

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y
METALURGICA**



**“ESTUDIO METALÚRGICO PARA LA SEPARACIÓN
ARSENOPIRITA-PIRITA EN EL CIRCUITO DE FLOTACIÓN
BULK ”**

TESIS

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

ELABORADO POR:

ANDY KEITH BASURTO QUINTO

ASESOR

Ing. MARÍA FLOR SUAREZ SANCHEZ

LIMA – PERÚ

2013

DEDICATORIA

Con mucho cariño dedico este modesto trabajo a mis queridos padres, quienes me incentivaron y apoyaron para seguir adelante en mi carrera profesional

ÍNDICE

	Pág.
CAPITULO I: DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA.....	16
1.1 CIRCUITO DE CHANCADO.....	16
1.2 CIRCUITO DE MOLIENDA.....	18
1.3 CIRCUITO DE FLOTACION BULK PLOMO - COBRE.....	19
1.4 CIRCUITO DE FLOTACION DE ZINC.....	22
1.5 CIRCUITO DE FLOTACION BULK ARSENOPIRITA-PIRITA.....	24
1.6 CIRCUITO DE FLOTACION DE SEPARACION EN CALIENTE ARSENOPIRITA-PIRITA.....	25
1.7 CIRCUITO DE REMOLIENDA.....	26
1.8 CIRCUITO DE BIOXIDACION.....	27
1.9 CIRCUITO DE CIANURACION.....	35
1.10 CIRCUITO DE DESTRUCCION DE CIANURO.....	37
1.11 CIRCUITO DE NEUTRALIZACION DE LAS AGUAS ACIDAS PROVENIENTE DE BIOXIDACION Y MINA.....	38
1.12 CIRCUITO DE CCD.....	41
1.13 FILTRADO DE RELAVES.....	43

CAPITULO II: DISEÑO DE LA INVESTIGACION.....	45
2.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	45
2.1.1 Descripción del problema.....	46
2.1.2 Formulación del problema.....	46
2.1.2.1 Problema General.....	46
2.1.2.2 Problemas Específicos.....	46
2.2 JUSTIFICACION DEL PROBLEMA.....	47
2.3 OBJETIVOS.....	47
2.3.1 Objetivo General.....	47
2.3.2 Objetivos Específicos.....	47
2.4 FORMULACION DE LA HIPOTESIS.....	48
2.4.1 Hipótesis General.....	48
2.4.2 Hipótesis Específicos.....	48
2.5 VARIABLES DE LA INVESTIGACION.....	49
2.5.1 Variable Independiente (X).....	49
2.5.2 Variable Dependiente (Y).....	49
2.6 OPERACIONALIZACION DE LAS VARIABLES.....	49
2.6.1 Variable Independiente (X).....	49
2.6.2 Variable Dependiente (Y).....	49

CAPITULO III: MARCO TEORICO DE LA INVESTIGACION.....	45
3.1 FLOTACION DE MINERALES DE PIRITAS AURIFERAS.....	50
3.2 PRUEBAS EXPERIMENTALES EN LABORATORIO METALURGICO Y PLANTA CONCENTRADORA.....	62
3.3 PRUEBAS DE SEPARACION DE FLOTACION EN CALIENTE AsPy-Py EN LABORATORIO METALURGICO Y PLANTA CONCENTRADORA.....	69
 CAPITULO IV : PRUEBAS METALURGICAS A NIVEL DE LABORATORIO.....	 50
4.1 PRUEBAS METALURGICAS DE SEPARACION ARSENOPIRITA- PIRITA.....	71
4.1.1 Diseño de la prueba de separación A.....	72
4.1.2 Diseño de la prueba de separación B.....	72
4.1.3 Diseño de la prueba de separación C.....	74

CAPITULO V: SELECCIÓN DE VARIABLE CON DISEÑO FACTORIAL Y OPTIMIZACION CON DISEÑO HEXAGONAL DE LAS PRUEBAS METALURGICAS.....	81
5.1 DISCUSION Y ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	81
5.2 DISEÑO EXPERIMENTAL FACTORIAL CON DOS VARIABLES PARA SELECCIONAR LA VARIABLE.....	84
5.2.1 OBJETIVO.....	84
5.2.2 JUSTIFICACION.....	85
5.2.3 DESARROLLO DE PRUEBAS.....	85
5.2.4 RESULTADOS.....	86
5.3 DISEÑO HEXAGONAL PARA OPTIMIZAR LA RECUPERACION DEL ORO.....	92
5.3.1 OBJETIVO.....	93
5.3.2 JUSTIFICACION.....	93
5.3.3 DETALLE DEL TRABAJO.....	94
CONCLUSIONES.....	110
BIBLIOGRAFIA.....	113
ANEXO.....	114

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla N°3.1 Pruebas experimentales de flotación bulk Arsenopirita-pirita con colector secundario para minerales con oro ocluído.....	63
Tabla N°3.2 Pruebas experimentales de flotación bulk Arsenopirita-pirita sin colector secundario para minerales con oro ocluído.....	64
Tabla N°3.3 Pruebas experimentales en planta en el circuito de flotación bulk Arsenopirita-pirita con colector secundario	67
Tabla N°3.4 Pruebas de separación en caliente de arsenopirita (AsPy) de la pirita(Py) en laboratorio metalúrgico	69
Tabla N°3.5 Pruebas de separación en caliente de Arsenopirita de la pirita en Planta Concentradora	70
Tabla N°4.1 Resultados de la Prueba de separación A.....	72
Tabla N°4.2 Resultados de la Prueba de separación B.....	73
Tabla N°4.3 Resultados de la Prueba de separación C.....	74
Tabla N°4.4 Producción de Concentrado AsPy	75
Tabla N°4.5 Producción de oro en doré	76
Tabla N° 4.6 Programa de producción	77
Tabla N°4.7 Reporte Diario de la flotación de separación en caliente AsPy-Py del mes de Dic. 2011	78
Tabla N°4.8 Reporte Diario de la flotación de separación en caliente AsPy-Py del mes de Ene. 2012	79

Tabla N°4.9 Reporte Diario de la flotación de separación en caliente AsPy-Py del mes de Feb.2012.....	80
Tabla N°5.1 Balance Metalúrgico en el circuito de flotación bulk y separación en caliente AsPy-Py.....	82
Tabla N°5.2.- Balance Metalúrgico de alimento(concentrado AsPy) al circuito de biooxidación.....	83
Tabla N°5.3.- Plantilla codificada con dos variables.....	86
Tabla N°5.4.- Rango de las dos variables.....	86
Tabla N°5.5.- Plantilla para las pruebas con dos variables.....	86
Tabla N°5.6 Resultados de la prueba de flotación N°1.....	87
Tabla N°5.7 Resultados de la prueba de flotación N°2.....	87
Tabla N°5.8 Resultados de la prueba de flotación N°3.....	88
Tabla N°5.9 Resultados de la prueba de flotación N°4.....	88
Tabla N°5.10 Resultados de la prueba de flotación N°5.....	88
Tabla N°5.11 Resumen de las 5 pruebas de flotación con diseño factorial.....	89
Tabla N°5.12 Plantilla con las variables codificadas para hacer la regresión.....	89
Tabla N°5.13 Resultados de T- student de las regresiones con recuperacion de oro.....	90
Tabla N°5.14 Resultados de T-student de las regresiones de factor metalúrgico del oro.....	90
Tabla N°5.15 Correlación de la recuperación y factor metalúrgico del oro.....	91
Tabla N°5.16 Resumen de T-student de las variables de pH y temperatura.....	91
Tabla N°5.17 Leyes ensayadas de la cabeza de flotación de separación en Caliente.....	94

Tabla N°5.18	Parámetros de las variables en el diseño Hexagonal	95
Tabla N°5.19	Fórmulas para los valores que toman las variables.....	95
Tabla N°5.20	Obtención de las variables naturales.....	96
Tabla N°5.21	Relación de pruebas realizadas a pH y temperatura para cada prueba experimental	97
Tabla N°5.22.-	Prueba de separación en caliente N°1	101
Tabla N°5.23	Prueba de separación en caliente N°2.....	101
Tabla N°5.24	Prueba de separación en caliente N°3.....	102
Tabla N°5.25	Prueba de separación en caliente N°4.....	102
Tabla N°5.26	Prueba de separación en caliente N°5.....	103
Tabla N°5.27	Prueba de separación en caliente N°6	103
Tabla N°5.28	Prueba de separación en caliente N°7	104
Tabla N°5.29	Prueba de separación en caliente N°8	104
Tabla N°5.30	Prueba de separación en caliente N°9	104
Tabla N°5.31	Parámetros de las variables naturales del diseño hexagonal	105
Tabla N°5.32	Plantilla del diseño Hexagonal para las variables naturales.....	105
Tabla N°5.33	Análisis estadístico del modelo matemático obtenido	106
Tabla N°5.34	Modelo matemático para el diseño hexagonal propuesto en propuesto en escala real	109

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura N°1.1 Circuito de chancado	18
Figura N°1.2 Circuito de molienda.....	19
Figura N°1.3 Circuito de flotación bulk plomo-cobre.....	21
Figura N°1.4 Circuito de flotación de zinc	23
Figura N°1.5 Circuito de flotacion bulk arsenopirita-pirita.....	25
Figura N°1.6 Circuito de flotación de separación en caliente arsenopirita-pirita.	26
Figura N°1.7 Circuito de remolienda.....	27
Figura N°1.8 Circuito de bioxidación	31
Figura N°1.9 Circuito de cianuración	37
Figura N°1.10 Circuito de destrucción de cianuro.....	38
Figura N°1.11 Circuito de neutralización de las aguas ácidas provenientes de mina y bioxidación.....	41
Figura N°1.12 Circuito de CCD.....	43
Figura N°1.13 Filtrado de relaves	44
Figura N°3.1 Incremento de la recuperación de Au al utilizar el colector secundario M-92.....	65
Figura N°3.2 Disminución de Au en relave por efecto del uso del colector M-92.....	66
Figura N°3.3 Ley(gr/ton) y Recuperación (%) de oro en el concentrado bulk AsPy-Py.....	68
Figura N°4.1 Producción de Concentrado AsPy (a)	75

Figura N°4.2	Producción de Concentrado AsPy (b)	75
Figura N°4.3	Producción de oro en doré (a)	76
Figura N°4.4	Producción de oro en doré (b)	76
Figura N°5.1	Recuperación y grado del oro en el concentrado AsPy en el circuito de flotación de separación en caliente	81
Figura N°5.2	Representación gráfica del diseño Hexagonal	93
Figura N°5.3	Pruebas de diseño Hexagonal	98
Figura N°5.4	Esquema del diseño Hexagonal	99
Figura N°5.5	Prueba estándar de flotación de separación en caliente de arsenopirita de la pirita	100

NOMENCLATURA

- μ = Viscosidad del fluido (cP)
- " ϕ " = Fracción volumétrica de sólidos
- " ρ " = Densidad de pulpa
- "c" = Concentración
- ρ = Densidad del mineral
- %So = Porcentajes de sólidos en la descarga
- %S = Porcentaje de sólidos
- Dp = Densidad de la pulpa en gr/lit
- Ge = Gravedad específica del mineral
- W = Peso de un litro de pulpa en gramos
- P = Peso del mineral seco en gramos en un litro de pulpa
- %S = Porcentaje de sólidos de la pulpa hecho con los retenidos de la malla +200

- %S2 = Porcentaje de sólidos de la pulpa de la muestra tomada de cada punto
- P1 = Peso de la pulpa de la muestra sólida de la malla
- P2 = Peso de la pulpa de la muestra tomada de cada punto antes del mallaje

- F = Tonelaje de mineral fresco alimentado al circuito
- D = Tonelaje de descarga del molino
- U = Tonelaje arenas de retomo al molino (Underflow)
- % -m200 = Porcentaje malla -200
- d = % malla -200 en el alimento al clasificador
- u = % malla -200 en las arenas del clasificador
- lt = Litro
- gr = Gramos
- gr/lit = Gramos/litro
- gr/Ton = Gramos por tonelada
- AsPy = Arsenopirita
- Py = Pirita
- Ton = Toneladas

RESUMEN

El relave del circuito de flotación de Zn es tratado en el circuito de flotación bulk de arsenopirita-pirita, en el cual se aplicó un método de recuperación de oro contenido mayormente en la arsenopirita. A partir del relave de zinc se realiza la flotación bulk arsenopirita-pirita, luego se realiza la flotación diferencial en caliente que consiste en flotar la arsenopirita, deprimiendo la pirita.

El problema radica en la baja calidad como en la baja recuperación de oro del concentrado bulk arsenopirita-pirita que se obtenía en el circuito bulk; se diseñaron pruebas experimentales de laboratorio para llevar a cabo la separación por flotación en caliente, deprimiendo la pirita. Este resultado llevó a realizar un estudio más detallado donde se evaluaron los parámetros de trabajo más importantes que afectaban el proceso; esto se logró estableciendo el pH en un valor de 11.27 y una temperatura de 60.87 °C en los tanques de acondicionamiento del concentrado bulk arsenopirita-pirita. De esta manera se logró incrementar la ley del oro en el concentrado de arsenopirita en un rango de 30-35 gr/Ton de Au y la recuperación del oro en el concentrado de arsenopirita se ubicó por encima del 90%.

ABSTRACT

The tailings from Zn the flotation circuit is treated in the bulk flotation circuit of arsenopyrite-pyrite, in which we applied a recovery method of gold contained mainly in arsenopyrite. Then, using zinc the tailings we performed the bulk arsenopyrite-pyrite flotation, and then we performed the differential flotation in heat consisting on floating the arsenopyrite, by depressing the pyrite.

The problem is the low quality and low gold recovery, from the bulk arsenopyrite-pyrite concentrate, obtained in bulk circuit; therefore experimental tests were designed to carry out laboratory flotation separation in heat by depressing the pyrite. This result led us to perform a more detailed study which assessed the most important working parameters affecting the process; this was achieved by setting the pH to a value of 11.27 and the temperature to 60.87 ° C in the conditioning pyrite-arsenopyrite concentrate bulk tanks. Finally, we were able to increase the gold grade in the arsenopyrite concentrate in a range of 30-35 g / t Au, and gold recovery arsenopyrite concentrate was above the 90%.

INTRODUCCIÓN

El oro en la naturaleza se presenta de diversas maneras como especie mineralógica como oro libre, oro sulfurado, etc. o como ocurre en el mineral en estudio, el oro se encuentra ocluído en la arsenopirita y la pirita, anteriormente se flotaba para obtener un producto bulk como concentrado de arsenopirita-pirita, luego este concentrado se alimentaba al circuito de biooxidación, donde se oxidaba el concentrado sulfurado con la ayuda de microorganismos ya que estos actúan como catalizadores mejorando la cinética de la reacción.

El problema radicaba cuando al realizar el análisis microscópico y se llegó a la conclusión de que el oro se encontraba mayormente en la arsenopirita que en la pirita, debido a esto se tenía que realizar la separación de arsenopirita de la pirita, y así aumentar la recuperación de oro previo a la biooxidación. Entonces primeramente se realizaron pruebas experimentales de flotación por separación en caliente a nivel de laboratorio, obviamente después de realizar estas pruebas experimentales en laboratorio la calidad del oro y la recuperación se incrementó en comparación a la flotación bulk de arsenopirita-pirita y seguidamente se llevó a escala industrial.

CAPÍTULO I

DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA

1.1.- CIRCUITO DE CHANCADO

La etapa de chancado empieza una vez que el mineral proveniente de mina ha sido descargado en la tolva de gruesos, y luego depositado por medio del apron feeder cuya capacidad es de 0.5 Ton el cual tiene un movimiento de vaivén sobre una faja transportadora N°1 de 36" x 45 m de longitud, 14° de inclinación y cuya velocidad es de 1 m/s, esta faja lleva el mineral hacia un electroimán situado en parte superior y final de la faja, cuya finalidad es capturar materiales no deseados como partes de herramientas, madera o alambres provenientes de la extracción del mineral en los niveles 550 y 140.

Al pasar por este electroimán el mineral es depositado en una faja N°2 de 24" x 34 m de longitud, 12° de inclinación y velocidad de 1.36 m/s, a los 6.10 m de esta faja se encuentra un detector de metales el cual se encarga de

encontrar pedazos de acero que no han sido capturados por el electroimán, este detector tiene un sistema el cual paraliza la faja N°1 y el apron feeder N°1 en caso de encontrar una fracción de acero que el electroimán no haya detectado, si se da el caso de encontrar algún tipo de acero, este se tendrá que retirar manualmente, es decir, el operador se encargará de realizar dicha acción, el mineral de la faja N°2 es transportado hacia el shut de descarga el cual depositará el mineral en la faja N°3 de 24" x 51.1 m de longitud, 13° de inclinación y velocidad 1.10 m/s, esta faja transporta el mineral hacia un grizzly de acero de 4 x 3 pies y cuya abertura es de 1½".

El oversize del grizzly pasa a la chancadora de quijada de 15" x 24", el cual tiene un set es de 2", este material cae a una faja transportadora N°4 de 24" x 43.4 m de longitud, 15° de inclinación y velocidad 1.14 m/s, junto con el undersize del grizzly para poder así alimentar a la zaranda vibratoria de dimensiones 6 x 14 pies en la cual están instaladas 3 mallas de 1.80 m x 1.40 m y abertura de 1½" x ½" cada una.

El oversize de la zaranda vibratoria es depositado sobre la faja N°5 de 24" x 30 m de longitud, 16° de inclinación y velocidad 1.13 m/s, el cual alimentará a la chancadora cónica, cuyo set es ½", descargando el material triturado sobre la faja N°4 cerrando así el circuito de chancado, el undersize de la zaranda vibratoria es transportado por medio de la faja N°6 de 24" x 240 m de longitud, 18° de inclinación y velocidad 1.14 m/s hacia la tolva de finos terminando así el circuito de chancado.

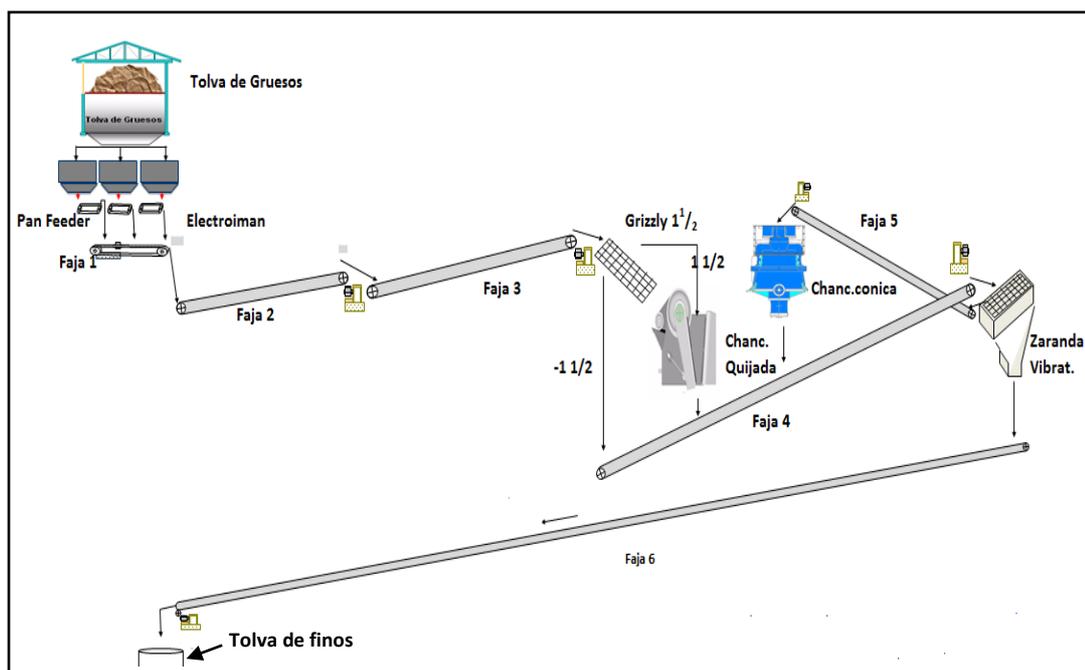


Figura 1.1.-Circuito de chancado

1.2.- CIRCUITO DE MOLIENDA

El mineral proveniente del circuito de chancado es depositado por medio de la faja N°6 en la tolva de finos cuyo volumen es de 424 m³ y capacidad de 600 Ton, mientras que el mineral que viene del nivel 140 descarga hacia la zaranda zip, el oversize de la zaranda va hacia la tolva de finos, el undersize descarga sobre el tanque de lamas. La carga de la tolva de finos va sobre la faja N°7 de velocidad 0.72 m/s, la cual es transportada hacia el molino de bolas 8" x 12", la carga del tanque de lamas es bombeada por medio de una bomba Warman 4" x 3" al cajón de descarga del molino que esta carga se une con el producto del mineral molido, el producto del cajón de descarga es bombeado por medio de 2 bombas Vulco 6" x 4", hacia 2 hidrociclones de 15" y 20", pero de los cuales solo una bomba está operativa el cual descarga en el hidrociclón de 15" el cual se encarga de clasificar la pulpa en el overflow lo cual se tiene como control de malla de 52% -m200 que va hacia

el circuito de flotación y underflow que retorna al molino cerrando así el circuito, el overflow es conducido hacia un cajón de descarga, para luego ser bombeado por medio de 2 bombas Warman 4" x 3", de las cuales una esta operativa mientras que la otra se usa en caso de algún imprevisto, la pulpa con una densidad promedio de 1330 gr/lt, es bombeada a través de un mineroducto, una tubería de 4" de diámetro, la cual llega hasta la planta concentradora y llega al tanque de acondicionamiento para la flotación de bulk plomo-cobre.

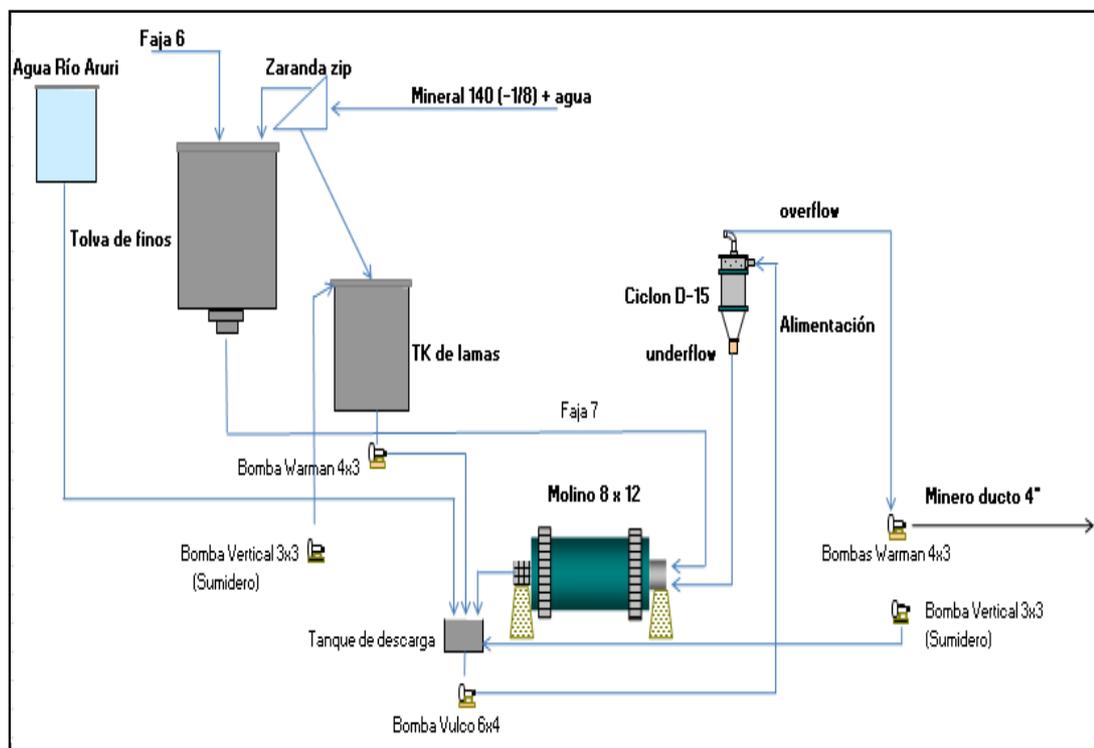


Figura 1.2.-Circuito de molienda

1.3.- CIRCUITO DE FLOTACIÓN BULK PLOMO - COBRE

El proceso de flotación del plomo empieza con el acondicionamiento de la pulpa de mineral que proviene del circuito de molienda por medio del mineroducto de 4" de diámetro, esta pulpa llega a un tanque acondicionador

de 5.34 m³, el flujo que llega a este tanque es en promedio 50 m³/hr con una densidad de 1320 a 1340 Ton/m³ luego esta carga es bombeada por medio de una bomba vertical Warman hacia un segundo tanque de acondicionamiento, que tiene un volumen de 52.8 m³, en este acondicionador se le adiciona complejo $(\frac{\text{NaCN}}{\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}} : \frac{1}{4})$, junto con metabisulfito de sodio (Na₂S₂O₅) y cal (CaO) para acondicionar la pulpa a un pH de 7.5 a 8.0, esta pulpa llega al cajón de entrada del banco de celdas rougher de medidas 1.54 m x 1.41 m x 1.30 m por medio de una tubería de 8" de diámetro al cajón de las celdas rougher, se adiciona colector Z-6, y espumante MIBC, luego la pulpa acondicionada pasa a las 5 celdas de este banco rougher bulk Pb-Cu, en donde las espumas pasan al banco de celdas de limpieza de medidas 1.0 m x 1.20 m x 1.10 m, este banco de limpieza consta de 5 celdas, las 3 primeras conforman la 1era limpieza donde se adiciona complejo $(\frac{\text{NaCN}}{\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}} : \frac{1}{4})$, la 4ta celda conforma la 2da limpieza y la 5ta celda conforma la 3ra limpieza, en este caso las espumas del banco de celdas rougher entran a la 1era limpieza (que es la 3era celda), junto con la adición de complejo $(\frac{\text{NaCN}}{\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}} : \frac{1}{4})$ y de ZnSO₄·7H₂O, cuyas espumas pasan a la 2da limpieza (que es la 4ta celda), donde se adiciona ZnSO₄·7H₂O y complejo $(\frac{\text{NaCN}}{\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}} : \frac{1}{4})$, las espumas de la 2da limpieza pasan a la 3era limpieza (que es la 5ta celda), las espumas de la 3era limpieza se van a una bomba Warman froth pump de 3" x 2" la cual bombea el concentrado hacia un tanque de agitación cuya capacidad es de 58.8 m³, la carga del tanque es bombeada por medio de una bomba peristáltica, hacia el área de filtrado para

obtener el concentrado de Pb ó producto final, el producto final es un concentrado de Pb con 5% de Cu.

Debajo de los bancos de flotación se tiene una bomba vertical Warman froth pump de 3" x 2" la cual bombea la pulpa producto del concentrado scavenger (3 celdas de medidas 1.54 m x 1.41 m x 1.30 m) y el relave del circuito de limpieza hacia el cajón de entrada del circuito de flotación rougher bulk Pb-Cu (esta pulpa es la carga circulante del circuito de flotación bulk Pb-Cu) y también debajo de los bancos de flotación se tiene una bomba vertical Warman sump pump la cual bombea la pulpa que se pueda encontrar en los alrededores producto de derrames las cuales bombea la carga hasta el acondicionador de 52.8 m³.

El relave de la flotación de Pb sale por la última celda del banco de celdas scavenger hacia un cajón de descarga en el que se adiciona cal y $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, esta se convierte en la cabeza de flotación de zinc.

