	10.5	3.19	0.0039	0.8
37	100	1	0.156	15.6	10.5	3.19	0.0039	0.8
38	500	1	0.156	15.6	10.5	3.19	0.0039	0.8
39	100	4	0.156	15.6	10.5	3.19	0.0039	0.8
40	500	4	0.156	15.6	10.5	3.19	0.0039	0.8
41	100	1	0.052	5.2	12	3.19	0.0039	0.8
42	500	1	0.052	5.2	12	3.19	0.0039	0.8
43	100	4	0.052	5.2	12	3.19	0.0039	0.8
44	500	4	0.052	5.2	12	3.19	0.0039	0.8
45	100	1	0.156	15.6	12	3.19	0.0039	0.8
46	500	1	0.156	15.6	12	3.19	0.0039	0.8
47	100	4	0.156	15.6	12	3.19	0.0039	0.8
48	500	4	0.156	15.6	12	3.19	0.0039	0.8
49	100	1	0.052	5.2	10.5	20.46	0.0247	4.9
50	500	1	0.052	5.2	10.5	20.46	0.0247	4.9
51	100	4	0.052	5.2	10.5	20.46	0.0247	4.9
52	500	4	0.052	5.2	10.5	20.46	0.0247	4.9
53	100	1	0.156	15.6	10.5	20.46	0.0247	4.9
54	500	1	0.156	15.6	10.5	20.46	0.0247	4.9
55	100	4	0.156	15.6	10.5	20.46	0.0247	4.9
56	500	4	0.156	15.6	10.5	20.46	0.0247	4.9
57	100	1	0.052	5.2	12	20.46	0.0247	4.9
58	500	1	0.052	5.2	12	20.46	0.0247	4.9
59	100	4	0.052	5.2	12	20.46	0.0247	4.9
60	500	4	0.052	5.2	12	20.46	0.0247	4.9

N prueba	Agitación RPM	tiempo (min)	1% p/v NaCN		pH	Ag ppm	0.5% p/v Na ₂ S	
			Gr	ml			(gr)	(ml)
61	100	1	0.156	15.6	12	20.46	0.0247	4.9
62	500	1	0.156	15.6	12	20.46	0.0247	4.9
63	100	4	0.156	15.6	12	20.46	0.0247	4.9
64	500	4	0.156	15.6	12	20.46	0.0247	4.9
65	300	2.5	0.078	7.8	11.25	11.827	0.0107	2.1
66	300	2.5	0.078	7.8	11.25	11.827	0.0107	2.1
67	300	2.5	0.078	7.8	11.25	11.827	0.0107	2.1
68	300	2.5	0.078	7.8	11.25	11.827	0.0107	2.1

CONTROL DE PRUEBAS DISEÑO 2³

N° Prueba	Agitación (min.)	Ley Ag (ppm)	N° Veces R.E		Ag residual (ppm)	% Precipitación
			Na ₂ S (gr)	Na ₂ S (ml)		
1	1	2.36	0	0.57	0.217	90.81
2	4	2.36	0	0.57	0.167	92.93
3	1	10.69	0.01	2.58	0.162	98.49
4	4	10.69	0.01	2.58	0.067	99.37
5	1	2.36	0.01	1.14	0.011	99.53
6	4	2.36	0.01	1.14	0.006	99.75
7	1	10.69	0.03	5.16	0.039	99.64
8	4	10.69	0.03	5.16	0.05	99.53
9	3	6.53	0.01	2.36	0.017	99.74
10	3	6.53	0.01	2.36	0.017	99.74
11	3	6.53	0.01	2.36	0.02	99.69
12	3	6.53	0.01	2.36	0.039	99.4

ANEXO 3 - FUNDAMENTO ESTEQUEOMETRICO DE DOSIFICACION DE PRECIPITANTES

Partiendo de un peso conocido Ag (gr) (i)

$$W_{Ag} = \frac{[Ag] * V_{ls}}{1000}$$

Dónde: [Ag]: Concentración de plata en ppm

Vlts: Volumen de solución en litros

De la ecuación (i) se puede estimar la cantidad de W_{Ag_2S} a formar (ii)

$$W_{Ag_2S} = \frac{246 * W_{Ag}}{214}$$

Con la ec. (ii) se puede cuantificar la cantidad S que se va requerir en el sistema (iii)

$$W_S = \frac{32 * W_{Ag_2S}}{246}$$

(ii) en (iii) se obtiene la ecuacion (iv)

$$W_S = 0.150 * W_{Ag}$$

El azufre requerido se suministra como Na_2S (v)

$$W_{Na_2S} = 2.41 * W_S$$

(iv) em (v) se obtiene la ecuacion (vi)

$$W_{Na_2S} = 0.360 * W_{Ag}$$

Considerando la pureza y el número de R.E en exceso a agregar (vii)

$$W_{Na_2S} = \frac{0.360 * W_{Ag} * R. E}{\% \text{ pureza}}$$

Dónde:

R.E: 1, 1.2, 1.3,.....n

% Pureza del precipitante