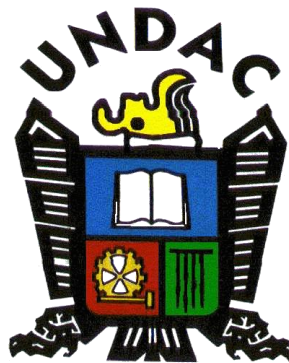


UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALURGIA**



***“EVALUACIÓN DEL COLECTOR PQ-6293 EN LA
FLOTACIÓN DE MINERALES SULFURADOS DE PLOMO –
PLATA EN LA EMPRESA BUENAVENTURA UNIDAD
MALLAY 2017”***

TESIS

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

**PRESENTADO POR:
BACHILLER: COLQUI LIMAYLLA, José Adriano**

CERRO DE PASCO – PERÚ

2017

DEDICATORIA

El presente trabajo lo dedico a mi madre que está conmigo en todo momento dándome su apoyo y su comprensión gracias...

José Adriano COLQUI LIMAYLLA

RESUMEN

En el procesamiento de minerales de flotación por espumas separara el mineral útil desde la ganga para esto se debe reducir el tamaño de las partículas hasta alcanzar el nivel adecuado de liberación de las especies minerales.que se realiza con el objeto de liberar las especies valiosas de la ganga.

El proceso de flotación es en la actualidad el más eficaz, ampliamente aplicable y más complejo de todos los métodos de concentración de minerales utilizados actualmente por la industria minera.

En la actual etapa de desarrollo de este arte, el único método para determinar cuál es el reactivo adecuado, es mediante la pruebas en el Laboratorio así como también en Planta.

En el presente trabajo se da la descripción del procedimiento para la Evaluación del reactivo PQ - 6293; este colector es el más selectivo para sulfuros argentíferos, con el objetivo básico de optimizar la economía y recuperación en la Empresa, por lo que las pruebas experimentales se efectuaron tanto a escala de laboratorio como en Planta, habiéndose examinado el rango de adición de los reactivos PQ – 6293 Y A - 3418, manteniéndose el resto de variables constantes.

Muestras del reactivo PQ -6293 fue proporcionado por MINPERU con el objeto de realizar evaluaciones mineralurgias. Esto se ha tomado como una necesidad debido a problemas metalúrgicos que se tuvieron en la concentradora Mallay consistentes en el alto gasto del A - 4318 de RENASA como consecuencia de las fluctuaciones de las características del mineral.

Con las pruebas realizadas a escala de laboratorio y confirmándose en las pruebas a nivel de planta se llegó a cambiar el PQ – 6293 por el A – 3418 para obtener mejor resultados y favoreciendo a todos los que conformen la Empresa Minera BUENAVENTURA - Unidad Mallay.

José Adriano COLQUI LIMAYLLA

ÍNDICE

| | Pág. |
|----------------------|------|
| DEDICATORIA | i |
| RESUMEN | ii |
| ÍNDICE DE CONTENIDOS | iv |
| ÍNDICE DE TABLAS | vii |
| ÍNDICE DE GRÁFICOS | vii |
| ÍNDICE DE FIGURAS | viii |
| INTRODUCCIÓN | ix |

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

| | |
|---|---|
| 1.1. Determinación del Problema | 1 |
| 1.2. Formulación del Problema | 2 |
| 1.2.1. Problema General | 2 |
| 1.2.2. Problema Específico | 2 |
| 1.3. Objetivos | 2 |
| 1.3.1. Objetivo General | 2 |
| 1.3.2. Objetivo Especifico | 3 |
| 1.4. Justificación del problema | 3 |
| Técnica | 3 |
| Económico | 3 |
| Medio ambiente | 4 |
| 1.5. Importancia y alcances de la investigación | 4 |
| 1.6. Limitaciones de la investigación | 5 |

CAPITULO II

MARCO TEORICO

| | | |
|--------|--|----|
| 2.1 | Antecedentes del estudio | 6 |
| 2.2 | Bases teóricas científicas | 7 |
| 2.2.1 | Mineral de Plomo – Plata | 7 |
| 2.2.2. | Etapas de molienda | 8 |
| 2.2.3. | Influencia de la molienda sobre la flotación de minerales | 8 |
| 2.2.4 | Bases teóricas de la flotación | 9 |
| 2.2.5. | Reactivos de flotación | 11 |
| 2.2.6. | Influencia de los reactivos en la flotación | 13 |
| | A. Efecto de los modificadores | 13 |
| | B. Efecto de los depresores | 15 |
| | C. Efecto de los espumantes | 17 |
| | D. Efecto de los colectores | 17 |
| 2.2.7. | Colectores | 18 |
| | A. Colectores iónicos o polares | 18 |
| | Colectores Aniónicos | 18 |
| | Colectores Catiónicos | 22 |
| | B. Colectores no iónicos o no polares | 22 |
| 2.2.8. | Promotor Aerophine A- 3418 | 25 |
| 2.2.9. | Colector Tionocarbamato PQ-6293 | 27 |
| 2.3 | Definición de Términos | 28 |
| 2.4 | Hipótesis | 29 |
| | 2.5.1. Hipótesis General | 29 |
| | 2.5.2. Hipótesis Específico | 29 |
| 2.5 | Identificación de Variables | 30 |
| | 2.5.1. Variable Independiente | 30 |
| | 2.5.2. Variable Dependiente | 30 |
| | 2.5.3. Variable Interviniente | 30 |