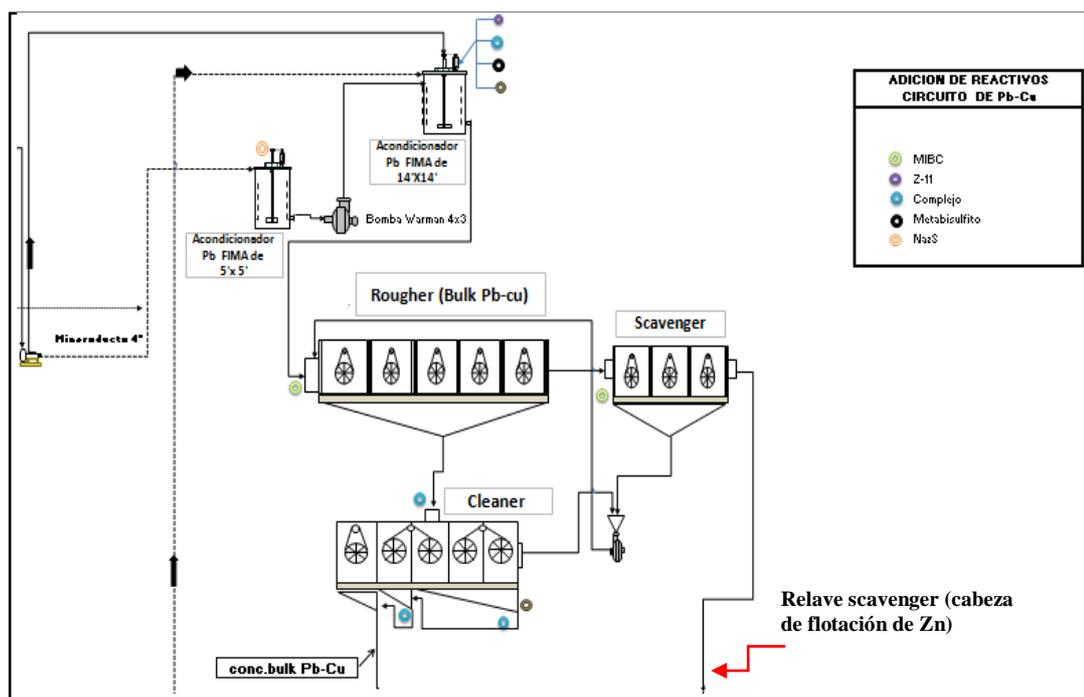


Figura 1.3.-Circuito de flotación bulk plomo-cobre

1.4.- CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE ZINC

La concentración del Zn, comienza al igual que el circuito de flotación bulk Pb-Cu con el acondicionamiento de la pulpa o cabeza proveniente del cajón de descarga del relave del banco de celdas scavenger del circuito de flotación bulk Pb-Cu, en promedio debe tener un pH de 10.5 – 11, la pulpa es transportada por medio de una bomba de 4" x 4", hacia 2 tanques gemelos de 2.20 m de diámetro y 2.60 m de altura, la pulpa del primer tanque pasa por medio de gravedad hacia el tanque 2, para luego pasar por medio de una tubería de 8" hacia un tanque acondicionador de 2.95 m de diámetro y 3.25 m de altura cuya capacidad de almacenamiento es de 22 m³.

Esta carga acondicionada llega por medio de una tubería de 8" hacia el cajón de entrada al banco de 5 celdas rougher, en este cajón también se agrega Z-6 y MIBC, las espumas del banco rougher van hacia la 1era limpieza (al 3er banco de limpieza), las espumas de esta 1era limpieza (que consta de 3 bancos), se alimenta hacia la 2da limpieza (al 4to banco de limpieza) y las espumas de la 2da limpieza se alimenta a la 3ra limpieza (5to banco de limpieza), en la espumas de la 2da limpieza (que entran al 5to banco), se adiciona cal para controlar el pH y evitar la activación de la pirita, el concentrado de zinc proveniente de la 3ra limpieza llega a un cajón de descarga y se bombea hacia un tanque de agitación de capacidad es de 58.8 m³ por medio de una bomba Warman de 3" x 2" para luego ser llevado al filtro de discos y obtener el concentrado con un porcentaje de humedad aceptable de 10 a 12 %.

En este circuito el relave de la limpieza pasa a un banco de 2 celdas scavenger de limpieza cuyas espumas pasan a la celda de la segunda limpieza, mientras que el relave de estas celdas pasa al cajón de descarga (conjuntamente con el relave scavenger de plomo) junto con las espumas del banco de celdas scavenger, en la entrada del banco scavenger se adiciona colector Z-6, mientras que el relave final sale por la última celda de este banco de celdas scavenger hacia un tanque acondicionador de AsPy para su flotación posterior.

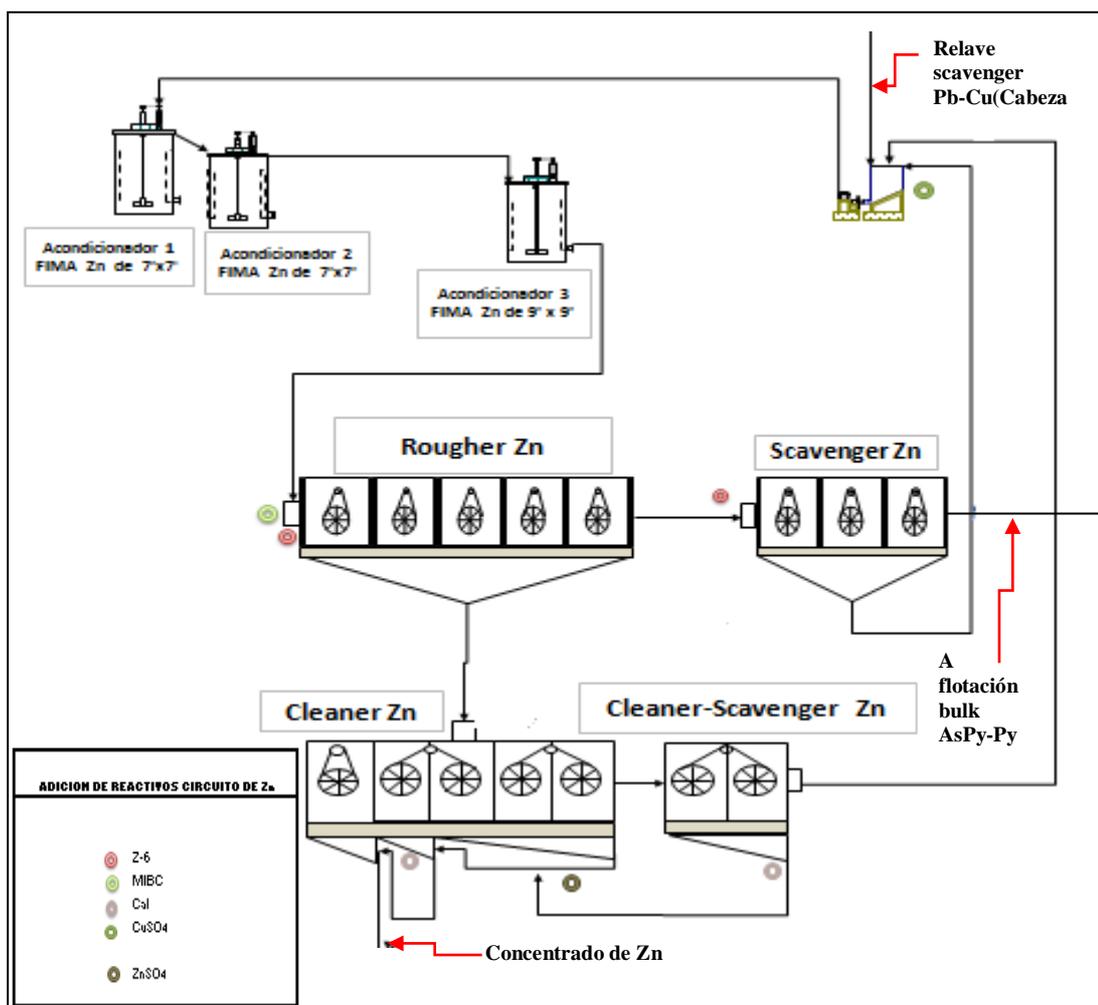


Figura 1.4.-Circuito de flotación Zinc

1.5.- CIRCUITO DE FLOTACIÓN BULK ARSENOPIRITA-PIRITA

El circuito de flotación bulk comienza con el acondicionamiento del relave proveniente de la flotación del Zn en un tanque almacenamiento cuya capacidad es de 88 m³, en este tanque se adiciona H₂SO₄ de concentración al 98%, para bajar el pH hasta un rango de 8.2 - 8.7 y CuSO₄.5H₂O para activar la pirita y la arsenopirita, esta pulpa ya acondicionada llega por medio de una tubería de 8" de diámetro al cajón de carga del banco de 3 celdas rougher ; a la entrada del banco se agrega colector Z-6 y MIBC.

El relave rougher pasa al banco de 2 celdas scavenger (anteriormente en la entrada a la 1era celda de este banco se adiciona colector Z-6 y MIBC), las espumas del rougher van hacia un cajón de descarga en donde se bombea la pulpa (concentrado Bulk AsPy-Py) a dos tanques acondicionadores donde se calienta la pulpa por medio de un calentador a vapor Clayton y el concentrado scavenger se bombea al cajón de las celdas rougher (vendría hacer la carga circulante en este circuito).

El relave final sale por medio de la última celda del banco scavenger hacia un tanque de descarga y este es bombeado por una bomba Warman 4" x 3" hacia el espesador de relave de 55 x 12 pies, la descarga del espesador va hacia la bomba peristáltica y esta envía el material hacia la bomba intermedia centrífuga 5" x 4".

Esta bomba envía el material hacia el Holding Tank 2 para su posterior filtrado en el filtro prensa N°2.

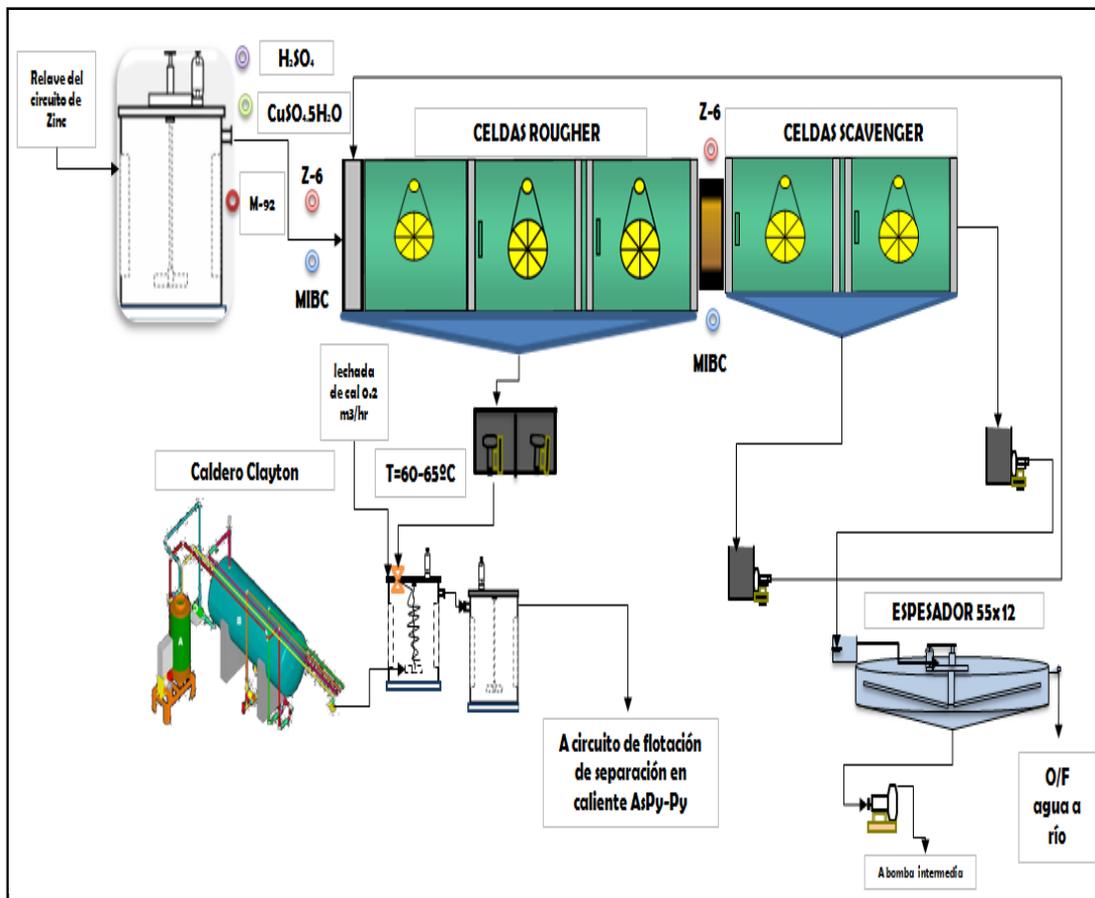


Figura 1.5-Circuito de flotación bulk arsenopirita-pirita

1.6.- CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE SEPARACION EN CALIENTE ARSENOPIRITA-PIRITA

Luego esta pulpa con la temperatura de 60°C y pH 11.5 cae por gravedad al cajón de alimentación de la 3era celda del circuito de separación en caliente de donde se adiciona Z-6 y MIBC, las espumas de la 1er y 2da celda van hacia la 4ta celda y seguidamente las espumas de la 3era y 4ta celda van hacia la 5ta celda, y las espumas de la 5ta celda (donde se adiciona $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), son llevadas hacia la 6ta celda, la flotación de esta última celda es el

concentrado AsPy el cual se va a un espesador de 30 x10 pies y el relave de todo este circuito es el concentrado Py.

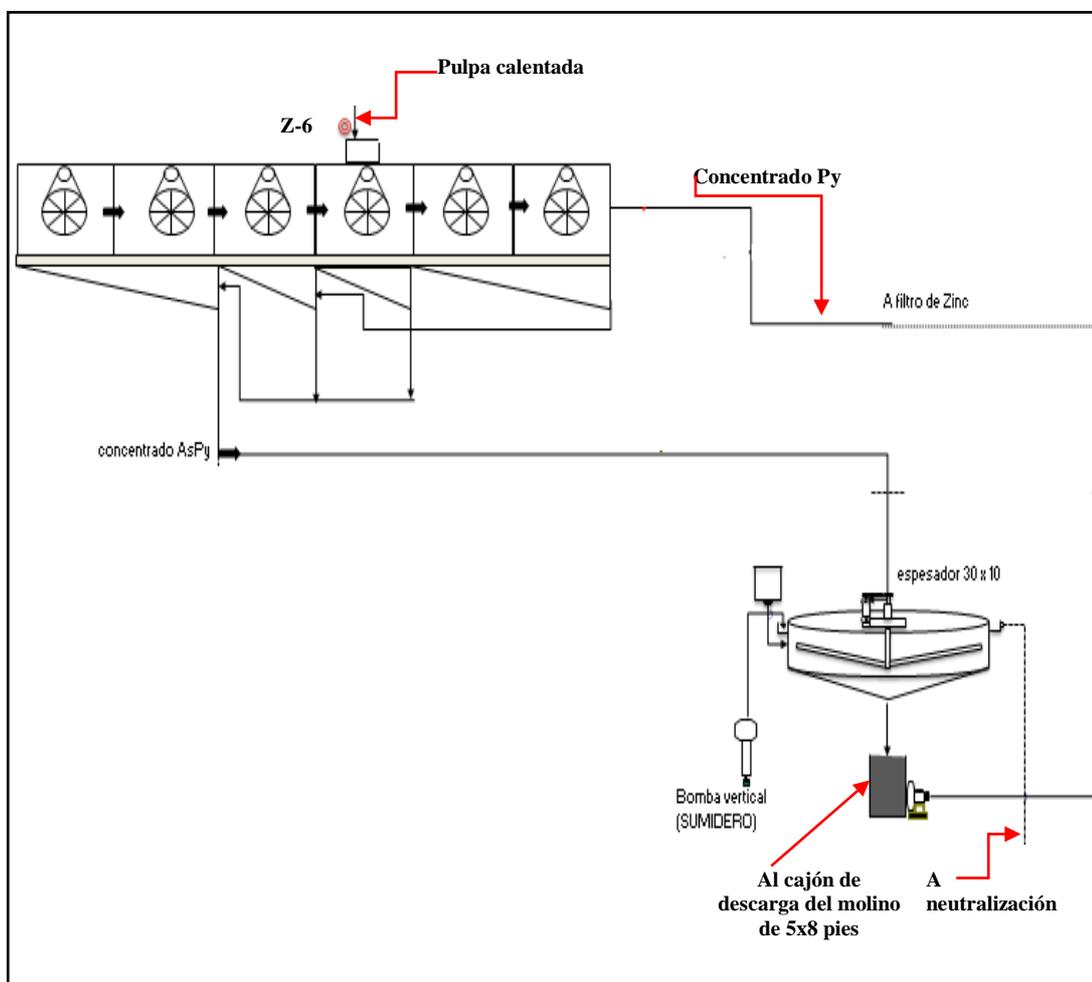


Figura 1.6.-Circuito de flotación de separación en caliente arsenopirita-pirita

1.7.- CIRCUITO DE REMOLIENDA

La carga del espesador 30 x 10 pies es transportado hacia un cajón de descarga al pie del molino de bolas de 5 x 8 pies en el cual se hace la remolienda del concentrado AsPy, obteniéndose un producto de descarga de 85.05% -m325, esta carga pasa al cajón de descarga y es bombeado junto con el concentrado AsPy proveniente del espesador 30 x 10 pies hacia un hidrociclón D-6 por medio de una bomba de 3" x 2", el overflow va con un 98% -m325 va hacia la zaranda de limpieza, el undersize de la zaranda cae en

el tanque pulmón que se encuentra en el circuito de bioxidación, mientras que el underflow del ciclón regresa al molino para la remolienda.

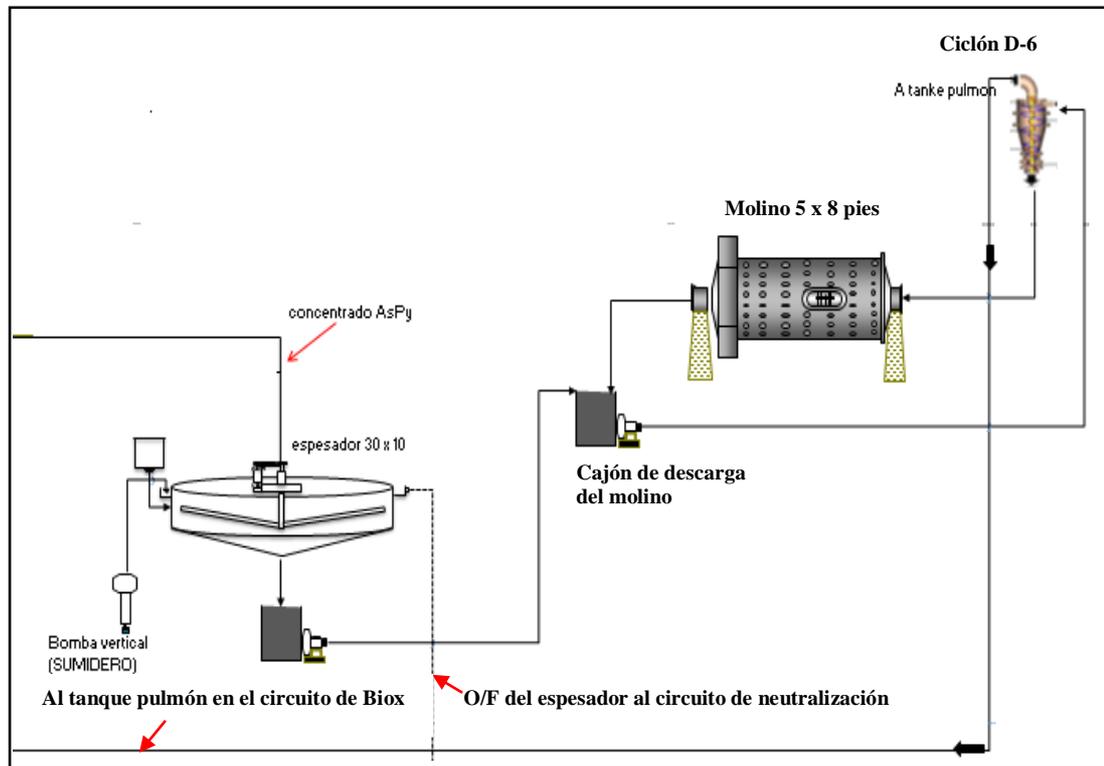


Figura 1.7.-Circuito de remolienda

1.8.- CIRCUITO DE BIOXIDACION

El overflow del hidrociclón del circuito de remolienda va hacia una zaranda de 2 x 4 pies, cuya malla mide 0.70 m x 1.50 m y abertura es de 1/16" que se encuentra en la parte superior del tanque pulmón de volumen 56.5 m³, el undersize de la zaranda cae hacia el tanque de acondicionamiento o tanque pulmón mientras que el oversize va hacia una canastilla de desechos de malla 1/8" y dimensiones de 1.20 m x 0.28 m para luego ser descartado.

El concentrado que se encuentra en el tanque pulmón es alimentado al distribuidor/muestreador por medio de un par bombas A y B Warman 3" x 2".

Esta carga se diluye con la ayuda de agua de río para lograr una densidad establecida la cual depende mucho del flujo de alimentación, normalmente se trabaja con una densidad de 1160 Ton/m³.

La pulpa diluída que es bombeada por la bomba Warman del tanque pulmón hacia los reactores de bioxidación de volumen 280 m³ y es distribuída por medio del splitter el cual divide el flujo en 3 corrientes iguales con intervalos de 5 min para los reactores primarios: P1, P2 y P3, los nutrientes también son alimentados en los 3 reactores en iguales intervalos de 5 min junto con la carga, estos 3 reactores primarios operan en paralelo, es decir, el rebose del P1, P2 y P3 van hacia el reactor de bioxidación secundario S1 para luego pasar al reactor de bioxidación secundario S2 y finalmente al reactor de bioxidación secundario S3, (estos reactores secundarios trabajan en serie) y el rebose del reactor secundaria de bioxidación S3 va hacia el circuito de lavado en contracorriente o CCD para su posterior tratamiento.

Los reactores de bioxidación tienen en su interior intercambiadores de calor por la cual circula agua y de ese modo se mantiene una temperatura constante en los reactores, la temperatura en cada reactor es controlada automáticamente pero también existen llaves de abertura y cierre de flujo de agua para cada reactor en caso de que el control automático no pueda mantener una temperatura constante.

Las temperaturas a las que se debe mantener los reactores de bioxidación son las siguientes:

P1: 42.00°C

P2: 41.50°C

P3: 41.50°C

S1: 40.40°C

S2: 40.40°C

S3: 40.40°C

Este control de temperatura es necesario ya que la reacción de oxidación de las bacterias es exotérmica y sin un enfriamiento adecuado las bacterias se pasivan, el O₂ también es necesario para el desarrollo de las bacterias y es por eso que los reactores de biooxidación cuentan con anillos esparsores de aire los cuales se encuentran debajo de los álabes, estos anillos cuentan con orificios situados en la parte inferior de los anillos con el fin de suministrar el aire hacia la base del reactor y de esa manera obtener una mayor eficiencia en el suministro de aire. Los reactores de biooxidación cuentan con agitadores los cuales están provistos de motores, los 3 reactores primarios de biooxidación tienen motores de 150 HP y 1190 rpm mientras que los 3 reactores secundarios de biooxidación cuentan con un motor de 100 HP y 1188 rpm. Todos estos cuentan con reductores. El aire hacia los reactores de biooxidación es suministrado por medio de un blower el cual utiliza un motor de 3574 rpm, también se ayuda con una compresora, el cual se encuentra en la parte superior de los reactores de biooxidación, el flujo del blower es de 16 Nm³/hr con una presión de 0.75 KPa y una temperatura de 45°C. El blower mantiene sus parámetros de presión de aceite reductor en 2.0 bar, T° de aceite reductor en 45 °C y T° de reservorio de aceite en 55 °C, este equipo también cuenta con un sistema de enfriamiento el cual mantiene su temperatura por debajo de los 50 °C antes de ser inyectado a los reactores de biooxidación por medio

de los anillos esparsos.

En cada reactor se cuenta con una válvula de control de aire la cual está abierta de la siguiente manera:

P1: 20.90%	S1: 7.30%
P2: 20.90%	S2: 6.70%
P3: 20.90%	S3: 0.20%

Los nutrientes son esenciales para el crecimiento y reproducción de las bacterias, estos nutrientes son preparados en un tanque de volumen de 4.58 m³ y se adicionan los nutrientes por medio de un shut de descarga de acero inoxidable de 0.50 x 0.30 m con una boca de descarga de 0.30 x 0.20 m en la que se encuentra una rejilla cuya división es de 2 cm.

Los nutrientes se adicionan en las siguientes cantidades:

- 425 kg de sulfato de amonio ((NH₄)₂SO₄)
- 100kg de fosfato diamónico ((NH₄)₂HPO₄)
- 140 kg de sulfato de potasio (K₂SO₄)

Disueltos en tanque lleno de 4580 lt de agua.

Estos nutrientes como todos los seres vivos (bacterias) requieren de fuentes nutricionales para su óptimo desarrollo, que pueden obtener los nutrientes como amonio, fosfato, azufre, por lo que el fósforo es requerido para el metabolismo energético. Estos nutrientes son alimentados a los reactores de bioxidación conjuntamente con la alimentación de la carga por medio del splitter o alimentador por medio de una bomba.

El tiempo óptimo de residencia para lograr oxidar el mineral lo suficiente es de 4 a 5 días, con este tiempo se logra la liberación del oro y así poder

cianurar.

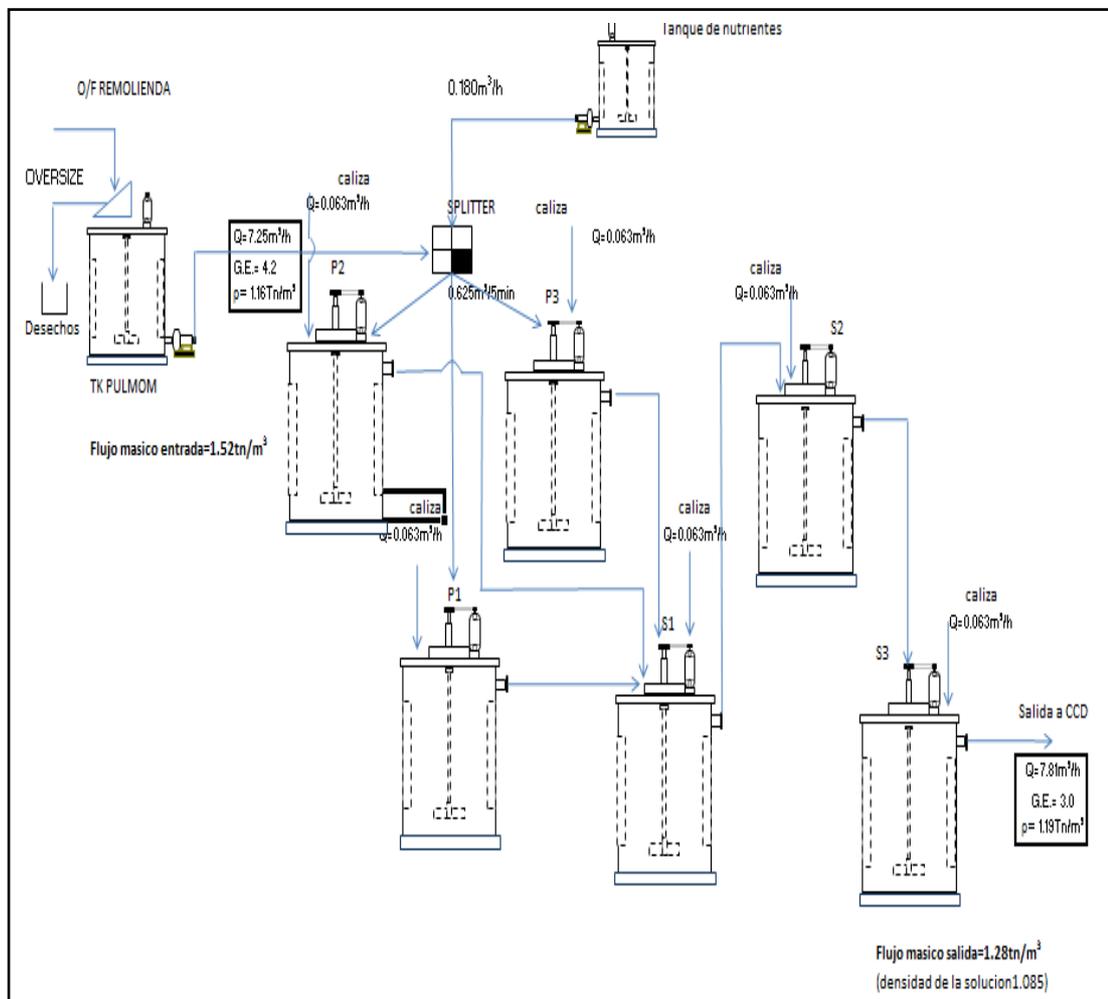


Figura 1.8.-Circuito de Biooxidación

1.8.1.-Control de variables dentro de los reactores de biooxidación

1.8.1.1.-Temperatura de la pulpa

Un reactor biooxidación frío es un reactor enfermo mientras que un reactor biooxidación caliente es un reactor saludable, esto nos indica el estado de pasivación y activación de las bacterias.

La caída de temperatura dentro de los reactores biooxidación puede ser

resultado de:

- Un mal funcionamiento del sistema automático de control de temperatura.
- Condiciones adversas como: pH alto, flujo de aire bajo.
- Sustancias tóxicas en la alimentación (como por ejemplo: grasas de aceite usado, cianuro)

1.8.1.2.-pH de la pulpa

El pH óptimo genera una buena actividad bacteriana se encuentra en el rango de 1.2 a 1.3, por lo que es muy importante controlar el pH para asegurar una buena oxidación y alta reproducción.

Durante la oxidación de la pirita se produce ácido sulfúrico (H_2SO_4) el cual es consumido en la oxidación de la arsenopirita, cuando hay una mayor producción de H_2SO_4 se puede controlar con la adición de caliza, y si el pH está entre 3-5 la adición de ácido sulfúrico. Se debe evitar el uso excesivo de caliza por lo que se debe ajustar el pH con dosificaciones de pequeñas cantidades.

1.8.1.3.-Oxígeno disuelto (DO_2)

Este es un parámetro muy importante para el monitoreo de la actividad de las bacterias, estas bacterias normalmente trabajan con 1-3 ppm.

Un aumento del oxígeno disuelto puede causar una disminución de la actividad bacteriana, la cual viene acompañada de una caída en la temperatura.

La caída del DO_2 puede ser causa de un aumento de la actividad bacterial, incremento en la alimentación de los sulfuros, en la alimentación del reactor o insuficiente inyección de aire en los reactores.

1.8.1.4.-Conversión de ión hierro ferroso a férrico

Uno de los parámetros más importantes dentro del proceso, este nos indica el grado de hierro ferroso y su conversión a férrico o se podría decir la cantidad de oxidación. La concentración de Fe^{2+} debe bajar desde 0.5 gr/lit en el 1er reactor a 0.1 gr/lit en el reactor de biooxidación secundario S3, al mismo tiempo la concentración de Fe^{3+} debe incrementarse al pasar por los reactores. Esto se puede controlar por medio de un ratio de $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$, un alto ratio indica una alta actividad bacterial.

Cuando el ratio es bajo, puede ser ocasionado por condiciones adversas dentro de los reactores de biooxidación.

Marcha Analítica para determinar el ión Fe^{2+}

- Sacar muestra de cada tanque y dejar decantar por aproximadamente 10 min.
- Luego sacar 5ml con la pipeta en un matraz pequeño de 50ml
- Adicionar 10ml de solución extractiva ácida ($\text{H}_2\text{SO}_4(\text{Q.P.})$, $\text{H}_3\text{PO}_4(\text{Q.P.})$, $\text{H}_2\text{O}(\text{desionizada})$) al 43%
- Agregar 4 gotas de indicador Difenilamina ($\text{C}_6\text{H}_5)_2\text{NH}$.
- Titular con solución de dicromato de potasio ($\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$) al 10% de

concentración, hasta el viraje de color transparente a color morado.

Marcha Analítica para determinar el ion Fe^{3+}

- Sacar muestra de cada tanque y dejar decantar por aproximadamente 10 min.
- Luego sacar 5 ml con la pipeta en un matraz de 250 ml
- Adicionar 30 ml de solución férrica y colocar en la plancha de ataque hasta que hierva aproximadamente 80°C
- Una vez que hierva adicionar cloruro estañoso (SnCl_2) al 10% de concentración, hasta obtener una solución semitransparente luego dejar enfriar.
- Adicionar 10 ml de cloruro de mercurio (HgCl_2) al 5% de concentración.
- Agregar 8 gotas de indicador Difenilamina (C_6H_5)₂NH.
- Titular con dicromato de potasio ($\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$) al 10%, hasta el viraje a color blanquesino lechoso a color morado.

NOTA: Cada gota de dicromato de potasio equivale a 0.05gr/lit de Fe^{2+} y Fe^{3+} respectivamente.

1.8.1.5.-Potencial redox

Por medio del potencial redox se puede hacer un chequeo de la actividad bacteriana, los valores deben estar por encima de los 560 mv para decir que se tiene una buena actividad bacteriana, y promover la formación de As^{5+} en lugar de As^{3+} , ya que esta especie de arsénico puede inhibir la actividad bacteriana en altas concentraciones.

1.8.1.6.-Oxígeno consumido (OUR)

Este parámetro es el O₂ consumido durante la oxidación de los minerales sulfurosos, es el parámetro más crítico en la determinación de la actividad bacteriana, se mide el consumo de oxígeno de 6 mgr/lit en un tiempo determinado.

Dentro de los laboratorios del proceso de biooxidación se encuentra una tabla con la cual se pueden estimar el OUR según el tiempo de consumo de oxígeno, los resultados se estiman para cada reactor.

P1: 1190 (ppm/hr) S1:1880 (ppm/hr)

P2: 1911 (ppm/hr) S2: 1818 (ppm/hr)

P3: 1911(ppm/hr) S3: 1439 (ppm/hr)

1.9.- CIRCUITO DE CIANURACIÓN

El circuito de cianuración empieza con el envío de la carga (descarga del espesador CCD3) del lavado en contracorriente, el cual en promedio envía carga a razón de 3.25 m³/hr y con una densidad de 1.40 gr/cc, la cual es transportada por medio una bomba peristáltica hacia un tanque acondicionador N°1 de 57.8 m³ que se encuentra en el área de cianuración de medidas 2.70 m de diámetro por 3.0 m de altura, para luego pasar hacia el tanque N°2 y luego al tanque N°3 por gravedad, cuando se envía carga a estos tanques de acondicionamiento se les adiciona cianuro de sodio (NaCN) al 0.10% en el 2do y 3er tanque de acondicionamiento por medio de una tubería de ¾", también se agrega lechada de cal (cal disuelta en agua) en los 3 acondicionadores para controlar el pH el cual debe de estar en un rango de

10.0 a 10.5 antes de pasar a los reactores de cianuración.

Antes de entrar al primer tanque reactor la carga cianurada y acondicionada a pH 10.0 a 10.5 pasa por un trommel de 2 x 3 pies el cual separa la carga de cualquier tipo de suciedad que pueda contener dentro de ella, el oversize del trommel pasa a un cajón de desechos y el undersize pasa al Tanque reactor N°1 de medidas 3.95 m de diámetro por 4.40 m de altura, para luego pasar al N°2, N°3, N°4, N°5, N°6, N°7 de medidas iguales al tanque reactor N°1 y finalmente al cajón de descarga de relave el cual se envía por medio de una bomba Warman 3"x3" hacia los tanques de destrucción de cianuro previa adición de lechada de cal.

Estos tanques contienen en su interior carbón activado, el cual se encarga de capturar el oro y la plata que se encuentran en la solución, el trasvase de estos (carbón activado) se hace de atrás hacia adelante, es decir si el tanque reactor N°1 no contiene carbón se le adiciona el carbón proveniente de cualquiera de los reactores N°2 ó N°3, esto dependerá de los trasvases anteriores de los reactores, es decir si se estuvo trasvasando carbón de los reactores pares, se tendrá que trasvasar el N°3 y viceversa. Cuando el carbón tiene una ley de 0.9 kg oro/ton de carbón, o más se procede a la cosecha la cual consiste en trasvasar el carbón del tanque reactor N°1 hacia una zaranda vibratoria de 3x6 pies junto con la adición de agua para el lavado de este, el carbón semilavado cae a una tolva.

En el piso de los reactores se encuentra una bomba vertical o sumidero Warman de 3"x3" la cual bombea la carga hacia el cajón de relave para ser transportada hacia el área de destrucción de cianuro.

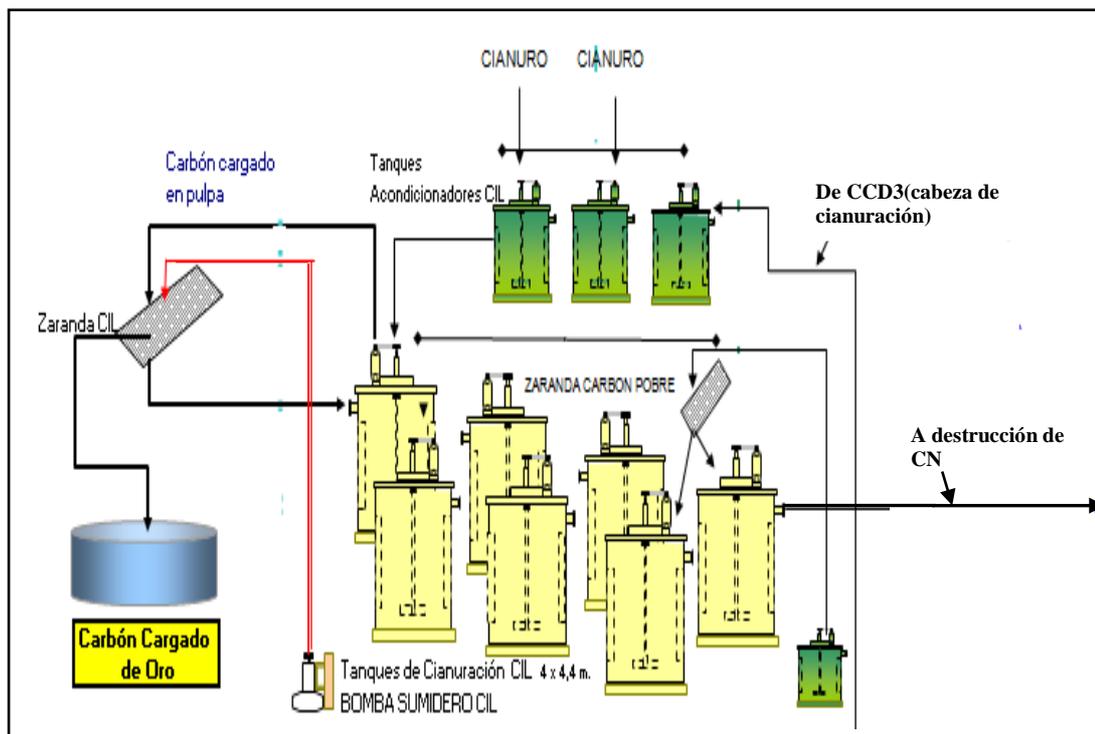


Figura 1.9.-Circuito de Cianuración

1.10.- CIRCUITO DE DESTRUCCIÓN DE CIANURO

Después del proceso de cianuración-Adsorción (CIL) en donde se han recuperado en gran parte los valores de oro y plata, los relaves de este proceso, que contienen complejos metálicos de cianuro libre, cianuro wad y tiocianatos como elementos residuales y contaminantes deben ingresar a una etapa de destrucción de cianuro con el uso de peróxido de hidrógeno y ácido sulfúrico (la reacción de estos dos mencionados forma el Acido Caro), de manera siguiente: entra el relave de CIL al tanque de agitación N°1, seguido por gravedad entra al tanque de agitación N°2 y de este pasa también por gravedad al tanque de agitación N°3 con la finalidad de reducir las concentraciones de estos contaminantes por debajo de los límites permisibles. Este proceso de destrucción arroja valores de cianuro total por debajo de los

LMP. Esta carga cae por gravedad hacia un espesador de lodos de 9 m, donde la solución clara del overflow de este espesador se va hacia el tanque de recepción de aguas claras, el cual va ser el efluente final.

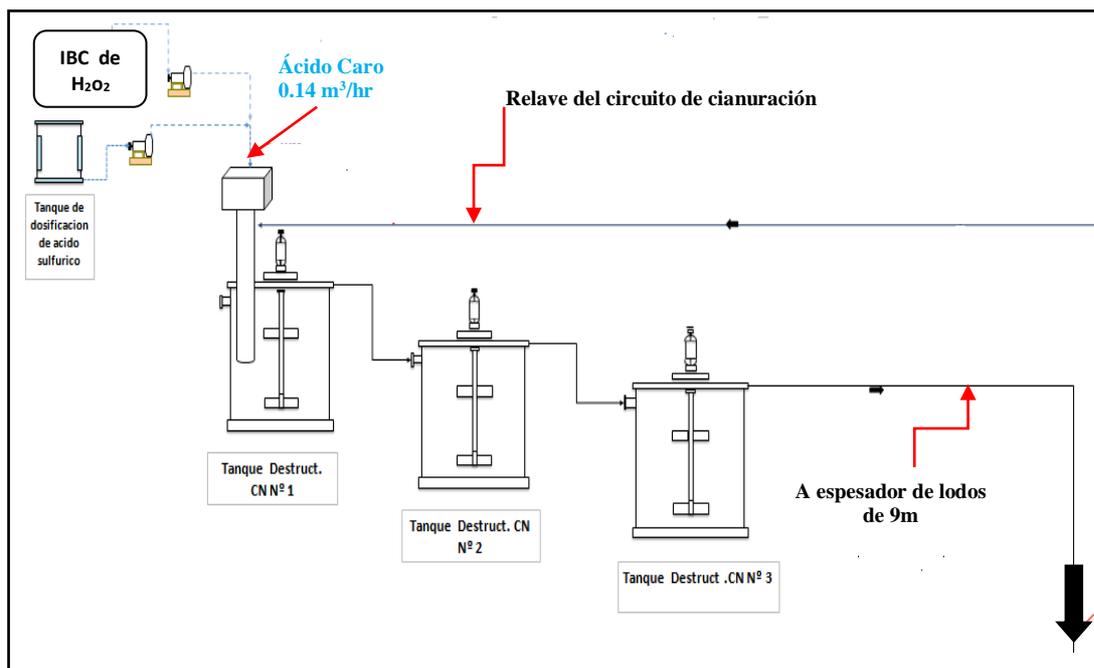


Figura 1.10.-Circuito de Destrucción de cianuro

1.11.- CIRCUITO DE NEUTRALIZACIÓN DE LAS AGUAS ACIDAS PROVENIENTES DE BIOXIDACION Y MINA

El circuito de neutralización está conformado por dos etapas que operan en paralelo, una se encarga de la neutralización del agua ácida que proviene de mina y la otra de la neutralización del agua de lavado en contracorriente (CCD) del producto bioxidación.

Este circuito consta de los siguientes equipos principales:

- 5 Tanques de neutralización para tratamiento de agua de lavado CCD del producto de bioxidación con capacidad de 31.3 m³.
- 6 Tanques de neutralización para tratamiento de agua ácida de mina de 3.5 x 4.15 m resistentes a pH ácido.
- 2 Bombas Warman, horizontales de 5"x4" que bombean la carga saliente del circuito hacia la bomba intermedia y dos bombas de sumidero peristálticas Warman de 3"x3".

Del producto del lavado en contracorriente, se recupera una solución con alta concentración de hierro y arsénico en el rango de 5000 ppm. Esta solución es tratada con cal en la planta de neutralización, donde se obtienen lodos estables, compuestos de arseniato de calcio y hierro, este compuesto es enviado hacia un espesador de 9 m para su separación en dos fases líquida y sólida, la solución clara es enviada hacia la salida de efluentes con un pH de 9 y contenido menor a los LMP de iones metálicos. Los precipitados obtenidos son enviados hacia el área de tratamiento de relaves para su posterior filtrado.

El agua ácida de mina con pH aprox. de 3, llega a un tanque mixer de 0.75 m de diámetro por 1.10 m para luego comenzar su proceso de

neutralización con la adición de cal.

Para ambos casos, la cal es adicionada en forma de lechada de cal, en el primer tanque de tratamiento tanto para agua rebose de CCD, como para agua de mina. Por fines de control automático, cada circuito tiene en sus primeros tanques de tratamiento medidores electrónicos de pH seteados los cuales activan la inyección de cal al circuito según estos valores.

Debido a que el agua de lavado CCD viene con aproximadamente pH de 1.5, con la finalidad de neutralizar eficientemente se han instalado los medidores de pH seteados en los dos primeros tanques, esto debido a que el exceso de flujo rebose CCD que puede ocurrir en algunos casos, originaría que parte de la carga pase el primer tanque sin haberse neutralizado completamente. Para este caso, el segundo tanque es controlado automáticamente y se atienden estas contingencias.

Los flujos salientes del circuito (de ambos: agua de mina y rebose CCD), son recepcionados en un cajón de descarga el cual alimenta a dos bombas Warman de 6" x 4", tipo horizontal las cuales por cuestiones de distancia llevan la carga hacia una bomba intermedia centrífuga de 5" x 4" la cual bombea dicha carga hacia un espesador de 9 m.

La planta trabajando a plena capacidad, está diseñada para tratar 1560 m³/día de efluentes ácidos y puede soportar incrementos de flujos hasta un 25% de

su capacidad instalada.

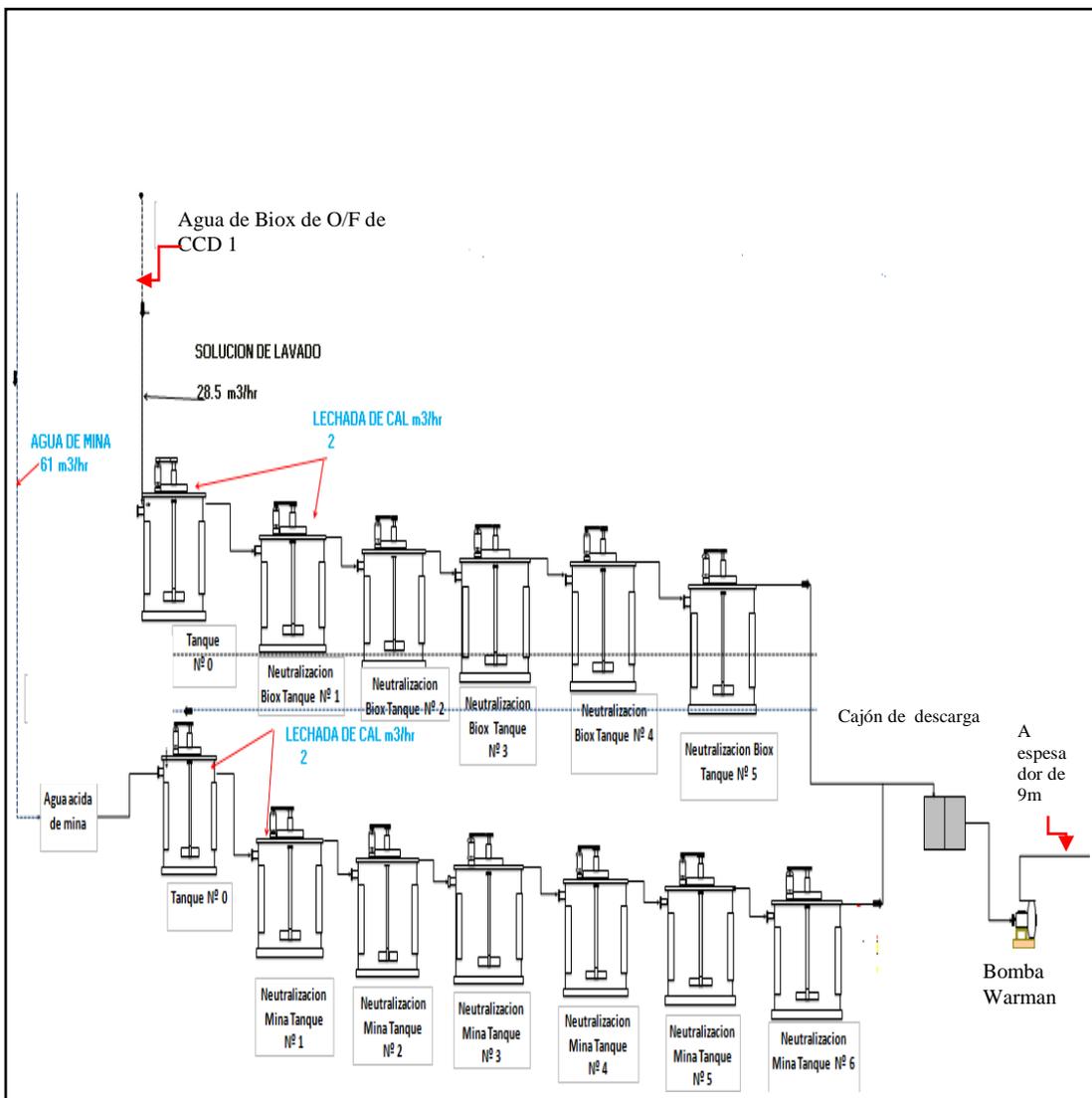


Figura 1.11.- Circuito de neutralización de aguas acidas provenientes de mina y bioxidación

1.12.- CIRCUITO DE CCD

El circuito de Lavado en Contracorriente o CCD empieza con la salida del rebose de la pulpa oxidada proveniente del reactor secundario S3 del circuito de bioxidación hacia el espesador CCD1 de su tanque de mezclado o mixer de 0.73 m de diámetro por 1.0 m de altura, luego la carga mezclada es enviado por una bomba peristáltica por una tubería de 4” de diámetro hacia

el mixer del CCD2 de 8.0 m de diámetro por 5.0 m de altura, la descarga del CCD2 es enviado por medio de una bomba peristáltica hacia el mixer del CCD3, la función principal de este circuito de CCD es lavar los elementos disueltos por el H_2SO_4 (Acido sulfúrico) producido por la oxidación de las bacterias como son el Arsénico (As) y Hierro (Fe), para que estos elementos no lleguen al circuito de cianuración y no se tenga una recuperación baja de oro dentro de este circuito.

Cuando la carga del CCD1 se encuentra con una densidad de 1300 a 1400 Ton/m³ se hace un trasvase desde este CCD hacia el CCD2 el cual es un espesador de dimensiones similares al N°1, por medio de una bomba peristáltica hacia un tanque mixer de 0.73 m de diámetro por 1.0 m de altura, la tubería que lleva esta carga es de 2", mientras que el rebose del CCD3 cae dentro del otro mixer del CCD2 y el rebose del CCD2 se envía por medio de una bomba Warman al mixer del CCD1 de dimensiones 1.0 m de diámetro por 1.20 m de altura para luego el rebose ser bombeado hacia el circuito de neutralización por medio de una bomba Warman la cual tiene su stand by del mismo modelo. En el piso de estos espesadores se encuentra una bomba sumidero Warman vertical, la cual lleva lo bombeado hacia el tanque mixer N°1. En cada espesador o CCD como usualmente se les llama se encuentra una tablero de control de torque (Fuerza que ejerce los brazos del espesador que se encargan de mover la carga), carga (Cantidad de material que hay dentro del espesador), presión (La presión que ejerce la carga hacia la parte inferior del espesador) y la altura de la rastra (la cual indica la altura que se encuentra la rastra con respecto de la base del espesador). Todos estos

parámetros se controlan automáticamente. En este lavado el promedio de captación de As (Arsénico) es de aproximadamente 5000 ppm el cual se llega a cantidades mínimas dentro del circuito de neutralización.

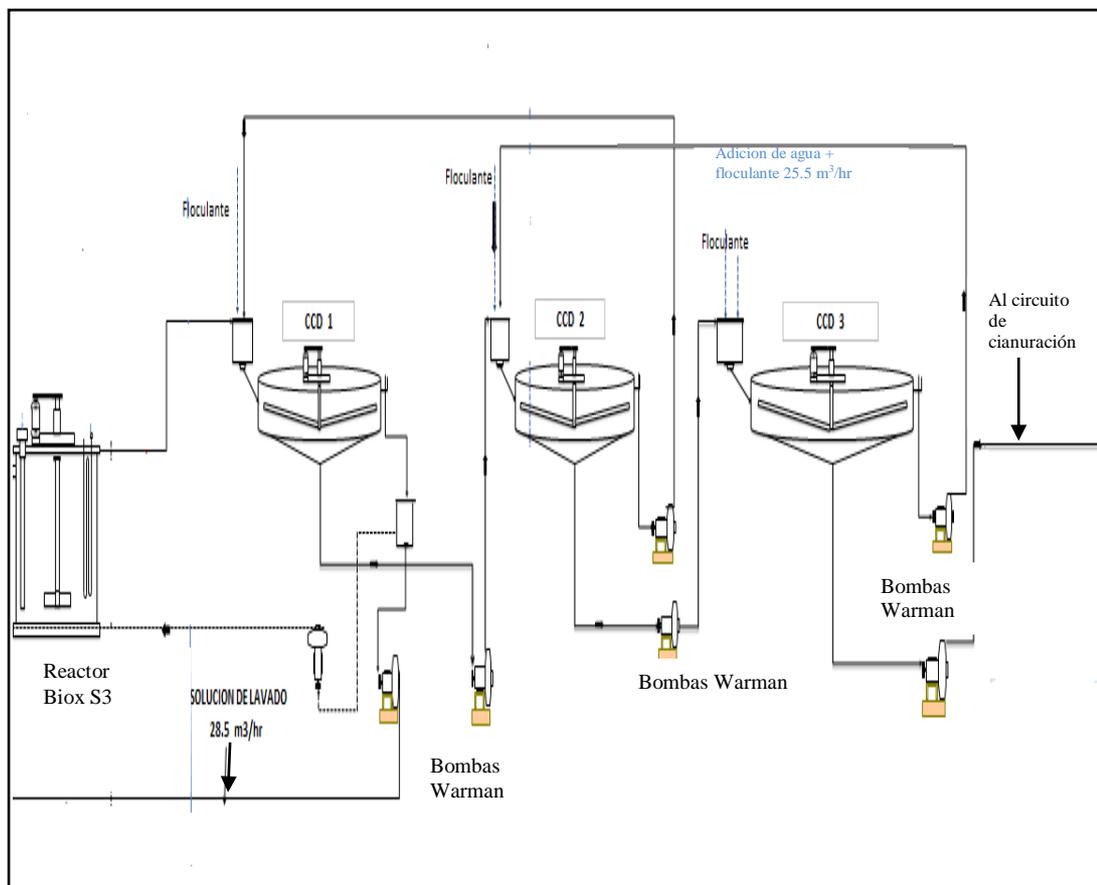


Figura 1.12.-Circuito de CCD

1.13.- FILTRADO DE RELAVES

El producto proveniente del espesador 55x12 pies (Relave AsPy) es enviado hacia el área de filtración de relaves por medio de una bomba Warman, este material se almacena en el Holding Tank N°2, también a este tanque ingresa un flujo discontinuo de la descarga del espesador de 9 m (Underflow); este espesador es utilizado para la separación sólido-líquido de los relaves

obtenidos en el área de Neutralización. El Holding Tank N°2 posee ambas cargas (Relave Aspy y Relave Neutralización), estas cargas mezcladas se envían hacia los filtros Prensa N°1 y N°2 para realizar la operación correspondiente de filtrado. El relave seco es trasladado hacia la relavera para su disposición final.

El traslado se realiza a través de vagones de tren.

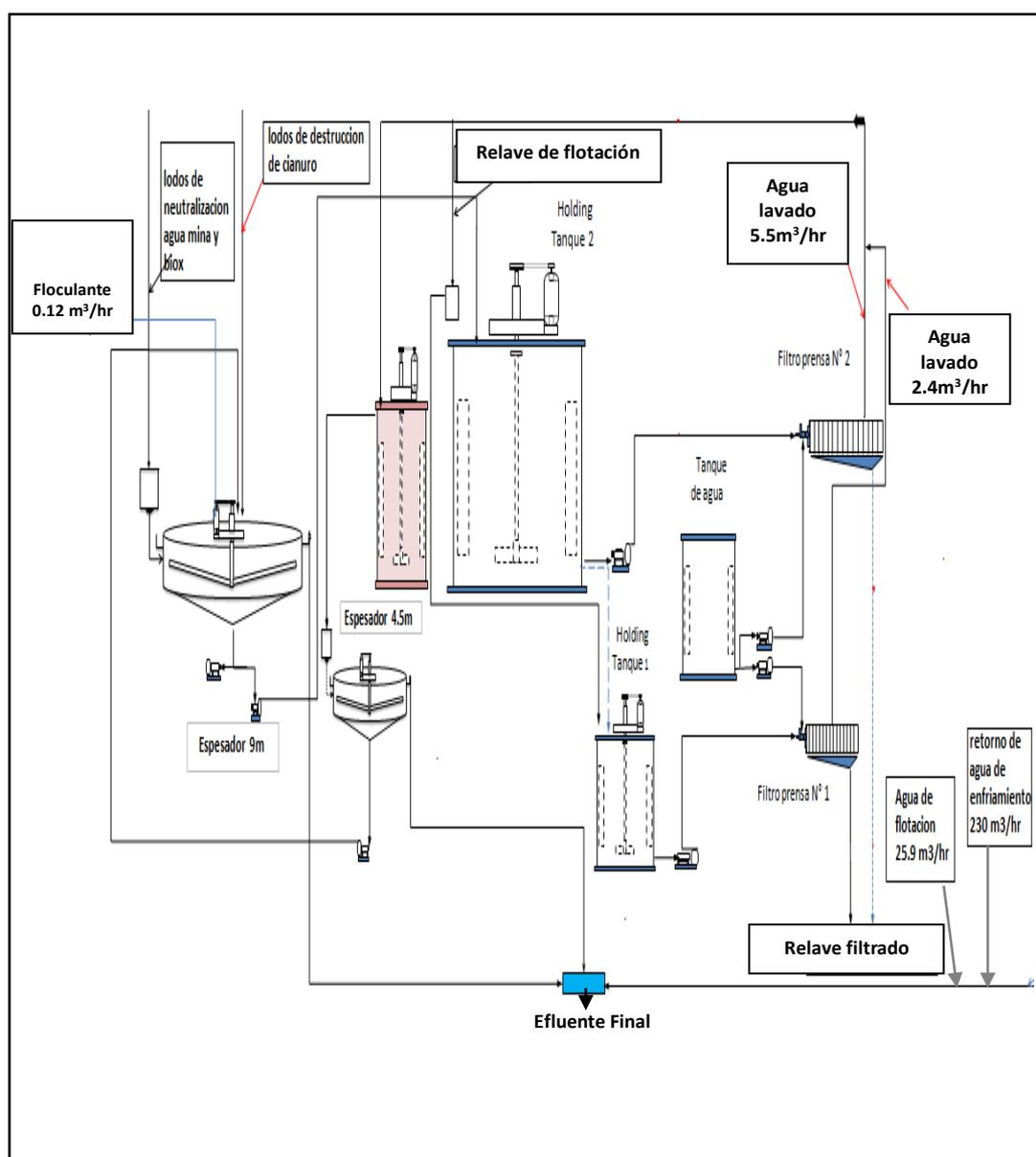


Figura N° 1.13.-Filtrado de relaves

CAPÍTULO II

DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1.1. Descripción del Problema

El problema radica en la baja recuperación y calidad de oro del concentrado bulk arsenopirita-pirita que se obtiene en el circuito de flotación bulk arsenopirita-pirita por lo que se plantea primero adicionar al tanque de acondicionamiento de la pulpa de relave de cinc el reactivo M-92(AR-404) ya que es un buen colector secundario para el oro que esta finamente diseminado dentro de las estructuras de la arsenopirita y la menor cantidad en la pirita y segundo realizar una flotación diferencial al concentrado bulk arsenopirita-pirita que consiste en deprimir la pirita y flotar la arsenopirita para lo cual, se tiene que realizar un estudio metalúrgico del pH del circuito y la temperatura a la cual se va calentar la pulpa(concentrado bulk arsenopirita-

pirita) que según lo observado son las variables determinantes en esta problemática.

2.1.2. Formulación del Problema

2.1.2.1. Problema General

¿Cuál sería el incremento en la recuperación de oro partiendo desde la flotación bulk arsenopirita-pirita y la optimización en la separación arsenopirita-pirita en el circuito de flotación diferencial en la planta concentradora?

2.1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuáles son las variables más importantes para lograr una flotación colectiva de arsenopirita y pirita, como también lograr una separación óptima de la arsenopirita-pirita en el circuito de flotación diferencial?
- ¿Qué especie mineralógica es más conveniente flotar y que especie es mejor deprimirla en el circuito de flotación de separación en caliente arsenopirita-pirita?
- ¿En cuánto se incrementa la recuperación con una separación óptima de la arsenopirita-pirita en el circuito de flotación diferencial?

2.2.- JUSTIFICACIÓN DEL PROBLEMA

Una planta concentradora tiene como objetivo seguir incrementando su rentabilidad y teniendo en cuenta el precio del oro, donde el precio del oro en el mercado mundial cuando se encuentra en una constante alza, la planta concentradora trata de optimizar sus procesos sobre todo en cuanto se refiere al incremento de las recuperaciones, la calidad de sus productos; las recuperaciones por ende incrementan la productividad para ser una planta concentradora más competitiva.

2.3.- OBJETIVOS

2.3.1. Objetivo General

Incrementar la recuperación del oro sin descuidar el grado en el concentrado bulk arsenopirita-pirita del circuito de flotación bulk. Obtener una óptima recuperación de oro en grado aceptable de arsenopirita del circuito de flotación diferencial en la planta concentradora para que este producto tenga las condiciones de proporción de arsenopirita/pirita adecuadas para el circuito de bioxidación y este circuito sea eficiente.

2.3.2. Objetivos Específicos

- a) Determinar las variables más importantes que intervienen en el proceso para lograr una separación óptima de la arsenopirita-pirita en

el circuito de flotación de separación en caliente en la planta concentradora.

b) Determinar la especie mineralógica que es más conveniente a flotar y la especie a deprimir en el circuito de flotación de separación en caliente.

c) Lograr incrementar la recuperación del oro con una separación óptima de la arsenopirita-pirita en el circuito de flotación diferencial

2.4.- FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS

2.4.1. Hipótesis General

Se puede lograr incrementar la recuperación del oro de 85% en la flotación bulk arsenopirita-pirita a 90% cuando se realiza la flotación de separación en caliente de arsenopirita de la pirita y se obtiene un producto con la proporción de arsenopirita/pirita que se alimenta al circuito de bioxidacion.

2.4.2. Hipótesis Específicos

a) Las variables más importantes para lograr una eficiente recuperación de oro en la flotación bulk arsenopirita-pirita y una óptima separación de la arsenopirita-pirita son :

- La adición del reactivo M-92
- La temperatura de la pulpa
- pH de la pulpa

- b) La especie mineralógica que es más conveniente flotar es la arsenopirita y deprimir la pirita en el circuito de flotación diferencial.
- c) Se puede lograr incrementar la ley del oro de 16 gr/Ton que se obtiene en la flotación bulk arsenopirita-pirita hasta 33 gr/Ton, haciendo la separación óptima de arsenopirita de la pirita en el circuito de flotación en caliente en la planta concentradora.

2.5.- VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN

2.5.1. Variable Independiente (X)

Separación arsenopirita-pirita

2.5.2. Variable Dependiente (Y)

Recuperación del oro

2.6.- OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES

2.6.1. Variable Independiente (X)

- La adición de reactivo colector secundario M-92
- La temperatura de la pulpa
- El pH de la pulpa

2.6.2. Variable Dependiente (Y)

- Selectividad de la separación
- Calidad de grado del oro

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.-FLOTACIÓN DE MINERALES DE PIRITAS Y ARSENOPIRITAS

AURIFERAS

Las pruebas de laboratorio a escala industrial se llevaron a cabo para investigar el efecto del colector secundario M-92 en la flotación de minerales refractarios de oro en los cuales éste se encuentra incluido dentro de la matriz de los minerales sulfurados mencionados, lo cual este colector secundario mejora la recuperación del oro en la flotación bulk AsPy-Py.

La óptima recuperación de oro, relacionados con los sulfuros auríferos se obtuvo mediante la adición del colector secundario y xantato amfílico de potasio, junto con el $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ como un activador de pirita y arsenopirita. Pruebas de flotación bulk en el rango de pH 8 a 8.5 en laboratorio realizado mostró un promedio del oro en recuperación de 83-85% en un concentrado de ensayo de 16-17 gr/Ton de Au, a partir de una cabeza de alimentación lo cual

ensayó 2.9-3.3 gr/Ton de Au, por lo cual se utilizó el reactivo M-92 como colector secundario en este circuito.

El oro por lo general ocurre en asociación con minerales sulfurosos como pirita, arsenopirita y calcopirita. Muchas de las técnicas se utilizan para procesar minerales de oro, tales como la separación por gravedad, la cianuración y la flotación. El oro en sulfuros juega un papel importante en este proceso que permite la producción de oro económica a partir de minerales que contienen sulfuros. Por lo tanto, mejorar la recuperación de oro y la reducción de los costos de producción se vuelve más y más importante para obtener un beneficio en el tratamiento de minerales de oro de baja calidad que contienen los sulfuros auríferos.

La geología y exploración mineral de recursos en la mina tiene un gran recurso de mineral de oro con calificaciones tan altas como 3.0-3.5 gr/Ton, principalmente asociado con pirita y arsenopirita. Debido a la flotabilidad pobre de la pirita y arsenopirita. El H_2SO_4 y $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ se utilizan como modificadores y activadores respectivamente, y luego el xantato amílico de potasio (XAP) y M-92 se utiliza como colector y colector secundario (para minerales con contenido de oro) en el proceso de flotación bulk. En ausencia de H_2SO_4 , la recuperación del oro podría disminuir en un 10-20% debido al pH de 12 que viene como relave del circuito de flotación de zinc. Sin embargo, el gran uso de H_2SO_4 (6.5 Kg/Ton) resulta en mayores costos de producción, el H_2SO_4 es un inconveniente para su transporte y gestionar su consumo.

El mineral aurífero sulfurado utilizado en este estudio se recogió desde la alimentación al circuito de flotación (relave del circuito de flotación de zinc) en la Planta. El mineral se compone principalmente de arsenopirita, pirita, cuarzo, calcita, galena, calcopirita, esfalerita, tetraedrita. El oro es el único elemento de mayor valor económico en el mineral. Pirita y arsenopirita son los principales portadores de Au.

La velocidad del impulsor para las pruebas batch en laboratorio metalúrgico fue de 1250 rpm para la flotación bulk y para la flotación de separación en caliente de 800 rpm. El espumante fue MIBC, el activador $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ y el colector secundario M-92 fueron los reactivos utilizados en el estudio. El pH de la pulpa de flotación fue de 8.5.

En primer lugar se añade el colector secundario adecuado a la pulpa y es acondicionado por 4 minutos. El activador se acondicionó durante 1 min, antes de que el aire ingrese en la pulpa. El concentrado fue recogido por 4 min. En la etapa de flotación rougher bulk pirita-arsenopirita, la adición de los reactivos y el tiempo de acondicionamiento la más importante y el tiempo de flotación también fue 4 min.

En la flotación de separación en caliente se calentó la pulpa a diferentes temperaturas y pH según las pruebas que nos pide el diseño factorial con dos variables para elegir la o las mejores variables y después se tuvo que optimizar el proceso con estas dos variables encontradas, se utilizó el diseño hexagonal para estas variables a un rango de pH y temperatura dados para

obtener a que pH y temperatura debemos trabajar para obtener una mayor recuperación de Au.

Ensayos a escala industrial de flotación

Las pruebas de flotación industrial a escala se han llevado a cabo en la planta. La capacidad de producción de esta planta es de 650 Ton/día de alimento con el grado de alimentación entre 2 a 3 gr/Ton de Au. La prueba de flotación bulk aurífera arsenopirita-pirita se realiza a un tamaño de partícula 60% -m200. Los reactivos utilizados fueron: H₂SO₄ de 0.22 kg/Ton, CuSO₄.5H₂O de 719 gr/Ton, XAP de 55 gr/Ton y M-92 de 59 gr/Ton. Bajo estas condiciones, una ley del concentrado bulk arsenopirita y pirita de 15-17 gr/Ton de Au y una recuperación del 85-87%. Se logró la mejor adición de los reactivos y se aumentó en la recuperación aurífera de los sulfuros, M-92 como colector secundario en este circuito y con XAP como colector principal en todo el proceso se probó por un período de prueba en el circuito de flotación bulk. Después de obtener un concentrado bulk arsenopirita-pirita con una ley y recuperación de oro mencionado se lleva a cabo la flotación en caliente de separación arsenopirita-pirita para esto el efecto del pH y la temperatura en dicha flotación se investigó y se realizaron pruebas en laboratorio y planta. El comportamiento estadístico de las pruebas para este circuito de flotación en caliente de separación arsenopirita-pirita sugiere que se debe controlar las variables por separado: pH y temperatura; el valor de pH de la pulpa debe estar alrededor de 11.5 a 12, la temperatura entre 58-60 °C con lo que se obtendrá una recuperación de sulfuros de oro

90%. Con las condiciones adecuadas de relación de $\frac{\text{Arsenopirita (30\%)}}{\text{pirita(70\%)}}$ para que sea más eficiente en este circuito la biooxidación del material y por lo cual se obtendrá la buena liberación del oro de la matriz de este producto sulfurado.

Historia de los tratamientos de minerales Piritosos Auríferos

Históricamente el pretratamiento de minerales refractarios de oro ha sido mediante tostación, proceso que se ha usado industrialmente desde inicios de este siglo. Actualmente se estima que la tercera parte de la producción de oro en el mundo proviene de depósitos refractarios.

En los últimos tiempos las emisiones de SO_2 y mucho más aún la de As_2O_3 son cada vez más inaceptables en todo el mundo, por ello varias alternativas han sido investigadas en los últimos 20 años para el tratamiento de minerales refractarios. Entre ellas destaca la Biolixiviación, proceso eficiente, no poluyente, “amigable con el medio ambiente”.

La Biooxidación consiste en la solubilización de los sulfuros metálicos mediante reacciones de oxidación catalizadas por algunas bacterias que utilizan la energía liberada en el proceso para su metabolismo. En el caso específico de la arsenopirita el hierro pasa a solución como Fe^{3+} , el arsénico como As^{5+} y el azufre se transforma a SO_4^- .

De ellos un elemento altamente tóxico es el As^{5+} , el cual es precipitado en la etapa de neutralización con caliza/cal, como arseniato férrico principalmente, acompañado de sulfato de calcio y jarositas. Estos compuestos forman un

producto bastante estable que cumple satisfactoriamente con las normas establecidas por la EPA (Environmental Protection Agency) de los Estados Unidos.

Este producto puede almacenarse conjuntamente con los relaves de flotación sin causar ningún problema al medio ambiente.

Las ventajas del proceso de Bioxidación desde el punto de vista ambiental son:

- Transforma a los sulfuros, generadores de ácido sulfúrico, en un material estable, eliminando de ese modo cualquier tipo de drenaje ácido que normalmente va acompañado de iones metálicos que afectan el medio ambiente
- Al mezclarse con los relaves de flotación mejora notablemente las características físicas de los mismos, incrementando significativamente la estabilidad física de la cancha de relaves frente a algún desastre natural.

La Bioxidación es una de las alternativas probadas a nivel industrial, para el tratamiento de minerales refractarios sulfurados que contienen oro, denominación que se da a estos minerales que no pueden ser lixiviados directamente por el método convencional de cianuración. La mayoría de yacimientos de oro contienen algo de oro refractario en mayor o menor grado. Los minerales refractarios pueden reportar extracciones de 70-80% -m200, algunas recuperaciones son considerablemente más bajas como el caso específico de Compañías Mineras, cuyos concentrados reportan extracciones alrededor de 10% cuando se aplica cianuración directa. La Bioxidación es un

proceso no polutante, se está usando para tratar concentrados refractarios de oro, mediante reactores con agitación mecánica, y para minerales sulfurados de baja ley en pilas de lixiviación.

Uno de los principales problemas ambientales en estos tiempos es el drenaje ácido de las minas. Actualmente existe un drenaje ácido de mina (DAM), ocasionado por la presencia de rellenos antiguos de minerales sulfurados de baja ley, que de acuerdo a las disposiciones ambientales del MEM, este drenaje debe tratarse antes de ser descargado al medio ambiente y la descarga debe estar de acuerdo con los límites permisibles publicados por el MEM. Este drenaje ácido, cuyo volumen promedio anual llega a 1680 m³/día, tiene un pH de 2.1-2.3 y un contenido de hierro total de 9 gr/lit. Este drenaje puede ser usado ventajosamente durante el proceso de Bioxidación porque reduce tremendamente la adición inicial de FeSO₄·7H₂O y de H₂SO₄, lo cual representa un ahorro considerable en el tratamiento de los concentrados refractarios de oro.

Luego la solución de bioxidación es tratada en una Planta de Neutralización en donde se precipitan los elementos metálicos, principalmente As y Fe.

La solución final tiene un pH cercano a 7 y puede ser descargado al medio ambiente o recirculado a las operaciones metalúrgicas, siendo una buena alternativa desde el punto de vista ambiental para el manejo de aguas, maximizar el reciclaje de aguas y reducir el volumen de aguas que se descarga al medio ambiente.

Durante la neutralización se forma un precipitado muy estable cumple con las normas establecidas por la EPA.

Lixiviación Bacteriana

En los últimos tiempos, las emisiones de SO_2 y mucho más aún la de As_2O_3 son cada vez más inaceptables en todo el mundo. Por ello varias alternativas han sido investigadas en los últimos 20 años. Estas alternativas incluyen la lixiviación a presión, lixiviación bacteriana, proceso Redox y también se podría considerar al proceso de Sunshine. Desde 1990, para las nuevas plantas de tratamiento de minerales refractarios de oro se consideran como alternativas a evaluarse: tostación, oxidación a presión y biooxidación.

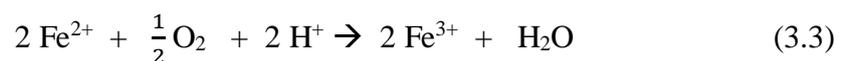
En cuanto a la lixiviación a presión, ésta ha tenido gran auge en Norteamérica, actualmente hay 6 plantas trabajando eficientemente. Respecto a la biolixiviación (2008), en menos de 10 años ha pasado de ser un proceso errático para recuperar cobre de minerales de baja ley a una tecnología interesante de producción aplicada a minerales refractarios de oro.

La Biooxidación es un proceso eficiente y no polutante para tratar concentrados refractarios de oro, comparado con la tostación. En algunos casos, la biooxidación puede reducir el costo de capital en 20%, el costo operativo en 10%, y el tiempo de construcción en 25 %, mientras la recuperación de oro se incrementa en 2-13%. La lixiviación bacteriana en pilas de minerales sulfurados con baja ley de oro, alrededor de 2 gr/Ton es un

proceso novedoso que puede elevar tremendamente las reservas de oro en las minas.

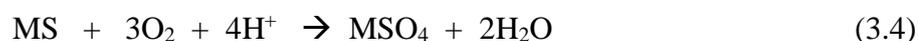
La lixiviación bacteriana consiste en la solubilización de los sulfuros metálicos, contenidos en un mineral, mediante reacciones de oxidación, catalizadas por algunas bacterias, que utilizan la energía liberada en el proceso para su metabolismo. Además de solubilizar el sulfuro enzimáticamente, la actividad de estos microorganismos genera ácido sulfúrico considerado como un potente lixivante químico.

La bacteria *Thiobacillus ferrooxidans* es la más conocida y estudiada de las bacterias usadas en los procesos de lixiviación. Obtiene energía para su crecimiento y manutención celular, tanto de la oxidación del hierro ferroso, como también de compuestos de azufre como los sulfuros de cobre, hierro, níquel, zinc entre otros. Es decir, crece óptimamente en presencia del ión ferroso, de acuerdo a las siguientes reacciones:



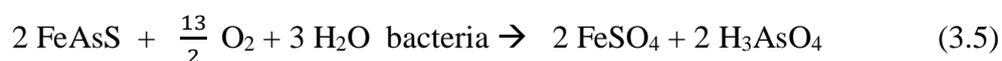
Otras bacterias importantes en el proceso son *Leptospirillum ferrooxidans* y *Thiobacillus thiooxidans*.

El proceso de lixiviación bacteriana puede ser representado globalmente por la siguiente reacción:

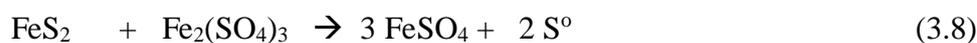
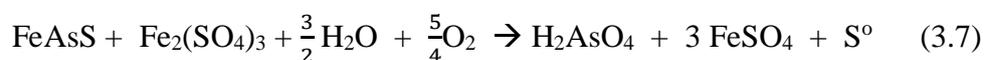


Donde MS es el sulfuro metálico y MSO_4 es el sulfato del metal en forma soluble.

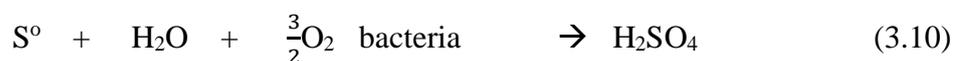
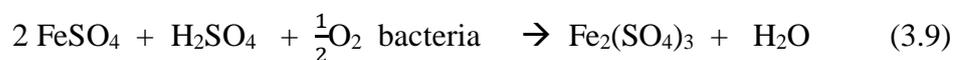
La lixiviación de arsenopirita y pirita usando técnicas biohidrometalúrgicas puede ser representada con las siguientes reacciones:



El sulfato férrico, como se sabe, es un oxidante para la arsenopirita y pirita.



El sulfato ferroso y el azufre elemental son oxidados por acción bacteriana a sulfato férrico y ácido sulfúrico respectivamente:



La oxidación de la arsenopirita expresada en la reacción (3.5) se refiere al ataque bacteriano directo mientras que la oxidación de la misma por sulfato férrico en la reacción (3.8) se conoce como ataque bacterial indirecto. El rol de la bacteria al final del proceso de lixiviación es una continua reoxidación de fierro ferroso a fierro férrico y el azufre elemental a ácido sulfúrico.

Los parámetros típicos de lixiviación bacteriana en tanques son:

- El pH debe mantenerse en el rango de 1.2 - 1.8
- La aireación debe permitir como mínimo 2 ppm de oxígeno disuelto en la pulpa
- La dilución de pulpa es 4:1
- Tiempo de residencia de 4 a 5 días
- La temperatura de la pulpa debe estar en el rango de 40 - 45 °C

Biolixivación en Pilas

La biolixivación en pilas para el tratamiento de minerales refractarios de oro tiene serios problemas si el mineral es consumidor de ácido o si el mineral biolixivado contiene sulfato de fierro y ácido remanente que no han sido removidos eficientemente, para aplicar la cianuración en la misma pila. Una opción es tomar el mineral de la pila después de lavado, molerlo y aplicar CIP. Newmont ha patentado un proceso de biolixivación en pilas para aplicarlo a minerales refractarios de oro de baja ley.

Plantas Comerciales de Biolixiviación en Operación

- Fairview Gold Mine, Barberton, South Africa. Proceso Biox
- Ashton Mining, Harbour Lights, Leonora, W.Australia. Proceso Biox
- Sao Bento Gold Mine, Brasil (anterior a la lixiviación a presión). Proceso Biox.
- Asarco, Wiluna Mine, W. Australia. Proceso Biox
- Lonrho, Ashanti Gold Mine, Ghana. Proceso Biox
- Esat/Metana, Youanmi Gold Mine, W. Australia. Proceso Bac Tech.
- Compañía Minera NYRSTAR CORICANCHA S.A., Tamboraque, Perú. Proceso Biox.

Neutralización

En la siguiente etapa, la solución de oxidación bacteriana que contiene fierro, arsénico y ácido sulfúrico es neutralizada con caliza y/o cal para precipitar una mezcla de yeso, jarositas y arseniato férrico, producto bastante estable y que puede conjuntamente con los relaves de flotación almacenarse sin causar ningún problema al medio ambiente.

Los residuos del proceso que contienen los metales preciosos son tratados mediante cianuración, la extracción de oro está alrededor de 92 - 94 %, teniendo en cuenta los resultados de las operaciones comerciales actuales.

En el caso de usar caliza como precipitante, el contenido de sulfato en la solución precipitaría como yeso $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, y una mezcla de sólidos conteniendo Fe^{3+} , iones arseniato y sulfato.

La presencia de agua y dióxido de carbono son de gran influencia para determinar qué compuestos son formados y en consecuencia la estabilidad de los contenidos de Fe y As en solución.

Se forman compuestos de Ca^{2+} - As^{5+} tales como:

$\text{Ca}(\text{H}_2\text{AsO}_4)_2$, CaHAsO_4 , $\text{Ca}_5\text{H}_2(\text{AsO}_4)$, $\text{Ca}_3(\text{AsO}_4)_2$ y $\text{Ca}_2\text{AsO}_4\text{OH}$ que estabilizan el As^{5+} , de los cuales el arseniato de calcio $\text{Ca}_3(\text{AsO}_4)_2$ es probablemente el producto sólido que más se forma.

También se forman arseniatos básicos de calcio y fierro(Fe^{3+}), tales como $\text{Ca}_3\text{Fe}_4(\text{AsO}_4)_4(\text{OH})_6 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ y $\text{Ca}_2\text{Fe}_3(\text{AsO}_4)_3$

3.2.- PRUEBAS EXPERIMENTALES EN LABORATORIO METALURGICO Y PLANTA CONCENTRADORA

Se realizaron pruebas experimentales de flotación bulk arsenopirita-pirita realizados con colector secundario y sin colector secundario M-92 para obtener la máxima recuperación de Au y por consecuente la disminución de valores de Au en el relave.

Los resultados se muestran en la tabla N° 3.1 y tabla N°3.2.

Tabla N° 3.1.-Pruebas experimentales de flotación bulk arsenopirita-pirita con colector secundario para minerales con oro incluido

PRUEBAS DE FLOTACION EN LABORATORIO METALURGICO BULK AsPy-Py CON COLECTOR SECUNDARIO M-92			
N°	Ley Au(gr/Ton) conc.bulk	Recuperación Au (%)	Ley Au(gr/Ton) relave
1	17.65	85.53	0.43
2	15.68	86.01	0.40
3	15.34	85.78	0.40
4	16.36	85.19	0.39
5	19.32	87.19	0.40
6	18.51	85.16	0.39
7	16.26	87.15	0.40
8	16.86	84.70	0.43
9	19.98	84.38	0.53
10	15.41	84.67	0.30
11	16.48	87.07	0.40
12	14.10	87.63	0.32
13	13.27	85.15	0.38
14	13.42	85.04	0.36
15	15.75	85.58	0.38
16	11.90	84.78	0.35
17	15.25	85.44	0.38
18	13.33	85.93	0.32
19	18.10	86.49	0.37
20	17.74	86.56	0.43
21	16.29	86.91	0.41
22	14.49	85.93	0.36
23	15.34	86.52	0.36
24	17.50	84.11	0.45
25	16.97	82.87	0.37
26	17.61	85.42	0.42
27	16.77	86.59	0.43
28	17.19	83.19	0.46

TablaN°3.2.- Pruebas experimentales de flotación bulk arsenopirita-pirita sin colector secundario para minerales con oro incluido

PRUEBAS DE FLOTACION EN LABORATORIO METALURGICO BULK AsPy-Py SIN COLECTOR SECUNDARIO			
N°	Ley Au(gr/Ton) conc.bulk	Recuperación Au (%)	Ley Au(gr/Ton) Relave
1	18.99	80.81	0.58
2	19.34	80.14	0.60
3	19.36	74.56	0.77
4	20.19	76.61	0.86
5	18.81	79.53	0.70
6	18.69	72.98	0.84
7	19.22	79.20	0.73
8	18.14	75.65	0.84
9	16.23	67.65	1.19
10	18.52	74.86	0.87
11	17.05	73.81	0.83
12	19.05	64.90	0.94
13	15.13	76.64	0.79
14	14.81	61.10	0.96
15	16.96	74.95	0.62
16	15.46	78.82	0.59
17	20.59	76.02	0.77
18	24.82	75.89	0.57
19	20.48	77.73	0.66
20	21.66	74.96	0.86
21	20.28	83.99	0.53
22	20.55	79.02	0.74
23	21.04	78.07	0.71
24	19.14	76.44	0.75
25	19.08	76.71	0.74
26	20.76	74.47	0.69
27	20.48	70.51	0.98
28	20.74	66.32	1.00
29	19.05	73.59	1.03
30	18.31	69.87	1.23

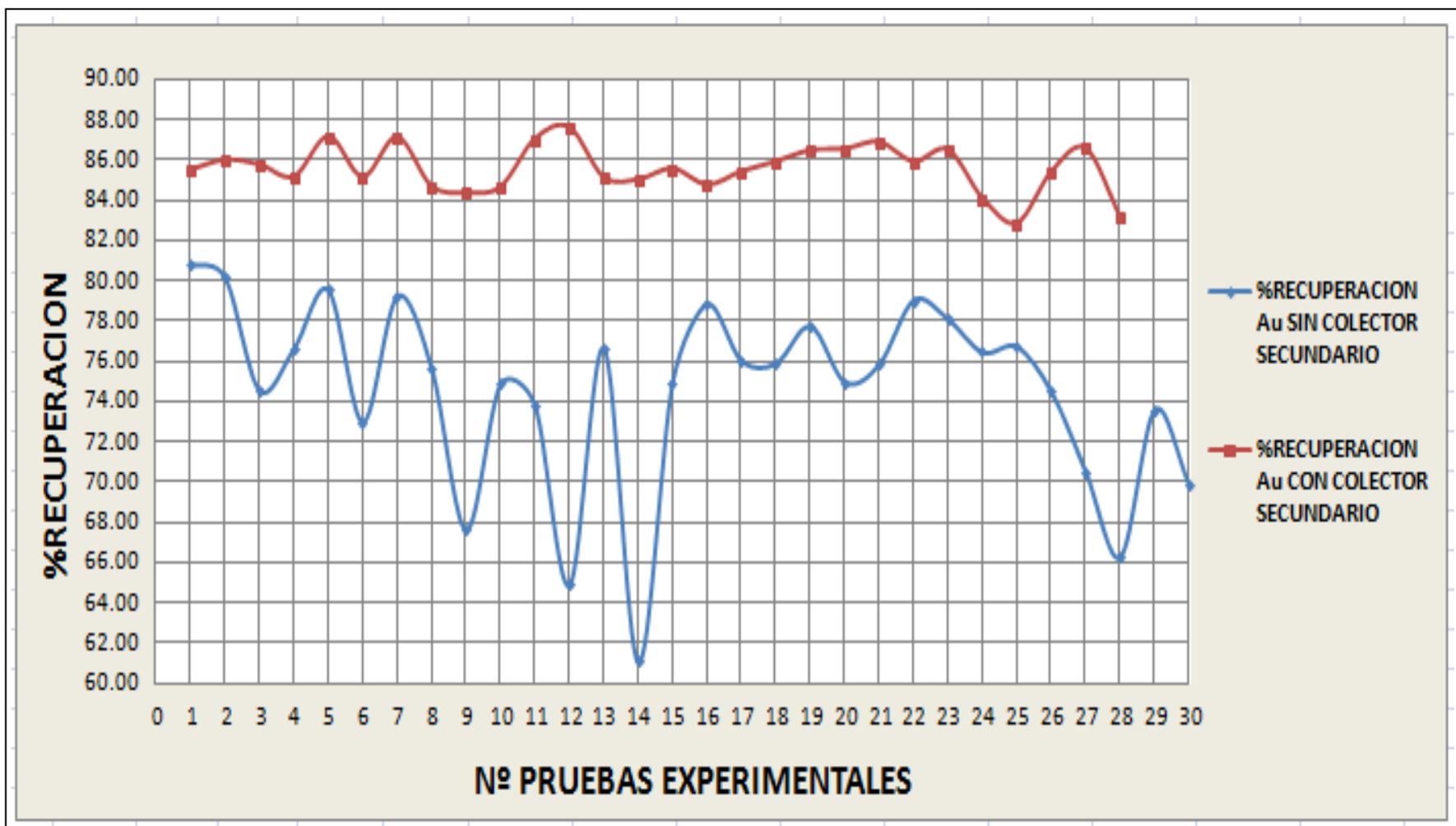


Figura N° 3.1.- Incremento de la recuperación de Au al utilizar el colector secundario M-92

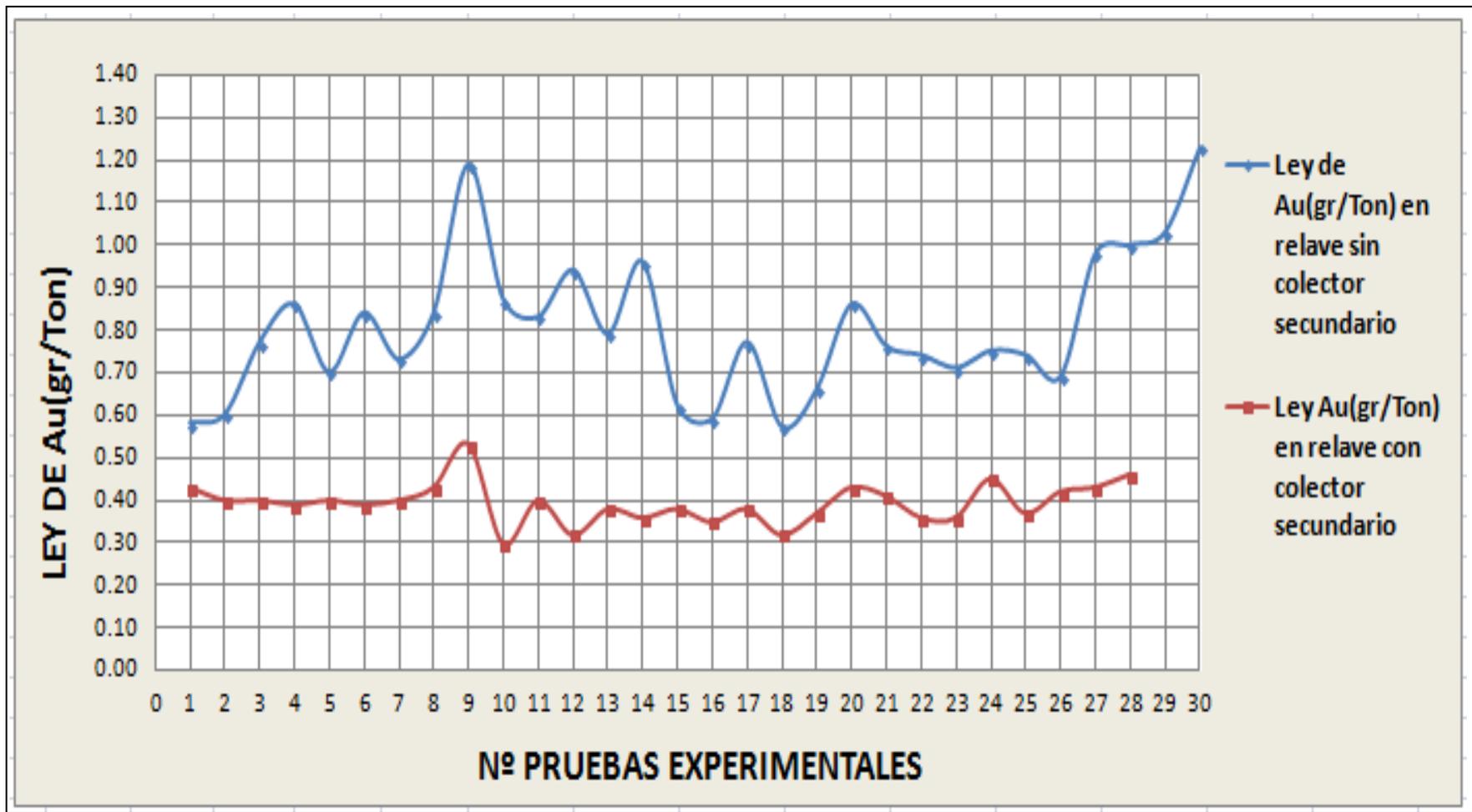


Figura N° 3.2.- Disminución de Au en relave por efecto del uso del colector M-92

Tabla N° 3.3.-Pruebas experimentales en planta en el circuito de flotación bulk Arsenopirita-pirita con colector secundario

	Ene-11	Feb-11	Mar-11	Abr-11	May-11	Jun-11	Jul-11	Ago-11	Sep-11	Oct-11	Nov-11	Dic-11	Ene-12	Feb-12	Mar-12
% RECUPERACION	72.69	71.37	71.00	74.36	76.11	73.60	75.58	73.86	71.54	76.35	81.47	81.69	83.08	85.28	85.53
BULK AsPy-Py Producido TMS	1220.36	753.62	1887.82	1386.75	552.92	1529.84	2326.85	2317.44	2242.54	2746.46	2283.08	2830.27	2757.46	2785.60	1650.76
Au gr/Ton	23.73	23.05	21.96	20.69	21.20	19.64	19.18	18.54	16.31	18.16	16.86	17.12	16.87	15.79	15.55
Ley de Au relave	0.88	0.89	0.93	0.78	0.61	0.77	0.79	0.71	0.80	0.75	0.54	0.51	0.47	0.41	0.37

COMENTARIO: La tabla 3.3 nos indica como la recuperación del Au aumenta a partir del mes de Enero del 2012 para adelante cuando se inicia hacer pruebas con el colector secundario M-92 en el circuito de flotación bulk arsenopirita-pirita

LEY y RECUPERACION DE Au EN EL CONCENTRADO BULK AsPy-Py

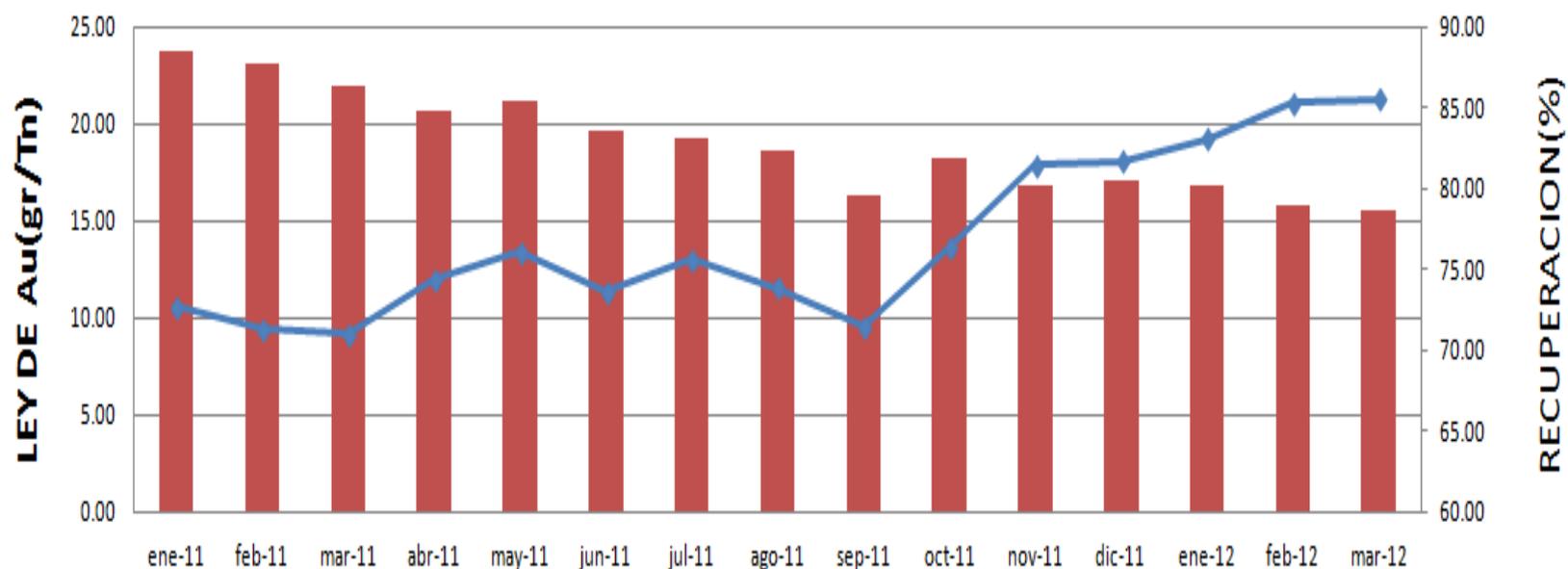


Figura N°3.3 : Ley(gr/Ton) y Recuperación(%) de oro en el concentrado bulk AsPy-Py

3.3.- PRUEBAS DE SEPARACION DE FLOTACION EN CALIENTE

AsPy-Py EN LABORATORIO METALURGICO Y PLANTA

CONCENTRADORA

Tabla N°3.4.- Pruebas de separación en caliente de arsenopirita (AsPy) de la pirita (Py) en laboratorio metalúrgico

Fecha	FLOTACION BULK AsPy-Py EN FRIO		FLOTACION DE SEPARACION EN CALIENTE AsPy-Py				
	Ley de Au gr/Ton	Recuperación	T ° C del conc. Bulk AsPy-Py	Ley de Au gr/Ton	Recuperación de Au(%)	Ley de Au gr/Ton	Recuperación de Au(%)
	cabeza de separación AsPy-Py	% Au		AsPy	AsPy	Py	Py
1-feb	16.22	85.55	54.00	36.95	71.39	4.24	14.16
2-feb	16.22	85.98	55.00	42.07	68.93	4.66	17.06
3-feb	13.86	84.65	53.41	37.72	58.05	5.83	26.60
4-feb	14.20	86.41	52.37	41.17	63.70	5.01	22.71
5-feb	13.70	84.41	53.83	41.40	64.73	4.28	19.69
6-feb	12.68	82.69	54.29	34.47	55.26	5.57	27.43
7-feb	15.06	85.26	54.33	35.71	59.83	6.38	25.43
9-feb	18.87	83.00	49.11	36.25	65.94	6.61	17.06
10-feb	16.83	86.67	51.06	41.63	57.14	7.81	29.53
11-feb	13.94	83.10	50.00	26.74	51.17	7.89	31.93
12-feb	13.58	83.23	54.00	27.79	65.27	4.83	18.45
13-feb	12.49	83.03	52.50	39.39	61.98	4.15	21.05
14-feb	14.75	85.89	53.50	32.29	61.22	6.28	24.66
15-feb	15.79	84.91	51.50	38.80	70.30	4.10	14.60
16-feb	17.52	83.85	52.46	31.69	72.28	4.62	11.57
17-feb	15.23	84.79	52.42	26.19	74.18	2.85	7.31
18-feb	14.55	84.22	57.04	33.78	68.13	4.17	15.56
19-feb	16.44	88.02	58.42	31.00	78.80	3.28	9.22
20-feb	18.55	86.65	58.67	36.60	77.19	3.69	9.46
21-feb	19.71	86.62	56.21	39.81	71.73	5.74	14.89
22-feb	17.12	85.07	56.92	35.74	64.81	6.42	20.26
23-feb	19.44	84.68	56.75	47.14	67.36	5.92	17.32
24-feb	15.12	86.02	58.02	38.60	72.56	3.53	13.47
25-feb	15.46	86.81	55.80	27.36	76.67	3.60	10.14
26-feb	16.82	86.71	56.92	38.11	76.28	3.31	10.43
27-feb	15.70	86.85	57.54	37.25	74.67	3.37	11.82
28-feb	17.91	86.94	54.96	41.10	74.95	4.12	12.62
29-feb	16.43	85.32	54.60	31.42	77.47	2.88	7.86

Tabla N° 3.5.- Pruebas de separación en caliente de Arsenopirita de la pirita en Planta Concentradora

Fecha	FLOTACION BULK AsPy-Py EN FRIO		FLOTACION DE SEPARACION EN CALIENTE AsPy-Py				T ° C del conc.bulk AsPy-Py	RECUPERACION DE Au BIOX - CIL %
	Ley de Au gr/Ton cabeza de separacion AsPy-Py	Recuperacion de Au Biox-CIL % Au	Ley de Au gr/Ton AsPy	Recuperacion de Au(%) AsPy	Ley de Au gr/Ton Py	Recuperacion de Au(%) Py		
Prueba-1	17.55	72.67	28.19	77.50	2.14	4.24	56.00	80.64
Prueba-2	15.68	68.71	37.25	74.76	3.23	11.25	53.30	87.04
Prueba-3	15.34	65.63	34.13	75.32	3.09	10.46	50.00	84.39
Prueba-4	16.36	69.11	30.03	76.69	2.69	6.96	51.33	82.20
Prueba-5	18.51	73.45	33.54	62.88	4.34	10.60	54.75	83.71
Prueba-6	16.26	68.54	36.28	79.28	7.97	8.29	55.79	86.93
Prueba-7	16.86	71.47	32.75	71.48	4.53	12.79	56.08	83.48
Prueba-8	19.98	74.12	35.90	75.67	4.12	8.71	57.38	86.28
Prueba-9	15.41	71.76	31.85	76.28	2.71	8.38	58.25	83.24
Prueba-10	13.26	62.31	26.75	77.56	2.59	9.51	56.21	80.12
Prueba-11	14.10	65.07	24.26	79.76	2.03	6.57	56.08	79.83
Prueba-12	13.27	62.99	31.03	71.24	3.38	13.91	56.00	83.00
Prueba-13	13.42	64.02	47.55	68.82	4.14	17.93	55.00	92.16
Prueba-14	16.27	69.04	37.51	72.53	3.64	11.82	54.80	89.06
Prueba-15	11.90	60.78	34.22	71.38	2.66	13.41	53.80	84.49
Prueba-16	13.06	61.87	29.23	76.02	2.35	9.23	54.21	81.69
Prueba-17	13.33	63.21	30.78	77.31	2.19	8.63	54.30	82.66
Prueba-18	18.11	73.91	36.02	76.47	3.06	7.72	53.80	85.92
Prueba-19	17.74	72.90	37.78	75.64	3.79	10.92	53.15	89.86
Prueba-20	16.29	70.41	32.72	79.49	2.55	7.41	53.00	83.39
Prueba-21	14.49	66.02	23.63	81.36	1.84	4.58	52.92	75.78
Prueba-22	15.34	66.71	27.45	80.59	2.19	5.92	51.75	80.59
Prueba-23	17.50	72.35	32.60	78.10	2.49	6.01	52.00	83.13
Prueba-24	16.97	72.31	26.29	78.05	2.52	4.82	53.13	79.96
Prueba-25	17.61	72.43	23.74	81.68	2.65	3.74	53.10	77.35
Prueba-26	16.77	71.47	32.07	77.66	3.26	8.93	53.42	83.00
Prueba-27	17.08	71.79	28.49	78.32	2.24	4.87	53.38	80.76

CAPÍTULO IV

PRUEBAS METALURGICAS A NIVEL DE LABORATORIO

4.1. PRUEBAS DE SEPARACION ARSENOPIRITA-PIRITA

Se tomó muestra del relave de flotación de zinc sin acondicionamiento (cabeza de flotación bulk arsenopirita-pirita), con una densidad de 1330 gr/Ton.

Por lo que se filtró la muestra y se guardó el agua para utilizarla en las siguientes pruebas desarrolladas a nivel laboratorio.

Luego se realizaron pruebas para separar la arsenopirita de la pirita (flotar la arsenopirita) con pH entre 11-12 y a una temperatura entre 55-60°C.

En otras pruebas para separar la pirita de la arsenopirita (flotar pirita) a temperatura ambiente, pH de 8.5 y se usó como depresor de arsenopirita el sulfuro de sodio (Na₂S).

4.1.1.-Diseño de la Prueba de separación A

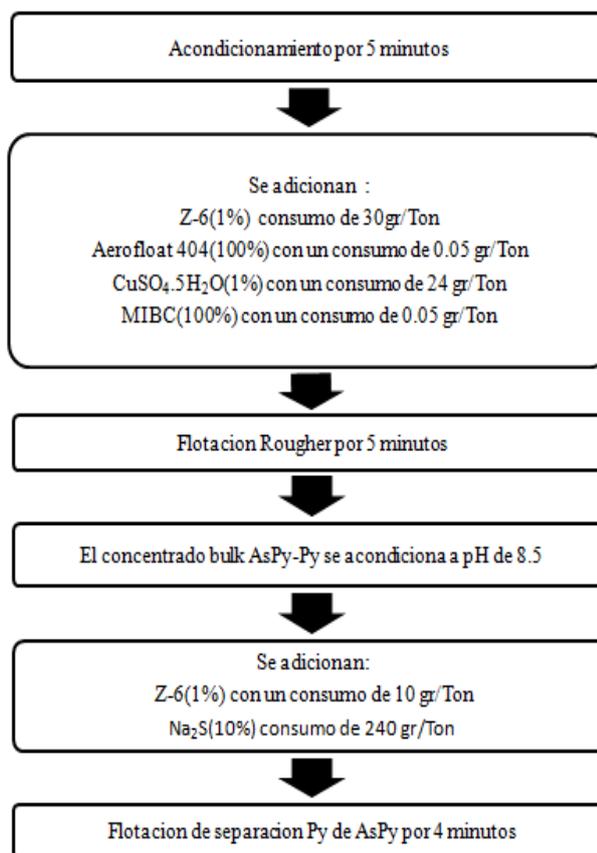


Tabla N° 4.1.- Resultados de la Prueba de separación A

Prueba A		LEYES				Recuperacion
Producto	%Peso	% Fe	% As	Ag(gr/Ton)	Au(gr/Ton)	% Au
Cabeza Py-AsPy	100	39.02	4.64	245.40	15.10	100.00
Conc. Aspy	13.69	30.69	4.00	111.08	33.64	30.49
Conc. Py	86.31	38.00	4.50	308.38	12.16	69.51

Comentarios de la Prueba A.-La separación Arsenopirita-pirita no es tan eficiente debido a que la recuperación del oro en el concentrado de AsPy solo llega a 30.49%, esto indica que se está perdiendo valores de Au en AsPy que se desplaza al concentrado de pirita.

4.1.2 .-Diseño de la Prueba de separación B

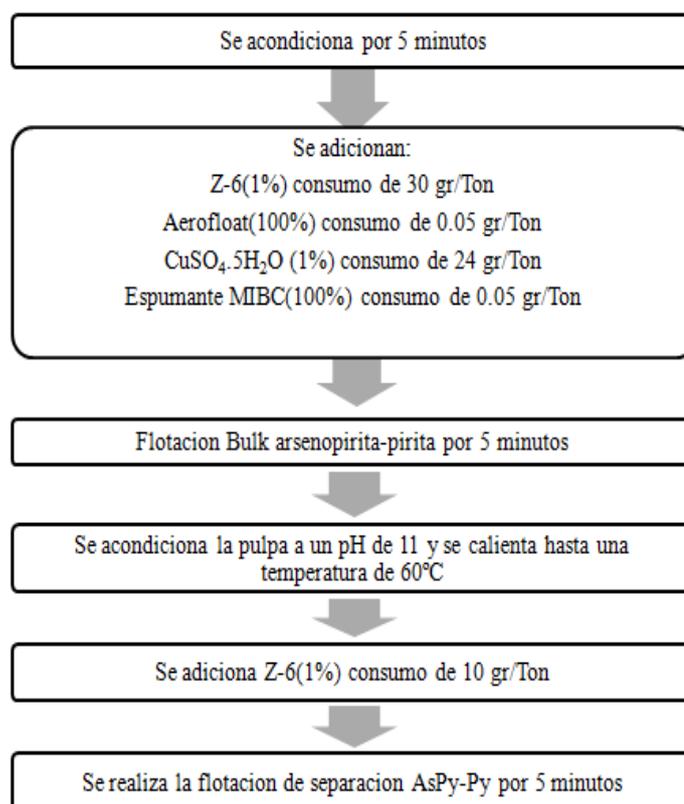


Tabla N° 4.2 - Resultados de la Prueba de separación B

Prueba B		Leyes				Recuperacion
Producto	%Peso	% Fe	% As	Ag(gr/Ton)	Au(gr/Ton)	% Au
Cabeza Py-AsPy	100	31.35	0.37	117.14	11.76	100.00
Conc. Py	35.48	28.04	6.07	312.34	15.36	46.35
Conc.AsPy	64.52	32.11	3.83	136	9.78	53.65

Comentario de la prueba B.-De acuerdo al balance existen indicios que se debe dar mayor énfasis a las variables de temperatura y pH para obtener mayor recuperación de Au. Debido a que se mejoró la recuperación de oro en el concentrado arsenopirita de 30.49% a 53.65%.

4.1.3.- Diseño de la prueba de separación C

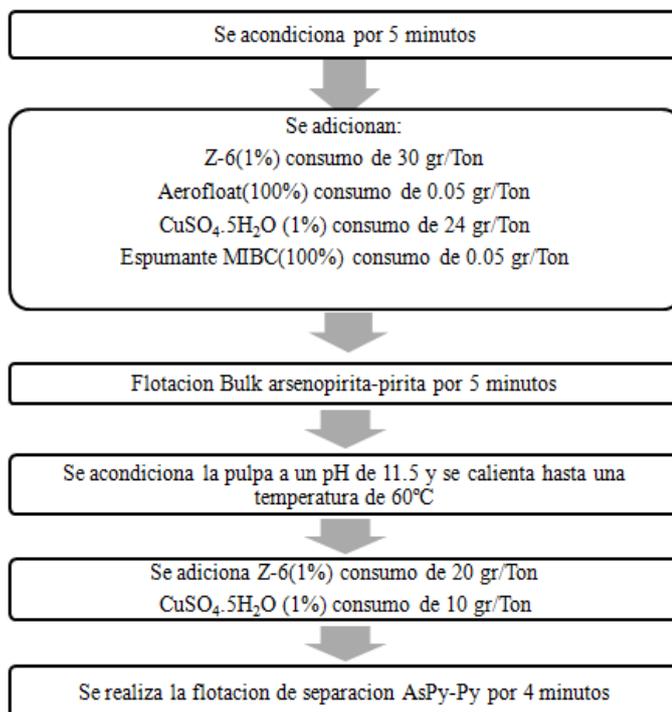


Tabla N° 4.3.- Resultados de la Prueba de separación C

prueba C		Leyes				Recuperacion
Producto	%Peso	% Fe	% As	Ag(gr/Ton)	Au(gr/Ton)	% Au
Cabeza Py-Aspy	100	16.21	3.13	1190.16	9.56	100.00
Conc. Py	9.87	27.39	0.89	177.32	26.00	26.84
Conc.AsPy	90.13	13.95	2.83	994.61	7.76	73.16

Comentario de la prueba C.- Se aprecia en el balance metalúrgico que se mejoró claramente la recuperación de oro en el concentrado de arsenopirita a 73.16% mejor que las otras pruebas realizadas, esto lleva a pensar que se debe seguir enfatizando más en las variables de temperatura y pH, mejorando la dosificación de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ que este sirve como activador de arsenopirita-pirita.

Tabla N° 4.4.- Producción de Concentrado AsPy

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
BUDGET	2007	2122	2273	2292	2577	2663
Producción planta	1221	753.6	1887.8	1387	552.92	1770.62
Cumplimiento	60.8%	35.5%	83.1%	60.5%	21.5%	66.5%

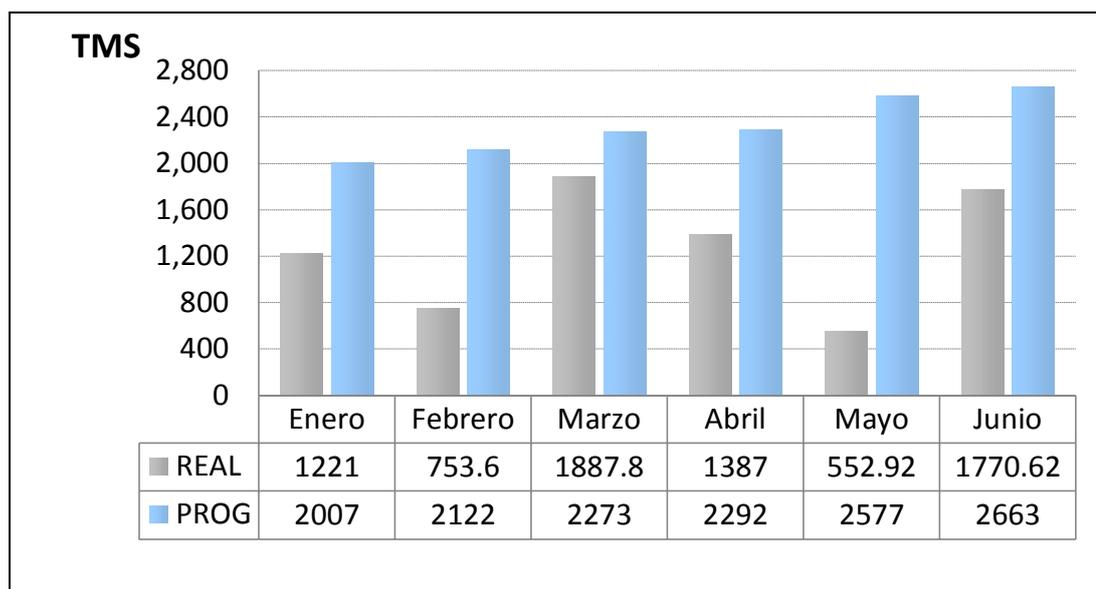
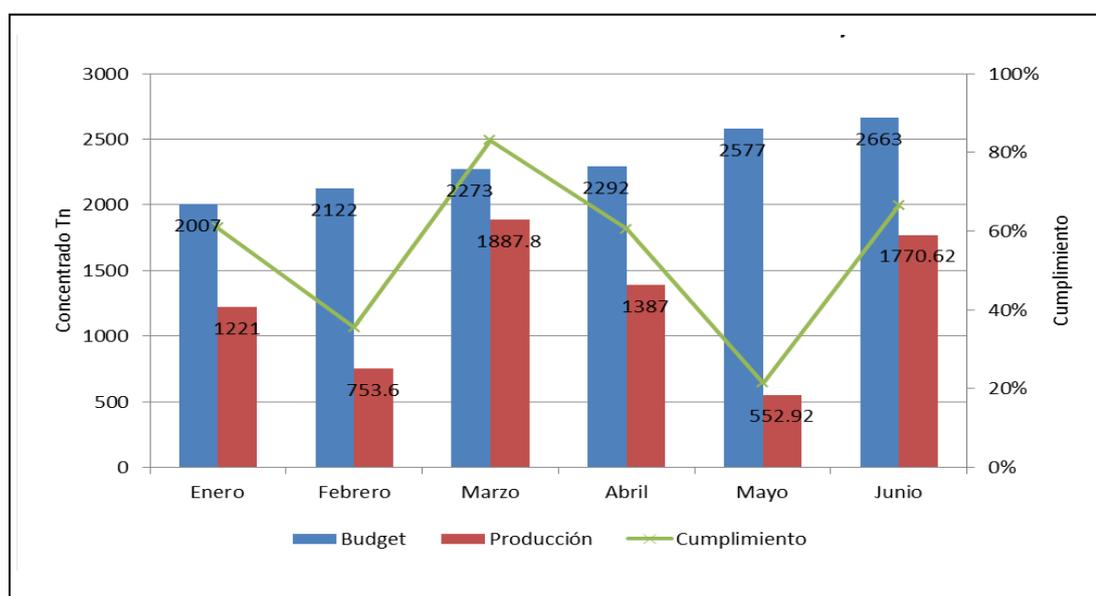
**Figura N° 4.1.-Producción de Concentrado AsPy (a)****Figura N° 4.2.-Producción de Concentrado AsPy (b)**

Tabla N° 4.5.- Producción de oro en doré

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
BUDGET	1290	1364	1461	1753	1971	2037
Producción planta	495	356.4	420.9	411.1	413.6	594.15
Cumplimiento	38.4%	26.1%	28.8%	23.5%	21.0%	29.2%

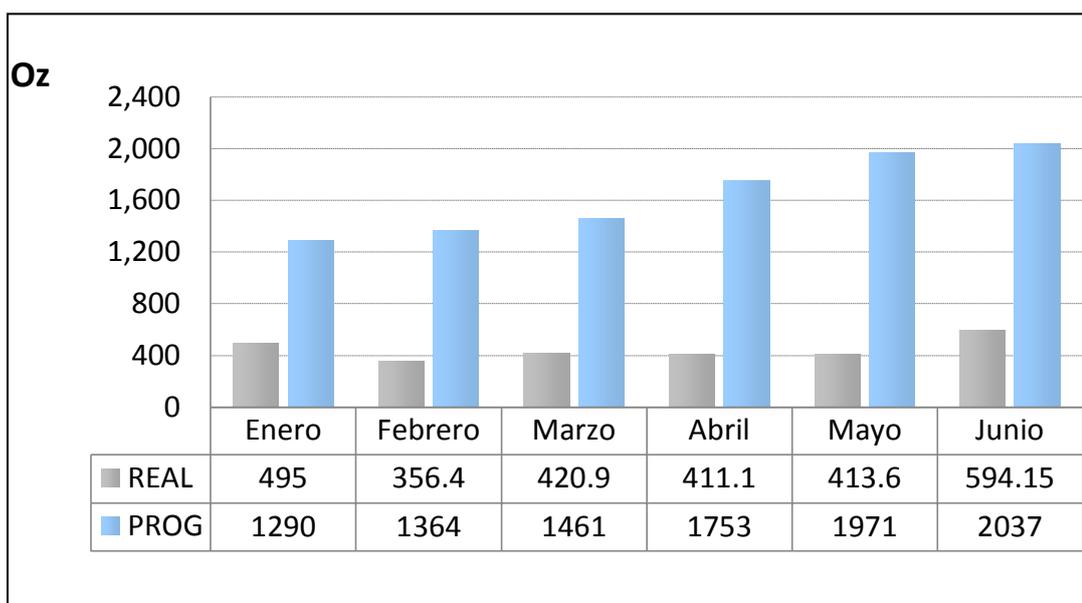
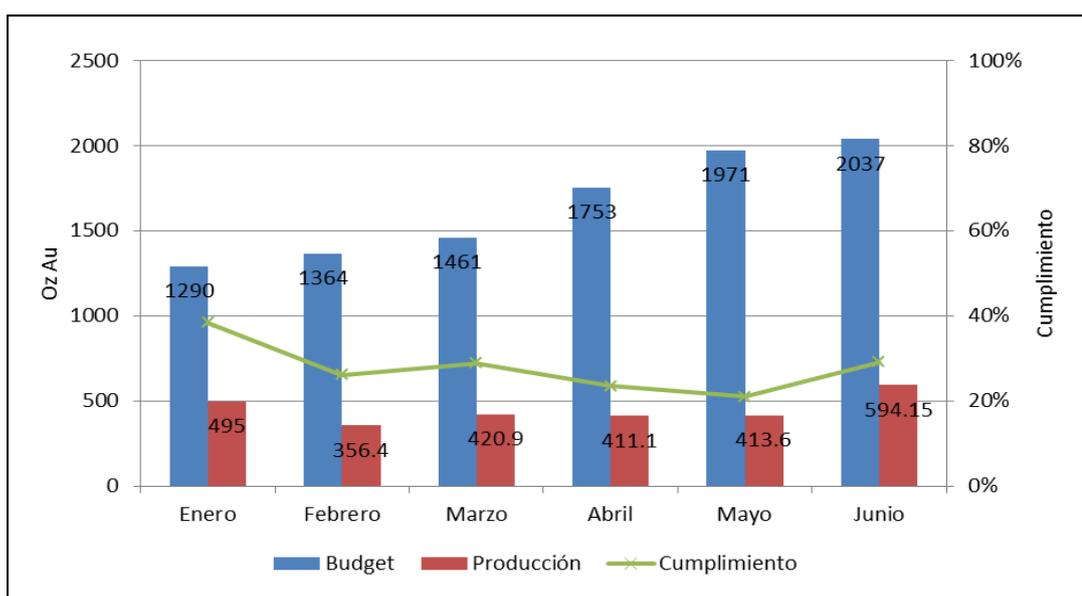
**Figura N° 4.3.-Producción de oro en doré (a)****Figura N° 4.4.-Producción de oro en doré (b)**

Tabla N° 4.6.-Programa de producción

PROGRAMA PRODUCCION			jul-11	ago-11	sep-11	oct-11	nov-11	dic-11	Total 2011-2
PROYECCIÓN PRODUCCIÓN MINA									
Extracción	TMS		14,420	19,960	21,000	21,220	21,400	21,210	119,210
Cu	%		0.25	0.26	0.27	0.27	0.23	0.21	0.25
Pb	%		1.46	1.31	1.35	1.38	1.41	1.38	1.38
Zn	%		1.87	2.05	2.14	2.21	2.18	2.02	2.09
Ag	g/t		161.52	141.68	138.28	130.69	120.52	115.23	133.02
Au	g/t		3.84	3.66	3.58	3.55	3.66	3.91	3.69
CONTENIDO METÁLICO CABEZA									
Cu	TMS		35.4	51.4	56.5	57.6	49.0	44.3	294.2
Pb	TMS		210.9	261.8	282.8	293.3	300.8	293.4	1,643.0
Zn	TMS		269.7	410.0	450.4	469.1	465.6	428.9	2,493.6
Ag	Kg		2,329.1	2,827.9	2,903.8	2,773.2	2,579.2	2,444.1	15,857.2
Au	Kg		55.4	73.2	75.2	75.4	78.3	83.0	440.4
RECUPERACIONES DE FLOTACIÓN									
Cu	Cu	%	37.0	37.0	38.0	38.0	38.0	38.0	37.7
	Ag	%	39.0	39.0	40.0	40.0	40.0	40.0	39.7
	Au	%	1.7	1.7	1.8	1.8	1.8	1.8	1.7
Pb	Pb	%	80.0	80.0	80.5	80.5	80.5	80.5	80.4
	Ag	%	38.0	38.0	39.0	39.0	39.0	39.0	38.7
	Au	%	3.5	3.5	3.6	3.6	3.6	3.6	3.6
Zn	Zn	%	80.0	80.0	80.5	80.5	80.5	80.5	80.4
	Ag	%	4.2	4.2	4.5	4.5	4.5	4.5	4.4
	Au	%	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
AsPy	Ag	%	9.0	9.0	9.5	9.5	9.5	9.5	9.4
	Au	%	74.0	74.0	75.0	75.0	75.0	75.0	74.7
CONTENIDO METÁLICO DE FLOTACIÓN									
Cu	Cu	TMS	13.1	19.0	21.5	21.9	18.6	16.8	110.9
	Ag	Kg	908.3	1,102.9	1,161.5	1,109.3	1,031.7	977.6	6,291.3
	Au	Kg	0.9	1.2	1.3	1.3	1.4	1.5	7.6
Pb	Pb	TMS	168.7	209.4	227.7	236.1	242.1	236.2	1,320.2
	Ag	Kg	885.0	1,074.6	1,132.5	1,081.5	1,005.9	953.2	6,132.8
	Au	Kg	1.9	2.6	2.7	2.7	2.8	3.0	15.7
Zn	Zn	TMS	215.8	328.0	362.6	377.6	374.8	345.2	2,004.0
	Ag	Kg	97.8	118.8	130.7	124.8	116.1	110.0	698.1
	Au	Kg	0.6	0.7	0.8	0.8	0.8	0.8	4.4
AsPy	Ag	Kg	209.6	254.5	275.9	263.5	245.0	232.2	1,480.7
	Au	Kg	41.0	54.1	56.4	56.6	58.7	62.2	329.0
PRODUCCIÓN DE CONCENTRADOS									
Cu	23%	TMS	56.9	82.7	93.4	95.2	81.0	73.2	482.4
Pb	55%	TMS	306.7	380.8	413.9	429.3	440.2	429.5	2,400.4
Zn	53%	TMS	407.1	618.8	684.1	712.5	707.2	651.4	3,781.1
AsPy	23	TMS	1,782.1	2,353.6	2,451.6	2,459.6	2,552.8	2,706.5	14,306.3
PROCESO BIOX									
AsPy	23	tpd	37.0	40.0	42.0	45.0	48.0	50.0	43.7
		TMS	1,147.0	1,240.0	1,260.0	1,395.0	1,440.0	1,550.0	8,032.0
CONTENIDO PROCESADO									
Au	Kg		26.4	28.5	29.0	32.1	33.1	35.7	184.7
Ag	Kg		86.0	93.0	94.5	104.6	108.0	116.3	602.4
RECUPERACIÓN BIOX									
Au	%		88.0	88.0	88.0	88.0	88.0	88.0	88.0
Ag	%		78.0	78.0	78.0	78.0	78.0	78.0	78.0
PRODUCCIÓN DORÉ									
Au	Kg		23.2	25.1	25.5	28.2	29.1	31.4	162.6
Ag	Kg		67.1	72.5	73.7	81.6	84.2	90.7	469.9

Tabla N° 4.7.-Reporte Diario de la flotación de separación en caliente AsPy-Py del mes de Dic. 2011

AsPy/Py reporte diario				Despues de que el circuito este trabajando en caliente							Tanque Pulmon
Mes: Diciembre				T-C	AsPy Ton	Au gr/Ton	Total Au gr	Py Ton	Au gr/Ton	Total Au gr	%S
FECHA	Bulk ton	Au gr/Ton	Total Au								
1-dic			0.00				0.00			0.00	
2-dic	61.43	19.68	1208.94		16.06	41.86	672.27	31.06	8.21	255.00	
3-dic	83.43	19.70	1762.95		28.33	46.95	1361.08	60.50	6.65	402.33	33.52
4-dic	98.06	18.84	1847.45		23.74	34.13	1015.03	68.33	12.19	832.94	35.11
5-dic	104.43	18.92	1975.82		23.33	41.84	976.13	81.11	12.33	1000.09	36.01
6-dic	113.22	17.21	1948.52		27.17	33.07	1061.53	86.06	10.31	887.28	33.35
7-dic	95.80	18.23	1746.35		23.25	25.50	745.88	26.11	6.14	160.32	35.77
8-dic	105.73	17.34	1837.83		37.36	33.07	1453.73	68.42	6.73	464.60	36.60
9-dic	102.30	17.32	1782.23		43.96	33.03	1653.18	52.94	2.44	123.17	33.35
10-dic	102.66	15.81	1623.05		47.46	31.51	1435.46	55.20	2.31	127.51	37.60
11-dic	96.81	13.85	1340.82		21.23	34.48	732.01	27.53	3.57	98.28	36.75
12-dic	108.82	18.56	2020.15		31.94	43.30	1402.01	76.83	8.05	618.94	34.78
13-dic	97.46	18.72	1824.45	64	26.24	47.37	1258.73	71.57	8.00	572.56	32.54
14-dic	107.65	16.10	1733.17	66	37.70	34.45	1238.77	63.95	6.21	434.33	34.50
15-dic	112.52	15.03	1631.18	66	40.30	35.08	1413.72	72.22	3.83	276.60	34.48
16-dic	74.44	14.33	1115.86	60	20.48	44.08	302.76	53.96	3.95	213.14	31.93
17-dic	80.32	17.20	1381.50	54	16.37	33.31	667.09	37.33	6.32	236.30	31.14
18-dic	71.20	17.43	1241.02	67	15.12	41.02	620.22	56.08	11.07	620.81	32.07
19-dic	120.24	15.77	1836.24	71	31.31	26.72	836.60	88.93	11.92	1060.05	31.81
20-dic	83.31	17.78	1538.37	62	17.12	35.77	612.41	72.73	13.66	394.36	35.23
21-dic	34.07	13.16	1802.38	63	28.21	44.45	1253.33	65.86	8.33	548.61	33.34
22-dic	30.72	18.18	1643.23	60	31.38	44.16	1385.74	53.33	4.43	262.83	34.84
23-dic	32.46	17.48	1616.20	59	19.61	47.65	334.42	72.85	3.36	681.88	32.38
24-dic	80.28	13.05	1523.33	63	30.44	43.03	1303.83	43.83	4.40	213.25	32.53
25-dic	88.82	18.10	1607.64	53	23.85	41.32	1233.44	58.97	6.35	374.46	30.75
26-dic	36.18	16.02	1540.80	37	32.37	33.35	1073.41	63.81	7.23	461.53	30.76
27-dic	103.11	14.87	1622.47	73	31.63	37.16	1175.58	77.48	5.77	447.38	31.17
28-dic	43.11	12.67	622.22	80	18.86	28.03	528.72	30.24	3.03	33.45	33.32
29-dic	103.86	17.08	1773.93	75	34.23	42.45	1453.06	63.63	4.61	320.33	33.14
30-dic	34.36	15.26	1440.32	77	25.37	43.17	1121.12	68.33	4.67	313.38	en proceso
31-dic	38.15	16.78	1646.36	65	18.27	43.72	738.76	50.88	7.60	386.63	en proceso
	2830.27	513.73	48487.44								

Tabla N° 4.8.- Reporte Diario de la flotación de separación en caliente AsPy-Py del mes de Ene. 2012

AsPy/Py Reporte Diario

Mes: Enero

Date	Bulk Ton	Au gr/Ton	Total Au gr	T ° C.Celda	Despues de que el circuito este trabajando en caliente						
					AsPy Ton	Au gr/Ton	Total Au gr	Py Ton	Au gr/Ton	Total Au gr	%S
1-ene	82.73	20.22	1672.80	58.50	30.31	46.94	1422.75	52.42	4.99	261.58	35.90
2-ene	79.38	17.43	1383.59	52.20	23.11	44.94	1038.56	56.27	6.13	344.94	34.80
3-ene	84.63	17.06	1443.79	56.82	29.71	41.04	1219.30	54.92	4.08	224.07	31.58
4-ene	102.80	14.97	1538.92	59.01	38.57	33.37	1287.08	64.23	3.91	251.14	35.81
5-ene	89.26	15.81	1411.20	61.12	26.76	42.27	1131.15	62.50	4.49	280.63	34.38
6-ene	82.92	16.72	1386.42	64.32	23.26	45.07	1048.33	59.66	5.66	337.68	39.91
7-ene	90.39	17.38	1570.98	77.00	30.25	40.12	1213.63	60.14	5.95	357.83	32.07
8-ene	122.44	15.61	1911.29	72.00	46.27	31.83	1472.65	76.17	5.76	439.12	31.67
9-ene	88.34	18.01	1591.00	69.80	33.27	37.78	1256.94	55.06	6.06	333.66	31.65
10-ene	92.38	14.95	1381.08	69.00	31.92	33.63	1073.47	60.46	5.09	307.74	30.88
11-ene	34.92	20.98	732.62	78.00	13.76	40.44	556.45	21.16	8.32	176.05	29.37
12-ene	81.11	16.45	1334.26	68.00	25.95	41.75	1083.41	55.15	4.55	250.93	27.08
13-ene	81.34	20.28	1649.58	71.70	24.05	46.01	1106.54	57.30	9.48	543.20	30.18
14-ene	94.87	20.33	1928.71	81.00	37.93	38.96	1477.75	56.95	7.93	451.61	33.43
15-ene	69.75	20.50	1429.88	75.00	25.13	39.36	989.12	35.90	7.29	261.71	32.19
16-ene	89.99	16.45	1480.34	56.00	19.54	48.69	951.40	70.45	7.51	529.08	28.33
17-ene	72.22	22.82	1648.06	66.00	26.18	50.23	1315.02	46.04	7.24	333.33	34.06
18-ene	81.75	18.42	1505.84	56.59	27.89	45.45	1267.60	53.85	4.42	238.02	31.91
19-ene	105.66	14.52	1534.18	54.30	33.11	38.82	1285.33	72.55	3.43	248.85	27.48
20-ene	120.66	14.69	1772.50	53.00	37.78	38.63	1459.44	82.88	3.77	312.46	27.23
21-ene	77.57	18.57	1440.52	63.30	38.49	34.27	1319.05	39.07	3.11	121.51	29.15
22-ene	87.73	15.82	1388.04	64.30	33.87	35.00	1185.34	53.86	3.76	202.70	33.58
23-ene	100.02	12.79	1279.26	61.75	27.07	36.44	986.43	72.95	4.01	292.53	28.74
24-ene	105.71	14.16	1496.85	63.29	27.45	40.01	1098.21	78.26	5.09	398.57	26.47
25-ene	119.18	12.21	1455.40	73.83	35.61	31.57	1124.05	83.57	3.96	331.35	30.41
26-ene	92.75	16.59	1538.88	77.00	36.40	34.01	1237.74	56.35	5.34	301.14	24.44
27-ene	28.34	17.67	500.74	76.20	13.89	32.19	446.97	14.45	3.72	53.76	30.11
28-ene	64.27	14.30	919.06	69.00	19.18	37.20	713.49	45.09	4.56	205.63	30.30
29-ene	97.67	16.16	1578.82	78.00	38.37	34.69	1330.99	59.30	4.18	247.83	28.49
30-ene	111.17	15.65	1739.81	76.67	28.96	39.33	1139.00	82.21	7.31	600.96	en proceso
31-ene	125.51	15.32	1922.81	65.37	45.17	34.67	1566.04	80.33	4.43	355.86	en proceso
	2757.46	522.85	45567.22				35803.25			9595.47	

Tabla N° 4.9.-Reporte Diario de la flotación de separación en caliente AsPy-Py del mes de Feb.2012

AsPy/Py reporte diario
Mes Febrero

Fecha	Bulk Ton	Au gr/Ton	Total Au gr	T ° C.Celda	despues de que el circuito esta trabajando en caliente						Tanque Pulmon
					AsPy Ton	Au gr/Ton	Total Au gr	Py Ton	Au gr/Ton	Total Au gr	%S
1-feb	99.24	16.22	1609.67	54.00	36.35	36.95	1343.13	62.89	4.24	266.65	30.09
2-feb	93.28	16.22	1513.00	55.00	28.83	42.07	1212.88	64.46	4.66	300.38	26.46
3-feb	128.11	13.86	1775.60	53.41	32.29	37.72	1217.98	95.82	5.83	558.63	27.28
4-feb	115.49	14.20	1639.96	52.37	29.37	41.17	1209.16	86.12	5.01	431.46	26.57
5-feb	96.25	13.70	1319.09	53.83	24.43	41.40	1011.47	71.82	4.28	307.62	29.12
6-feb	47.94	12.68	607.59	54.29	11.78	34.47	406.07	36.15	5.57	201.52	29.10
7-feb	35.81	15.06	539.24	54.33	10.60	35.71	378.40	25.21	6.38	160.84	29.76
8-feb	56.29	13.68	769.96	-	14.00	35.81	501.47	42.28	6.35	268.50	29.53
9-feb	96.33	18.87	1817.65	49.11	39.83	36.25	1444.06	56.50	6.61	373.59	33.37
10-feb	111.95	16.83	1883.68	51.06	29.83	41.63	1241.95	82.12	7.81	641.73	32.16
11-feb	114.64	13.94	1598.64	50.00	36.82	26.74	984.33	77.82	7.89	614.31	33.76
12-feb	115.76	13.58	1572.02	54.00	44.11	27.79	1225.82	71.65	4.83	346.07	33.75
13-feb	122.16	12.49	1525.78	52.50	28.89	39.39	1137.98	93.17	4.15	386.66	32.16
14-feb	124.88	14.75	1841.98	53.50	30.50	32.29	984.93	63.17	6.28	396.68	30.51
15-feb	103.93	15.79	1641.05	51.50	35.02	38.80	1358.78	68.91	4.10	282.53	29.85
16-feb	82.00	17.52	1436.45	52.46	39.07	31.69	1238.22	42.93	4.62	198.23	30.11
17-feb	74.17	15.23	1129.43	52.42	32.44	26.19	849.39	29.34	2.85	83.70	30.15
18-feb	90.92	14.55	1323.15	57.04	31.89	33.78	1077.21	59.03	4.17	245.94	30.06
19-feb	86.01	16.44	1414.21	58.42	40.84	31.00	1266.15	45.17	3.28	148.06	28.91
20-feb	97.15	18.55	1801.77	58.67	43.86	36.60	1605.02	53.29	3.69	196.75	29.41
21-feb	102.45	19.71	2019.63	56.21	42.02	39.81	1672.53	60.44	5.74	347.09	28.59
22-feb	110.27	17.12	1888.39	56.92	40.25	35.74	1438.70	70.02	6.42	449.68	28.64
23-feb	69.70	19.44	1355.08	56.75	22.87	47.14	1077.94	46.83	5.92	277.14	34.00
24-feb	102.00	15.12	1542.02	58.02	33.69	38.60	1300.59	68.31	3.53	241.42	29.10
25-feb	111.45	15.46	1723.23	55.80	55.63	27.36	1522.03	55.82	3.60	201.20	31.02
26-feb	117.20	16.82	1971.75	56.92	45.52	38.11	1734.52	71.68	3.31	237.22	28.76
27-feb	119.51	15.70	1876.27	57.54	43.48	37.25	1619.79	76.03	3.37	256.48	28.55
28-feb	90.13	17.91	1613.81	54.96	33.61	41.10	1381.20	56.52	4.12	232.61	29.73
29-feb	70.60	16.43	1159.91	54.60	33.52	31.42	1053.12	37.08	2.88	106.79	en proceso
	2785.60	457.88	43910.00				34494.80			8759.48	

CAPÍTULO V

**SELECCIÓN DE VARIABLE CON DISEÑO FACTORIAL Y
OPTIMIZACIÓN CON DISEÑO HEXAGONAL DE LAS PRUEBAS
METALÚRGICAS**

5.1. DISCUSIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

Antes de realizar las pruebas con diseños experimentales en laboratorio metalúrgico se analizó los resultados del circuito de flotación bulk y del circuito de flotación de separación en caliente para la recuperación de oro.

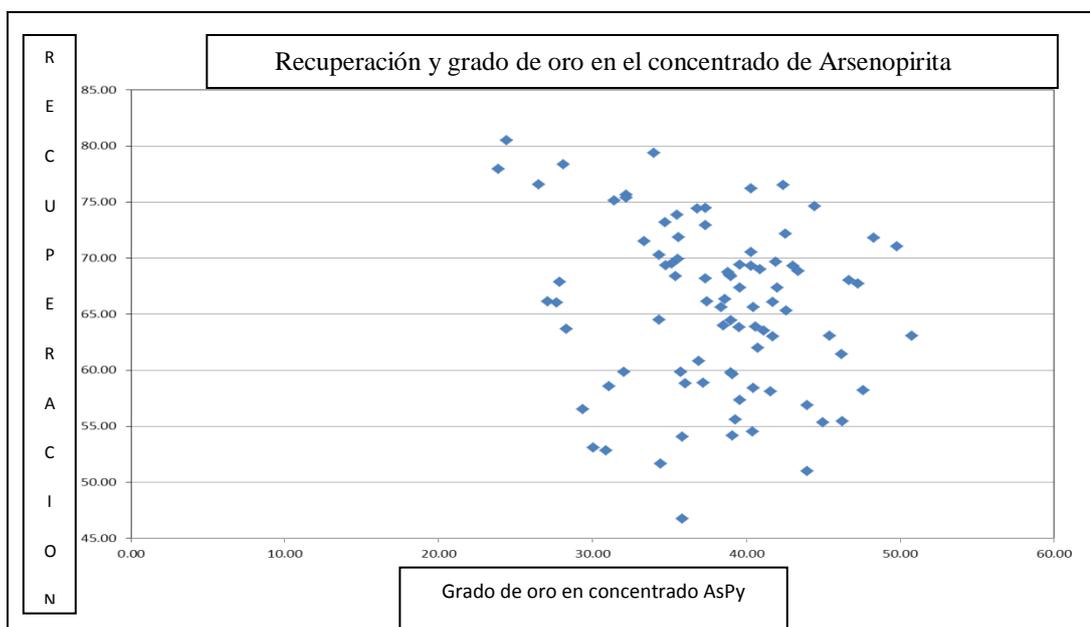


Figura N° 5.1.-Recuperación y grado del oro en el concentrado AsPy en el circuito de flotación de separación en caliente.

Comentario: La figura N° 5.1 nos explica que es difícil que la tendencia sea a una línea (la dispersión de los datos se da cuando la temperatura no se mantiene caliente en el circuito de flotación de separación en caliente), sin embargo, se parece dar en una relación de 1:1. Cada aumento del 1% en el grado se pierde 1% de recuperación de oro. Un producto que se obtiene debido al proceso de separación en caliente el concentrado AsPy debe estar en el intervalo de 30 a 35 gr/Ton. Por lo que no se tiene ningún beneficio cuando se obtiene como producto un concentrado AsPy de grado superior. Con este rango de grado en el concentrado de AsPy mencionado es más ventajoso incrementar la recuperación de oro en el concentrado AsPy, y a su vez la reducción de los niveles de oro en el concentrado de pirita, por lo que este producto requiere que exista pirita como se dijo en un 70% de la concentración total del mineral enviado a biooxidación y así sería beneficioso para este circuito, incrementaría la eficiencia de oxidación del mineral puesto que cuando las bacterias solubilizan a la pirita incrementaría la acidez en el circuito que es una condición de hábitat de las bacterias.

Tabla N° 5.1.-Balance Metalúrgico en el circuito de flotación bulk y separación en caliente AsPy-Py

Cabeza	TMS	Au gr/Ton	Ag gr/Ton	%As	RECUPERACION		
					%Au	%Ag	%As
Enero	5633	3.63	108.66	1.93			
Febrero	5894	3.65	112.78	1.94			
Bulk	TMS	Au gr/Ton	Ag gr/Ton	%As	%Au	%Ag	%As
Enero	960	17.78	70.47	10.14	83.57	11.06	89.75
Febrero	1097	16.89	79.02	9.74	86.24	13.04	93.46
Py	TMS	Au gr/Ton	Ag gr/Ton	%As	%Au	%Ag	%As
Enero	633	5.64	37.82	2.78	17.48	3.91	16.25
Febrero	663	4.27	38.66	2.13	13.19	3.86	12.38
Aspy	TMS	Au gr/Ton	Ag gr/Ton	%As	%Au	%Ag	%As
Enero	327	41.30	133.69	24.40	66.09	7.14	73.51
Febrero	434	36.19	140.75	21.36	73.05	9.18	81.08
Relave	TMS	Au gr/Ton	Ag gr/Ton	%As	%Au	%Ag	%As
Enero	4422	0.47	7.03	0.28	10.26	5.08	11.24
Febrero	4512	0.42	6.73	0.13	8.82	4.57	5.29

Comentario: De acuerdo a la tabla N° 5.1 es notorio que de Enero a Febrero del 2012 se incrementó la recuperación de oro en el bulk de 83.57 a 86.24% y así se dio también en la separación de arsenopirita-pirita la recuperación del oro también subió de 66.09 a 73.05%, debido a esto bajaron los valores de recuperación de oro en relave de 0.47 a 0.42 gr/Ton, todo esto indica que la tendencia es a subir las recuperaciones de oro en el concentrado bulk AsPy-Py y en el concentrado de arsenopirita(producto de la separación Arsenopirita de la Pirita), como también bajar el grado de oro en el relave.

Tabla N° 5.2: Balance Metalúrgico de alimento (concentrado AsPy) al circuito de bioxidación

m ³ /h	Toneladas	Au gr/Ton	Ag gr/Ton	ALIMENTO AL CIRCUITO DE BIOXIDACION						gr de oro perdido a pirita
				ENERO 2011			Gramos de oro en AsPy			
				%Fe	%As	%S	BIOX	Espesador	total	
5	28.32	41.30	133.69	32.73	24.40	30.00	1169.62	58.27	1227.88	324.70
5.5	31.15	39.67	129.31	32.53	23.41	30.18	1235.90	0.00	1235.90	316.69
6	33.98	36.84	121.69	32.18	21.69	30.50	1251.87	0.00	1251.87	300.71
6.5	36.82	34.44	115.24	31.89	20.24	30.77	1267.84	0.00	1267.84	284.74
7	39.65	32.38	109.71	31.63	18.99	31.00	1283.81	0.00	1283.81	268.77
7.5	42.48	30.60	104.92	31.42	17.91	31.20	1299.79	0.00	1299.79	252.80
8	45.31	29.04	100.72	31.22	16.96	31.38	1315.76	0.00	1315.76	236.82
8.5	48.14	27.66	97.02	31.05	16.13	31.53	1331.73	0.00	1331.73	220.85
9	50.98	26.44	93.73	30.90	15.39	31.67	1347.70	0.00	1347.70	204.88
9.5	53.81	25.34	90.79	30.77	14.73	31.79	1363.68	0.00	1363.68	188.91

m ³ /h	Toneladas	Au gr/Ton	Ag gr/Ton	ALIMENTO AL CIRCUITO DE BIOXIDACION						gr de oro perdido a pirita
				FEBRERO 2011			Gramos de oro en AsPy			
				%Fe	%As	%S	BIOX	Espesador	total	
5	28.32	36.19	140.75	36.82	21.36	30.00	1025.04	401.84	1426.88	257.60
5.5	31.15	36.19	140.75	36.82	21.36	30.00	1127.54	299.34	1426.88	257.60
6	33.98	36.19	140.75	36.82	21.36	30.00	1230.05	196.83	1426.88	257.60
6.5	36.82	36.19	140.75	36.82	21.36	30.00	1332.55	94.33	1426.88	257.60
7	39.65	36.01	140.16	36.80	21.25	30.02	1427.85	0.00	1427.85	256.64
7.5	42.48	33.90	133.40	36.49	19.98	30.29	1439.95	0.00	1439.95	244.53
8	45.31	32.05	127.48	36.22	18.86	30.52	1452.05	0.00	1452.05	232.43
8.5	48.14	30.41	122.25	35.99	17.88	30.72	1464.15	0.00	1464.15	220.33
9	50.98	28.96	117.61	35.78	17.00	30.91	1476.25	0.00	1476.25	208.23
9.5	53.81	27.66	113.45	35.59	16.22	31.07	1488.35	0.00	1488.35	196.13

Comentario: De acuerdo a la tabla N° 5.2 del alimento de concentrado de arsenopirita al circuito de bioxidación los gramos de oro en el mes de Febrero aumentaron con respecto al mes anterior, esto es debido a que el grado de fierro, el concentrado de arsenopirita también aumentó y por esto se recuperó más oro (en gramos) en el circuito de flotación bulk arsenopirita-pirita y en el circuito de flotación en caliente de separación arsenopirita-pirita se mejoró, dando más énfasis a las variables encontradas en este circuito.

En el mes de Febrero se obtuvo una calidad de oro en el concentrado de AsPy que estaba en 30-35 gr/Ton valor que se esperaba obtener en el concentrado de AsPy debido la flotación de separación en caliente, que se alimenta luego al circuito de Bioxidación. Debido al control estricto de estos parámetros, la calidad de oro mencionado tendrá una recuperación que estará entre 90-92% de oro y un concentrado con las proporciones adecuadas de %Fe, %As y %S que es fundamental para alimentar a bioxidación.

5.2.- DISEÑO EXPERIMENTAL FACTORIAL CON DOS VARIABLES PARA SELECCIONAR LA VARIABLE

Al inicio de un proceso de optimización, cuando no se tiene un buen conocimiento del comportamiento y la influencia de las variables que afectan al proceso de flotación, es necesario efectuar la identificación de las variables significativas. En esta etapa los diseños de primer orden son los más recomendables y dentro de ellos se utilizó el diseño factorial simple el cual

consta de 5 pruebas, 4 puntos experimentales correspondientes a un cuadrado y un punto en el centro donde el objetivo es identificar las variables que verdaderamente aumentan la eficiencia de un proceso.

5.2.1.- OBJETIVO

Se determinó mediante pruebas de flotación a nivel de laboratorio la efectividad y significancia de 2 variables: pH y Temperatura de la pulpa del concentrado bulk AsPy-Py para mejorar la recuperación de Au en el circuito de flotación de separación en caliente AsPy-Py.

5.2.2. JUSTIFICACION

La recuperación de oro en la flotación de separación en caliente AsPy-Py en la planta concentradora constituye una parte importante además de una mejora económica para un concentrado de AsPy que va al siguiente circuito de bioxidación, por ello es necesario tener un buen control en el pH y la Temperatura.

5.2.3. DESARROLLO DE PRUEBAS

Se consideró para la prueba las 02 variables independientes para el estudio de su significancia y para determinar su influencia metalúrgica:

1. pH
2. Temperatura (°C)

Asimismo según el diseño factorial se deben realizar 4 pruebas y una prueba al centro.

$$\text{N}^\circ \text{ Pruebas} = 2^n, n = 2$$

$$\text{N}^\circ \text{ Pruebas} = 4$$

Plantilla Codificada:

Se considera la siguiente plantilla codificada para las pruebas

Tabla N° 5.3: Plantilla codificada con dos variables

PRUEBAS	X1	X2
1	-	-
2	+	-
3	-	+
4	+	+
5	0	0

Rangos de variables:

El rango utilizado de las variables fue:

Tabla N° 5.4.-Rango de las dos variables

VARIABLES	MINIMO	CENTRO	MAXIMO
pH	11.50	11.75	12.00
T °C	55.00	60.00	65.00

El esquema final para las pruebas fue:

Tabla N° 5.5.-Plantilla para las pruebas con dos variables

PRUEBAS	X1	X2	pH	Temperatura (°C)
1	-	-	11.50	55.00
2	+	-	12.00	55.00
3	-	+	11.50	65.00
4	+	+	12.00	65.00
5	0	0	11.75	60.00

Datos adicionales

Para la prueba se tuvo las siguientes consideraciones:

Muestra cabeza de la prueba : Espumas del circuito bulk AsPy-Py

Extracción de espumas : 4min.

Consumo de reactivos : $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ (10%) = 0.085 Kg/Ton

Z-6 (1%) = 0.204 Kg/Ton

MIBC = 0.085 Kg/Ton

5.2.4. RESULTADOS

5.2.4.1.- Análisis de la regresión:

El resumen de los resultados de las pruebas metalúrgicas se detalla a continuación en los balances metalúrgicos.

En flotación es importante no solo recuperación, también el grado de concentrado que se alcanza y siempre ligado a la ley de cabeza de mineral, es por eso que se utiliza para tener un mejor análisis de las pruebas de flotación el FACTOR METALÚRGICO.

$$FACTOR METALURGICO = \frac{\text{Grado de concentrado} \times \text{Recuperación}}{\text{Ley de cabeza}}$$

Pruebas de flotación: Variables pH y TEMPERATURA

Tabla N°5.6.-Resultado de la prueba de flotación N°1

PRUEBA N° 1						
PRODUCTOS	Tiempo de flotacion(min)	PESO (gr)	Ley (Au) gr/Ton	Contenido Metalico (gr)	Recuperacion (%)	Factor Metalurgico
Concentrado AsPy	4	483.94	26.75	129.45	81.87	154.1
Relave(Conc.Py)		628.66	4.56	28.67		
Cabeza Calculada		1112.60	14.21	158.12		

Tabla N°5.7.-Resultado de la prueba de flotación N°2

PRUEBA N° 2						
PRODUCTOS	Tiempo de flotacion(min)	PESO (gr)	Ley (Au) gr/Ton	Contenido Metalico (gr)	Recuperacion (%)	Factor Metalurgico
Concentrado AsPy	4	376.78	34.87	131.38	86.51	201.2
Relave(Conc.Py)		636.04	3.22	20.48		
Cabeza Calculada		1012.82	14.99	151.86		

Tabla N° 5.8.- Resultado de la Prueba de flotación N°3

PRUEBA N° 3						
PRODUCTOS	Tiempo de flotación(min)	PESO (gr)	Ley Au gr/Ton	Contenido Metálico (gr)	Recuperación (%)	Factor Metalúrgico
Concentrado AsPy	4	427.15	39.34	168.04	90.56	227.6
Relave(Conc.Py)		758.11	2.31	17.51		
Cabeza Calculada		1185.26	15.66	185.55		

Tabla N° 5.9.- Resultado de la Prueba de flotación N°4

PRUEBA N° 4						
PRODUCTOS	Tiempo de flotación(min)	PESO (gr)	Ley Au gr/Ton	Contenido Metálico (gr)	Recuperación (%)	Factor Metalúrgico
Concentrado AsPy	4	358.13	41.32	147.98	93.68	270.4
Relave(Conc.Py)		745.41	1.34	9.99		
Cabeza Calculada		1103.54	14.31	157.97		

Tabla N° 5.10.- Resultado de la Prueba de flotación N°5

PRUEBA N° 5						
PRODUCTOS	Tiempo de flotación(min)	PESO (gr)	Ley Au gr/Ton	Contenido Metálico (gr)	Recuperación (%)	Factor Metalúrgico
Concentrado AsPy	4	408.93	40.23	164.51	90.60	221.9
Relave(Conc.Py)		696.29	2.45	17.06		
Cabeza Calculada		1105.22	16.43	181.57		

Tabla N°5.11.- Resumen de las 5 pruebas de flotación con diseño factorial

PRUEBAS	Recuperación Au (%)	Factor Metalúrgico de Au
1	81.87	154.10
2	86.51	201.20
3	90.56	227.60
4	93.68	270.40
5	90.60	221.90

Tabla N°5.12.- Plantilla con las variables codificadas para hacer la regresión

	Y	Y	X1	X2
PRUEBAS	Recuperación Au	Factor Metalúrgico Au	X1	X2
1	81.87	154.1	-1	-1
2	86.51	201.2	1	-1
3	90.56	227.6	-1	1
4	93.68	270.4	1	1
5	90.60	221.9	0	0

5.2.4.2. EVALUACION DEL T – STUDENT

Tabla N° 5.13.-Resultados de T- student de las regresiones con recuperación del Au

Recuperación de Au		
Resultado de la regresión		
Constante	88.6455765	
Error típico de est Y	1.64047359	
R cuadrado	0.93536657	
N° de observaciones	5	
Grados de libertad	2	
	X1=pH	X2=Temperatura (°C)
Coficien.X	1.93960721	3.96370213
Error típico del coef.	0.8202368	0.8202368
	t-student =	2.36469179
		4.83238761

Tabla N° 5.14.-Resultados de T- student de las regresiones de factor metalúrgico del Au

Factor Metalurgico Au		
Resultado de la regresión		
Constante	215.028883	
Error típico de est Y	5.61614749	
R cuadrado	0.99120735	
N° de observaciones	5	
Grados de libertad	2	
	X1= pH	X2=Temperatura (°C)
Coficien.X	22.4807896	35.6714185
Error típico del coef.	2.80807374	2.80807374
	t-student =	8.00576895
		12.703163

Efectuada la regresión de la matriz de variables respecto de las cinco respuestas elegidas se tiene las siguientes correlaciones según la respuesta:

Tabla N° 5.15.-Correlación de la recuperación y factor metalúrgico del oro

FUNCION RESPUESTA	CORRELACION
Recuperación total Au	0.94
Factor Metalúrgico Au	0.99

5.2.4.3. Resumen de las regresiones realizadas con recuperación total y factor metalúrgico del Au

Tabla N° 5.16.-Resumen de T-student de las variables de pH y temperatura

FUNCION RESPUESTA	T - STUDENT pH	T - STUDENT Temperatura(°C)
Recuperación total Au	+ 2.365	+4.832
Factor Metalúrgico Au	+ 8.006	+ 12.703

La realización de los análisis estadísticos se efectuaron por intermedio de computador mediante las regresiones lineales y a través de t-student se determinó la importancia de las variables así mismo si son inversamente proporcionales o si son directamente proporcionales de acuerdo con el signo (+,-) que tenga frente al t-student.

Se interpreta de acuerdo al resumen de las regresiones realizadas con recuperación total y factor metalúrgico del Au:

- **pH**

Es muy importante para la recuperación total del oro (+2.365) y como resultado a esto influye en el factor metalúrgico del oro (+8.006) en el concentrado de arsenopirita.

- **Temperatura**

En el circuito de flotación de separación en caliente arsenopirita de la pirita, influye positivamente en la recuperación total del oro (+4.832) y a la vez también repercute con efectos positivos para el factor metalúrgico del oro (+12.703).

5.3.- DISEÑO HEXAGONAL PARA OPTIMIZAR LA RECUPERACION DE ORO

Para confirmar los resultados de las pruebas, lo más recomendable es aplicar el diseño hexagonal un modelo matemático cuadrático y sirve para estudiar las interacciones de dos variables, y se emplea cuando ya está llegando

finalmente a los estudios de las variables más importantes que afecta a la recuperación. Este diseño está basado en los vértices de un hexágono inscrito en una circunferencia de radio 1, el cual se muestra gráficamente en la figura 5.2:

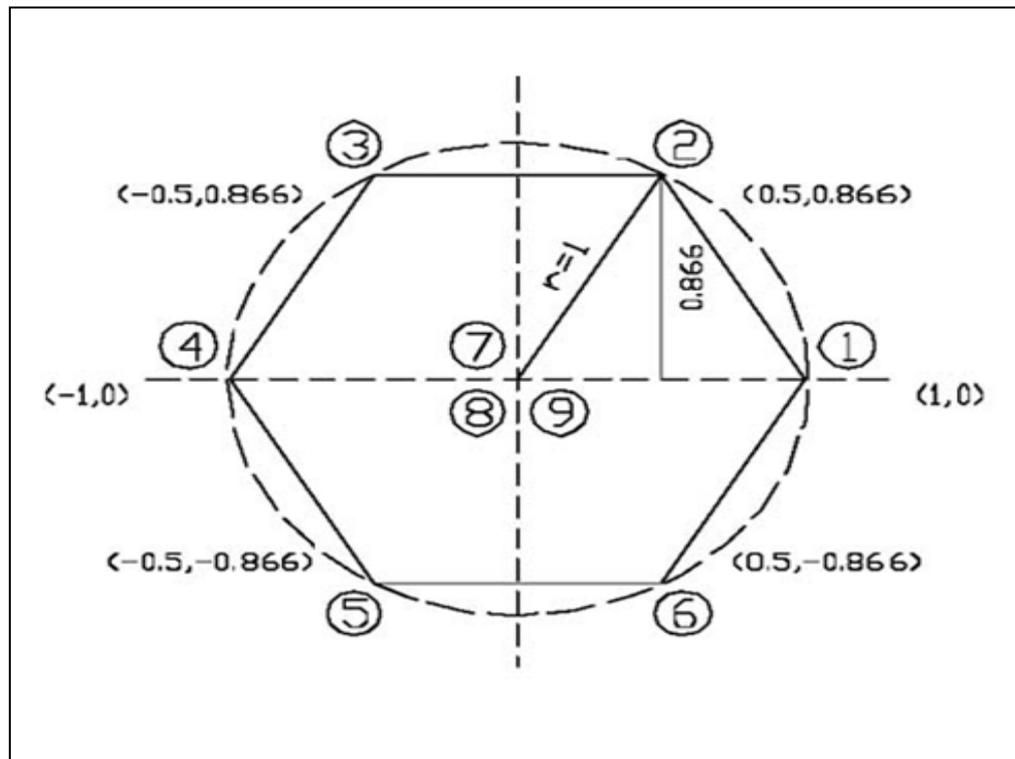


Figura N°5.2.- Representación gráfica del diseño Hexagonal

5.3.1.-OBJETIVO

El objetivo del presente trabajo es optimizar la recuperación de Au, manejando las variables encontradas debido a las pruebas con diseño factorial, las cuales son:

- pH en la pulpa acondicionada.
- Temperatura de la pulpa.

5.3.2.-JUSTIFICACION

Los niveles óptimos de pH y temperatura de la pulpa en la flotación de separación de AsPy-Py, para obtener una máxima recuperación de oro, cuya cabeza ensayada fue:

Tabla 5.17.-Leyes ensayadas de la cabeza de flotación de separación en caliente

%Fe	%As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton
33.58	9.79	76.16	17.30

Los valores obtenidos para nuestras variables corresponden a los límites del rango investigado, ya que como sabemos una máxima temperatura de la pulpa originará una recuperación adecuada de oro como producto para que sea tratado en el circuito de biooxidación presente en la muestra que se flota y un pH dado será favorable para soltar las espumas y facilitar su evacuación, también ayudará a mejorar el grado del concentrado.

5.3.3. DETALLE DEL TRABAJO

Para lograr el objetivo del presente trabajo se empleó un DISEÑO HEXAGONAL, en el cual las variables independientes fueron:

- pH en la pulpa acondicionada.
- Temperatura de la pulpa

Tabla N° 5.18.- Parámetros de las variables en el diseño Hexágonal

VARIABLES	NIVELES		Zj0	DZj
	INFERIOR	SUPERIOR		
pH de la pulpa (Z ₁)	11.5	12	11.75	0.25
Temperatura de la pulpa (Z ₂)	55	65	60	5

En el cuadro se indican los rangos o niveles en los que se planteó el presente trabajo.

La respuesta a estudiar u optimizar mediante el modelo matemático a obtener es:

- Recuperación de Au = f (Z₁, Z₂)
- Codificando las variables Z₁ , Z₂ :

Recuperación de Au = f (X₁, X₂)

La estructura del modelo matemático a obtener es :

$$\text{Recp. Au} = A_0 + A_1 * Z_1 + A_2 * Z_2 + A_{12} * Z_1 * Z_2 + A_{11} * Z_1^2 + A_{22} * Z_2^2$$

Este diseño Hexagonal requirió la realización de 9 pruebas, entre los distintos niveles de las variables de estudio.

Los valores que toman las variables se obtienen al utilizar las siguientes expresiones:

Tabla N° 5.19.- Formulas para los valores que toman las variables

$$Z_j = Z_{j0} + X_j * DZ_j$$

$$Z_j = \frac{Z_{jmax} + Z_{jmin}}{2}$$

$$DZ_j = \frac{Z_{jmax} - Z_{jmin}}{2}$$

Tabla N° 5.20.-Obtención de las variables naturales

N° PRUEBA	VARIABLES CODIFICADAS		VARIABLES NATURALES	
	X1	X2	Z ₁ (pH)	Z ₂ (°C)
1	1.000	0.000	12.000	60.000
2	0.500	0.866	11.875	64.330
3	-0.500	0.866	11.625	64.330
4	-1.000	0.000	11.500	60.000
5	-0.500	-0.866	11.625	55.670
6	0.500	-0.866	11.875	55.670
7	0.000	0.000	11.750	60.000
8	0.000	0.000	11.750	60.000
9	0.000	0.000	11.750	60.000

X1, X2: VARIABLES CODIFICADAS Z₁: UNIDADES DE pH

Z₁, Z₂: VARIABLES NATURALES Z₂: °C

Como la muestra corresponde al concentrado Bulk AsPy-Py y las pruebas a nivel de laboratorio se llevaron a cabo con una solución de CuSO₄.5H₂O al 10%, Z-6 1%, MIBC puro y se empleo 1kg de muestra de concentrado bulk AsPy-Py para las pruebas de flotación,

Tabla N° 5.21.- Relación de pruebas realizadas a pH y temperatura para cada prueba experimental

N° DE PRUEBA	pH de la pulpa acondicionada	Temperatura de la pulpa (°c)
1	12.000	60.00
2	11.875	64.33
3	11.625	64.33
4	11.500	60.00
5	11.625	55.67
6	11.875	55.67
7	11.750	60.00
8	11.750	60.00
9	11.750	60.00

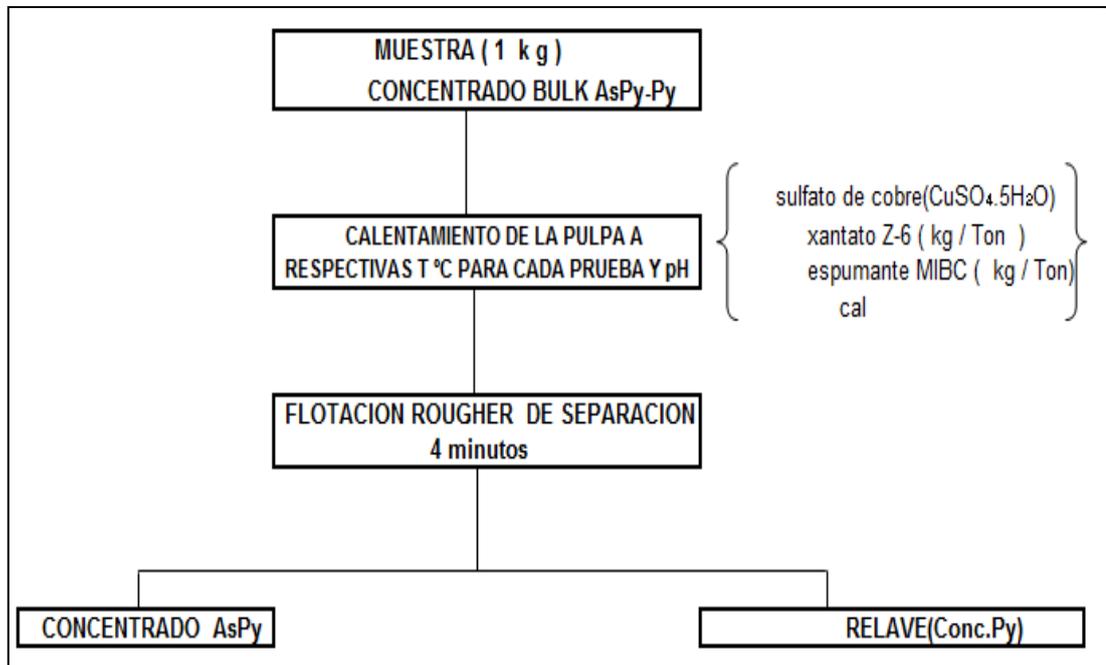


Figura N°5.3.- Pruebas de diseño hexagonal

Las pruebas de flotación de separación en caliente requirieron de los siguientes aspectos.

Equipos

- ✓ Máquina de flotación DENVER de laboratorio (celda de 2 lt).
- ✓ Termómetro para medir la temperatura de la pulpa para cada prueba.
- ✓ Calentador eléctrico.

Materiales

- ✓ 1kg de muestra proveniente del concentrado bulk AsPy-Py.

Condiciones

- ✓ Velocidad de agitación de la máquina de flotación es 1800 RPM
- ✓ Sp-Gr mineral 4.02 y densidad de pulpa 1870 gr/lt

- ✓ Volumen de pulpa en la celda utilizada hasta 2250 cc
- ✓ pH del agua recuperada debido a la filtración de la pulpa del concentrado bulk AsPy-Py de 8.5
- ✓ Temperatura según la prueba en grados centígrado

Ecuación del Diseño Hexagonal:

$$Y = A_0 + A_1 * pH + A_2 * (°C) + A_{12} * pH * (°C) + A_{11} * pH^2 + A_{22} * (°C)^2$$

Cálculo correspondiente a los niveles óptimo a:

$$\begin{aligned} X1 &= \text{pH} \\ X2 &= \text{°C} \end{aligned}$$

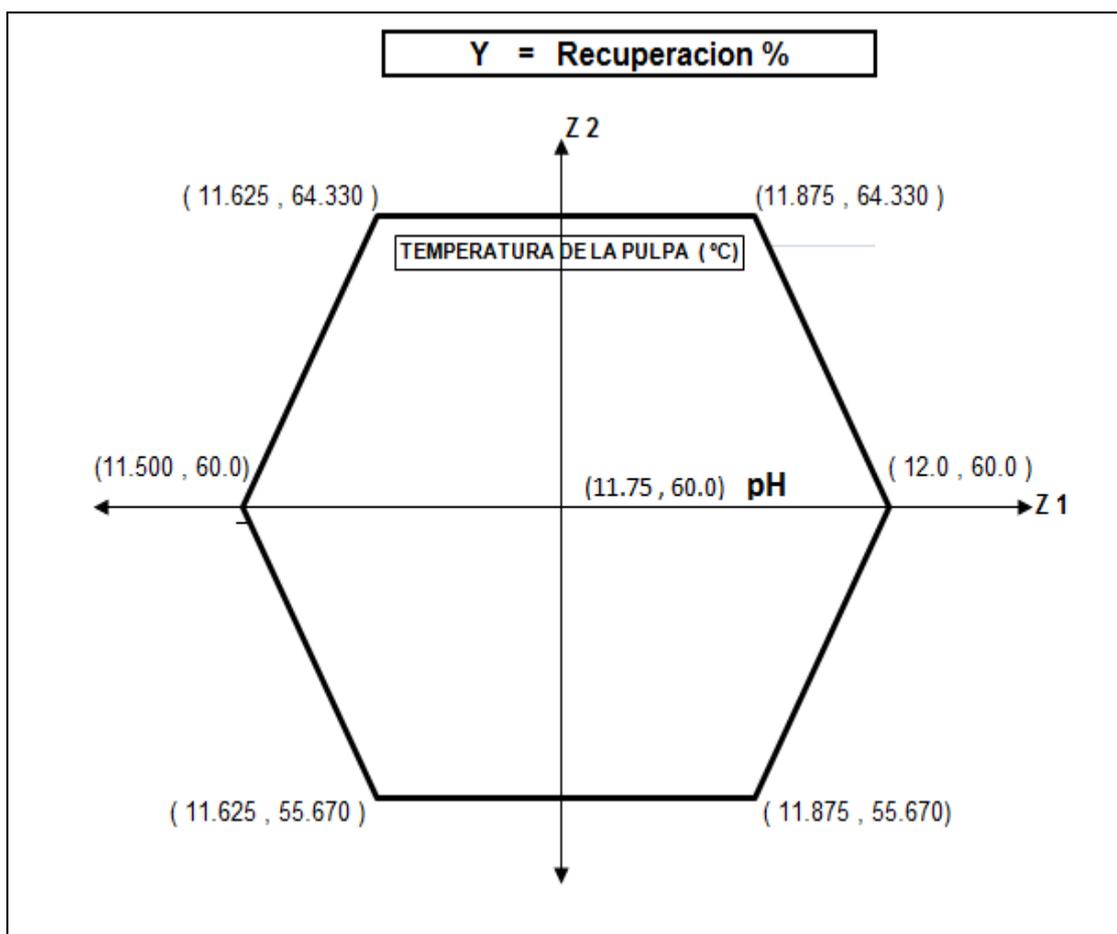


Figura N°5.4.- Esquema del diseño Hexágono

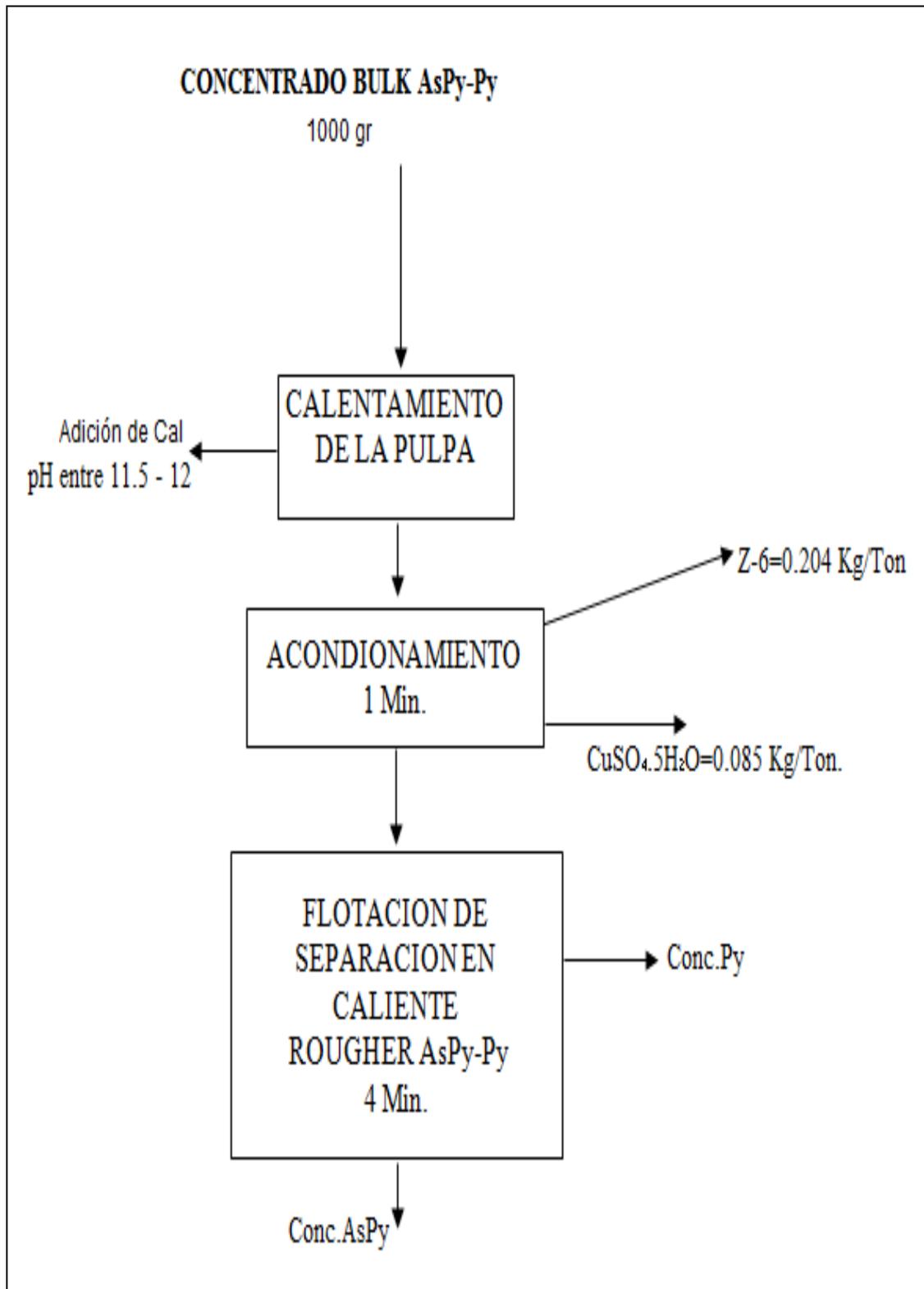


Figura N°5.5.- Prueba estándar de flotación en caliente de arsenopirita de la pirita

BALANCES METALURGICOS

Tabla N° 5.22 : Prueba de Separacion en caliente N°1

ACOND. : 1 Min. Flot. Sep. : 4 Min.		Muestra : CONCENTRADO DEL CIRCUITO BULK AsPy-Py pH=12.000 ; CuSO4.5H2O(10%) = 0.085 kg/Ton = 1 cc. ; Z-6(10%) = 0.204 kg/Ton = 2 cc. ; T = 60.000° C MIBC=0.085 kg/Ton = 0.9cc													
Productos	Wt	%Wt	ENSAYES QUIMICOS				CONTENIDO METALICO FINO				DISTRIBUCION %				
			% Fe	% As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	
Conc.AsPy	408.93	37.00	36.22	24.39	116.12	40.23	13.40	9.03	42.96	1488.5	39.47	92.26	69.00	90.60	
Conc.Py(Rlve)	696.29	63.00	32.62	1.20	30.63	2.45	20.55	0.76	19.30	154.4	60.53	7.74	31.00	9.40	
Cab.Calculada	1105.22	100.00	33.95	9.78	62.26	16.43	33.95	9.78	62.26	1642.9	100.00	100.00	100.00	100.00	
Cab.Ensayada	1000	100.00	39.19	8.63	74.01	15.68									

Tabla N° 5.23 : Prueba de Separacion en caliente N°2

ACOND. : 1 Min. Flot. Sep. : 4 Min.		Muestra : CONCENTRADO DEL CIRCUITO BULK AsPy-Py pH=11.750 ; CuSO4.5H2O(10%) = 0.085 kg/Ton = 1 cc. ; Z-6(10%)=0.204 kg/Ton = 2cc. ; T=64.330° C MIBC=0.085 kg/Ton = 0.9cc													
Productos	Wt	%Wt	ENSAYES QUIMICOS				CONTENIDO METALICO FINO				DISTRIBUCION %				
			% Fe	% As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	
Conc.AsPy	635.41	58.00	35.52	23.87	137.74	38.60	20.60	13.85	79.89	2239.0	59.62	95.90	84.39	92.98	
Conc.Py(Rlve)	460.13	42.00	33.21	1.41	35.18	4.02	13.95	0.59	14.78	169.0	40.38	4.10	15.61	7.02	
Cab.Calculada	1095.54	100.00	34.55	14.44	94.67	24.08	34.55	14.44	94.67	2408.0	100.00	100.00	100.00	100.00	
Cab.Ensayada	1000	100.00	36.79	10.40	83.62	17.50									

Tabla N° 5.24 : Prueba de Separacion en caliente N°3

ACOND. : 1 Min.		Muestra : CONCENTRADO DEL CIRCUITO BULK AsPy-Py												
Flot. Sep. : 4 Min.		pH=11.250 ; CuSO ₄ .5H ₂ O(10%) = 0.085 kg/Ton = 1 cc. ; Z-6(10%)=0.204 kg/Ton = 2cc. ; T=64.330 °C. MIBC=0.085 kg/Ton = 0.9cc												
Productos	Wt	%Wt	ENSAYES QUIMICOS				CONTENIDO METALICO FINO				DISTRIBUCION %			
			% Fe	% As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO
Conc.AsPy	427.15	39.00	36.14	18.03	117.18	36.56	14.09	7.03	45.70	1425.8	45.41	92.26	69.19	91.01
Conc.Py(Rlve)	668.1	61.00	27.78	0.97	33.36	2.31	16.95	0.59	20.35	140.9	54.59	7.74	30.81	8.99
Cab.Calculada	1095.25	100.00	31.04	7.62	66.05	15.67	31.04	7.62	66.05	1566.8	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ensayada	1000	100.00	37.48	8.33	72.94	15.34								

Tabla N° 5.25 : Prueba de Separacion en caliente N°4

ACOND. : 1 Min.		Muestra : CONCENTRADO DEL CIRCUITO BULK AsPy-Py												
Flot. Sep. : 4 Min.		pH=11.000 ; CuSO ₄ .5H ₂ O(10%) = 0.085 kg/Ton = 1 cc. ; Z-6(10%)=0.204 kg/Ton = 2cc. ; T = 60.000° C. MIBC=0.085 kg/Ton = 0.9cc												
Productos	Wt	%Wt	ENSAYES QUIMICOS				CONTENIDO METALICO FINO				DISTRIBUCION %			
			% Fe	% As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO
Conc.AsPy	516.81	48.00	36.13	18.5	106.49	35.65	17.34	8.88	51.12	1711.2	50.45	87.45	72.68	90.24
Conc.Py(Rlve)	559.87	52.00	32.75	2.45	36.95	3.56	17.03	1.27	19.21	185.1	49.55	12.55	27.32	9.76
Cab.Calculada	1076.68	100.00	34.37	10.15	70.33	18.96	34.37	10.15	70.33	1896.3	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ensayada	1000	100.00	36.75	8.38	68.86	15.34								

Tabla N° 5.26 : Prueba de Separacion en caliente N°5

ACOND. : 1 Min.		Muestra : CONCENTRADO DEL CIRCUITO BULK AsPy-Py												
Flot. Sep. : 4 Min.		pH=11.250 ; CuSO ₄ .5H ₂ O(10%) = 0.085 kg/Ton = 1 cc. ; Z-6(10%)=0.204 kg/Ton = 2cc. ; T = 55.670°C.												
		MIBC=0.085 kg/Ton = 0.9cc												
Productos	Wt	%Wt	ENSAYES QUIMICOS				CONTENIDO METALICO FINO				DISTRIBUCION %			
			% Fe	% As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO
Conc.AsPy	493.944	44.00	37.26	22.06	137.43	32.75	16.39	9.71	60.47	1441.1	48.34	93.85	75.91	85.03
Conc.Py(Rlve)	628.656	56.00	31.28	1.14	34.26	4.53	17.52	0.64	19.19	253.7	51.66	6.15	24.09	14.97
Cab.Calculada	1122.6	100.00	33.91	10.34	79.65	16.95	33.91	10.34	79.65	1694.8	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ensayada	1000	100.00	35.37	6.68	71.50	16.86								

Tabla N° 5.27 : Prueba de Separacion en caliente N°6

ACOND. : 1 Min.		Muestra : CONCENTRADO DEL CIRCUITO BULK AsPy-Py												
Flot. Sep. : 4 Min.		pH=11.750 ; CuSO ₄ .5H ₂ O(10%) = 0.085 kg/Ton = 1 cc. ; Z-6(10%)=0.204 kg/Ton = 2cc. ; T = 55.670 °C												
		MIBC=0.085 kg/Ton = 0.9cc												
Productos	Wt	%Wt	ENSAYES QUIMICOS				CONTENIDO METALICO FINO				DISTRIBUCION %			
			% Fe	% As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO
Conc.AsPy	326.778	29.00	34.65	20.54	147.43	34.22	10.05	5.96	42.75	992.4	30.34	89.86	65.11	84.01
Conc.Py(Rlve)	800.042	71.00	32.50	0.95	32.27	2.66	23.08	0.67	22.91	188.8	69.66	10.14	34.89	15.99
Cab.Calculada	1126.82	100.00	33.13	6.63	65.67	11.81	33.13	6.63	65.67	1181.2	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ensayada	1000	100.00	35.64	6.96	62.63	11.90								

Tabla N° 5.28 : Prueba de Separacion en caliente N°7

ACOND. : 1 Min.			Muestra : CONCENTRADO DEL CIRCUITO BULK AsP_g-P_g											
Flot. Sep. : 4 Min.			pH=11.500 ; CuSO₄.5H₂O(10%) = 0.085 kg/Ton = 1 cc. ; Z-6(10%)=0.204 kg/Ton = 2cc. ; T = 60.000°C.											
			MIBC=0.085 kg/TM = 0.9cc											
Productos	Vt	%Vt	ENSAYES QUIMICOS				CONTENIDO METALICO FINO				DISTRIBUCION %			
			% Fe	% As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO
Conc.AsP _g	413.36	37.00	35.43	25.12	175.57	44.89	13.11	9.29	64.96	1660.9	37.46	92.92	72.98	89.88
Conc.P _g (Rlve)	703.84	63.00	34.74	1.12	38.18	2.97	21.88	0.71	24.05	187.1	62.54	7.08	27.02	10.12
Cab.Calculada	1117.2	100.00	34.99	10.00	89.01	18.48	34.99	10.00	89.01	1848.0	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ensayada	1000	100.00	30.51	7.35	69.36	17.19								

Tabla N° 5.29 : Prueba de Separacion en caliente N°8

ACOND. : 1 Min.			Muestra : CONCENTRADO DEL CIRCUITO BULK AsP_g-P_g											
Flot. Sep. : 4 Min.			pH=11.500 ; CuSO₄.5H₂O (10%) = 0.085 kg/Ton = 1 cc. ; Z-6(10%)=0.204 kg/Ton = 2cc. ; T = 60.000 °C.											
			MIBC=0.085 kg/Ton = 0.9cc											
Productos	Vt	%Vt	ENSAYES QUIMICOS				CONTENIDO METALICO FINO				DISTRIBUCION %			
			% Fe	% As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO
Conc.AsP _g	374.23	33.00	37.06	26.02	120.64	47.14	12.23	8.59	39.81	1555.6	35.41	80.49	55.86	90.84
Conc.P _g (Rlve)	759.79	67.00	33.29	3.11	46.95	2.34	22.30	2.08	31.45	156.8	64.59	19.51	44.14	9.16
Cab.Calculada	1134	100.00	34.53	10.67	71.26	17.12	34.53	10.67	71.26	1712.4	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ensayada	1000	100.00	36.75	8.38	68.86	15.34								

Tabla N° 5.30 : Prueba de Separacion en caliente N°9

ACOND. : 1 Min.			Muestra : CONCENTRADO DEL CIRCUITO BULK AsP_g-P_g											
Flot. Sep. : 4 Min.			pH=11.500 ; CuSO₄.5H₂O(10%) = 0.085 kg/Ton = 1 cc. ; Z-6(10%)=0.204 kg/Ton = 2cc. ; T = 60.000 °C.											
			MIBC=0.085 kg/Ton = 0.9cc											
Productos	Vt	%Vt	ENSAYES QUIMICOS				CONTENIDO METALICO FINO				DISTRIBUCION %			
			% Fe	% As	Ag gr/Ton	Au gr/Ton	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO	FIERRO	ARSENICO	PLATA	ORO
Conc.AsP _g	360.64	32.00	33.75	22.13	170.41	45.56	10.80	7.08	54.53	1457.9	34.06	84.02	63.00	90.16
Conc.P _g (Rlve)	766.36	68.00	30.75	1.98	47.09	2.34	20.91	1.35	32.02	159.1	65.94	15.98	37.00	9.84
Cab.Calculada	1127	100.00	31.71	8.43	86.55	16.17	31.71	8.43	86.55	1617.0	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ensayada	1000	100.00	33.80	8.17	84.09	16.81								

Tabla N°5.31.- Parámetros de las variables naturales del diseño hexagonal

VARIABLES		NIVELES	UNIDADES
X1	pH	11.5 - 12	---
X2	Temperatura °C	55-65	°C

Tabla N°5.32.- Plantilla del diseño Hexagonal para las variables naturales

PRUEBA N°	VARIABLES NATURALES					Rec.Au Y(obs)	Rec.Au Y(est)
	X1	X2	X1 ²	X2 ²	X1*X2		
1	12.00	60.00	144.00	3600.00	720.00	90.60	90.70
2	11.88	64.33	141.02	4138.35	763.92	92.98	92.88
3	11.63	64.33	135.14	4138.35	747.84	91.01	91.10
4	11.50	60.00	132.25	3600.00	690.00	90.24	90.14
5	11.63	55.67	135.14	3099.15	647.16	85.03	85.13
6	11.88	55.67	141.02	3099.15	661.08	84.01	83.91
7	11.75	60.00	138.06	3600.00	705.00	89.88	90.29
8	11.75	60.00	138.06	3600.00	705.00	90.84	90.29
9	11.75	60.00	138.06	3600.00	705.00	90.16	90.29

El resultado de la regresión es

RECUPERACION DE ORO :

Constante	887.689
Error típico de est Y	0.430
R cuadrado	0.992
Nº de observaciones	9
Grados de libertad	3

	X1	X2	X1 ²	X2 ²	X1X2
Coefficientes X	-130.147	-2.176	2.052	-0.110	1.384
Error típico del coef	149.469	5.032	6.279	0.016	0.397

Y (obs): Y observado.

Y (est): Y estimado.

Tabla N° 5.33.-Análisis estadístico del modelo matemático obtenido

ANALISIS ESTADISTICO DEL MODELO MATEMATICO OBTENIDO	
ERROR TOTAL=ERROR EXPERIMENTAL+ERROR DEL MODELO	
	[Y(obs)-Y(est)] ²
	0.01
	0.01
	0.01
	0.01
	0.01
	0.01
	0.17
	0.30
	0.02
SUMA(SSR)	0.5544
	[Y(obs)-Y(prom)] ²
	1.41
	12.71
	2.52
	0.67
	19.22
	29.21
	0.21
	2.04
	0.55
SUMA(SST)	68.54516
Y(prom)	89.42

Del análisis de la regresión para recuperación de oro, reemplazando cada fila en la ecuación de coeficientes se obtiene un resultado Y_{estimado} que es el valor

esperado de acuerdo al modelo el mismo que se debe comparar respecto del resultado logrado experimentalmente $Y_{obs.}$, y este observado respecto de su promedio $Y_{promedio}$, entonces el $F_{calculado}$ debe ser igual a :

$$F_{calculado} = \frac{\frac{SSM}{GL1}}{\frac{SSR}{GL2}}$$

De la tabla N° 5.33 se obtiene lo siguiente:

$$SST = S(Y_{obs.} - Y_{promedio})^2$$

$$SST = 68.54516$$

$$SSR = S(Y_{obs.} - Y_{estimado})^2$$

$$SSR = 0.5544$$

Donde:

$$SSM = SST - SSR$$

$$SSM = 67.99075$$

GL1 = Grados de libertad del modelo: 5 (número de pruebas menos 1 y menos los grados de libertad de la regresión).

GL2 = Grados de libertad residual: 3 (de la regresión)

Entonces el $F_{calculado} = 73.58214$ que es mucho mayor que el F_{tabla} para 5,3 grados de libertad al 95% =9.01

- ✓ Cálculo del F de falta de ajuste

No es suficiente que haya correlación en la regresión, también debe ser comprobado que los puntos no están muy alejados de la gráfica, si estuvieran dispersos se diría que **hay falta de ajuste**. Para que no exista esta falta será necesario y suficiente que F_{ajuste} sea menor que el F_{tabla} .

$$F_{ajuste} = \frac{\frac{SSF}{GL1}}{\frac{SSE}{GL2}}$$

De la tabla N° 5.33 se obtiene lo siguiente:

$$SSR = S(Y_{obs.} - Y_{estimado})^2$$

$$SSR = 0.5544$$

SSE = igual que SSR pero de las pruebas al centro

$$SSE = 0.50$$

Donde:

$$SSF = SSR - SSE$$

$$SSF = 0.0544$$

GL1 = Grados de libertad de SSR(6) menos grados de libertad de SSE(1)

$$GL1 = 5$$

GL2 = Grados de libertad de SSE, números de pruebas al centro menos 1

$$GL2 = 2$$

Entonces el $F_{ajuste} = 0.04352$ que es mucho menor que el $F_{tabla} = 19.30$ para 5,2 grados de libertad al 95%

Con el análisis anterior queda demostrada la consistencia estadística del estudio

Porque:

$$F_{\text{regresion}} > F_{\text{tabla}(5,3)}$$

$$F_{\text{ajuste}} < F_{\text{tabla}(5,2)}$$

✓ Cálculo de máxima respuesta.

Tabla N° 5.34.- Modelo matemático para el diseño hexagonal propuesto en escala real

	A₀	X₁	X₂	X₁²	X₂²	X₁*X₂
Coeficientes X	887,689	-130,147	-2.176	2,052	-0,110	1,384

$$Y = 887.689 - 130.147*X_1 - 2.176*X_2 + 2.052*X_1^2 - 0.110*X_2^2 + 1.384*X_1*X_2$$

Aplicando el concepto de derivadas parciales y resolviendo simultáneamente:

$$\frac{dy}{dx_1} = -130.147 + 4.104X_1 + 1.384X_2 = 0$$

$$\frac{dy}{dx_2} = -2.176 - 0.220X_2 + 1.384X_1 = 0$$

Los valores de pH = X₁ = 11.27, Temperatura (°C) = X₂ = 60.81, otorgan una máxima recuperación de oro en el concentrado de arsenopirita producto de la flotación de separación en caliente de Y = 90.31%.

CONCLUSIONES

- 1.- El reactivo M-92 estudiado influye en la flotabilidad de las especies sulfuradas que contienen oro en el circuito de flotación bulk AsPy-Py, debido a que en este circuito si se pierde los valores de Au que se van al relave es perjudicial de manera económica que de acuerdo a los resultados en planta se nota el cambio a partir de Nov.11, en donde la recuperación de Au aumenta en 85.53 %, que de Ene-11 hasta Oct-11 en promedio fue de 73.46%

- 2.- Se realizaron pruebas en la planta concentradora a nivel industrial como se muestra en las tablas N°: 4.7, 4.8 y 4.9 que eran los controles de reporte diario de la flotación de separación en caliente AsPy-Py que corresponde a los meses de Dic. 2011, Ene.2012, Feb.2012, debido a estas pruebas es donde se diseñan las pruebas metalúrgicas a nivel laboratorio de diseño experimental factorial y hexagonal para optimizar el proceso de recuperación de oro en el circuito de flotación de separación en caliente AsPy-Py.

- 3.- De los resultados de las pruebas de flotación aplicando diseño factorial con el fin de seleccionar las variables de pH y temperatura, las cuales estas tienen significancia frente a resultados de la calidad y recuperación de Au del concentrado AsPy producto de la flotación de separación en caliente. Ya que este efecto resultó que se puede recuperar el Au hasta en 90.31 % , sin descuidar el grado de oro que también aumentó de 15.70 gr/Ton a 30.78 gr/Ton
- 4.- Según la prueba de diseño Hexagonal para optimizar la recuperación del oro según las 2 variables obtenidas debido al diseño factorial, en el circuito de flotación en caliente de separación arsenopirita-pirita se aumenta la recuperación a 90.31%, en el circuito de flotación bulk se llega según los datos anteriores a 80-85%, esto indica que debido a estos dos análisis de diseños experimentales se está mejorando la calidad y recuperación del oro y el tipo de concentrado en relación de arsenopirita/pirita que se alimenta al circuito de biooxidación.
- 5.- El concentrado de arsenopirita tiene que estar entre 30-35 gr/Ton de oro y así se obtiene una recuperación entre 90-92%, el oro en el concentrado de pirita debería bajar alrededor de 2 – 3 gr/Ton para obtener un concentrado de arsenopirita con un grado de fierro entre 35-36% y así tener la relación de $\frac{\text{Arsenopirita (30\%)}}{\text{pirita(70\%)}}$ requerido para alimentar al circuito de biooxidación.

- 6.- El factor metalúrgico es una relación que integra el % de Recuperación del metal en el concentrado respecto al contenido metálico en el mineral de cabeza, el grado del concentrado obtenido y la ley de cabeza del mineral tratado. Por ello es un excelente indicador de la performance metalúrgica del proceso de concentración de minerales y se utiliza para la comparación de los resultados obtenidos para las diferentes alternativas en este trabajo.

- 7.- El grado óptimo y la recuperación del concentrado AsPy aún están en desarrollo y los posibles beneficios adicionales todavía pueden ser alcanzados.

- 8.- La temperatura óptima a la cual se debe trabajar de acuerdo a las pruebas experimentales del concentrado bulk arsenopirita-pirita es 60.87°C.

- 9.- El pH óptimo de trabajo obtenido según las pruebas experimentales realizados en el circuito de flotación en caliente de separación arsenopirita-pirita es 11.27.

BIBLIOGRAFÍA

- [1] ASTUCURI VENANCIO; “Introducción a la Flotación de Minerales”. Editorial Gráficas, Lima Perú 1994.
- [2] HULBURT.H; “Manual de Mineralogía de Dana”. Editorial Reverte, Barcelona, España 1975.
- [3] MAMANI, ABSALÓN; “Manual de Flotación de Minerales”, Lima Perú 1988.
- [4] MANZANEDA CABALA, JOSÉ; “Procesamiento de Minerales”. Editorial Gráficas, Lima Perú 2001.
- [5] QUIROZ, IVAN; “Procesamiento de Minerales”. Editorial Gráficas, Lima Perú 1987.
- [6] RAWLINGS D.E-D.B.JOHNSON “Biomining”, 1ª edición, Editorial Springer, 2006.
- [7] SPOTISWOOD. W; “Introducción al Procesamiento de Minerales”. Editorial LIMUSA, México D.F. 1990.
- [8] SRDJAN M.BULATOVIC, “HANDBOOK OF FLOTATION” Flotation of Sulfide Ores, Volume 1, editorial ELSEVIER.
- [9] SUTULOV, ALEXANDER; “Flotación de Minerales”. Concepción Chile 1962

ANEXO