CAPITULO III

METODOLOGIA

| | | |
|-----|---|----|
| 3.1 | Ubicación del estudio | 31 |
| 3.2 | Tipo de investigación | 34 |
| 3.3 | Diseño de Investigación | 35 |
| 3.4 | Población y Muestra | 36 |
| | 3.4.1. Población | 36 |
| | 3.4.2. Muestra | 36 |
| 3.5 | Métodos de investigación | 37 |
| 3.6 | Técnicas e Instrumentos de recolección de datos | 38 |
| 3.7 | Técnicas de Procesamiento y Análisis de datos | 39 |
| 3.8 | Tratamiento Estadístico de Datos | 39 |

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

| | | |
|-----|--|----|
| 4.1 | Tratamiento Estadístico e Interpretación de cuadros | 41 |
| | 4.1.1. Prueba de Moliendabilidad | 42 |
| 4.2 | Presentación de resultados, Tablas, Gráficos, Figuras, etc. | 44 |
| | 4.2.1. Prueba de flotación en el laboratorio y Planta | 44 |
| | 4.2.2. Pruebas en laboratorio con los Colectores | 46 |
| 4.3 | Costos comparativo del A- 3416 Versus PQ – 6293 | 54 |
| | 4.3.1. Consumo de los Reactivos Usando el A – 3418 Y el PQ – 6293 | 55 |
| 4.4 | Prueba de hipótesis | 56 |
| 4.5 | Discusión del Resultado. | 57 |
| | CONCLUSIONES | 59 |
| | RECOMENDACIONES | 60 |
| | REFERENCIAS BIBLIOGRAFICA | 61 |
| | ANEXOS | 63 |
| | ANEXO 1: Hoja MSDS del colector PQ-6293 | 64 |
| | ANEXO 2: Reporte de ensayos de Metalurgia | 66 |

| | |
|--|----|
| ANEXO 3: Evaluación de Costos y consumo del colector | 69 |
| ANEXO 4: Flowsheet de las pruebas metalúrgicas | 70 |
| ANEXO 5: Flowsheet de la planta metalúrgica | 71 |
| ANEXO 6: Fotografía de las vetas | 72 |
| ANEXO 7: Fotografía de las pruebas realizadas | 73 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|---|----|
| Tabla N° 1. - Nombres comerciales de los xantatos | 23 |
| Tabla N° 2. - Moliendabilidad del mineral Pb-Ag | 42 |
| Tabla N° 3. - Ley de cabeza de la muestra de flotación | 44 |
| Tabla N° 4. - Balances metalúrgicos | 45 |
| Tabla N° 5. - Parámetros para la prueba metalúrgica N°1 | 46 |
| Tabla N° 6. - Resultados del laboratorio P-N°1 | 47 |
| Tabla N° 7. - Parámetros para la prueba metalúrgica N°2 | 49 |
| Tabla N° 8. - Resultados del laboratorio P-N°2 | 49 |
| Tabla N° 9. - Parámetros de la prueba metalúrgica N° 3 | 51 |
| Tabla N° 10. Resultados del laboratorio P-N° 3 | 51 |
| Tabla N° 11. Parámetros para la prueba metalúrgica N° 4 | 53 |
| Tabla N° 12. Resultados del laboratorio P-N° 4 | 53 |
| Tabla N° 13. Precio total del reactivo consumido al día | 54 |
| Tabla N° 14. Análisis del consumo de los colector en cada Prueba. | 55 |

INDICE DE GRÁFICOS

| | |
|---|----|
| Gráfica N° 1. - Moliendabilidad del mineral Pb-Ag | 43 |
|---|----|

INDICE DE FIGURAS

| | |
|--|----|
| Figura N° 1 - Molino de bolas | 9 |
| Figura N° 2. - Principio fundamental de la flotación | 11 |
| Figura N° 3. - Diagrama de reactivos de flotación | 12 |
| Figura N° 4. - Diagrama efecto de los modificadores | 14 |
| Figura N° 5. - Diagrama efectos de los depresores | 15 |
| Figura N° 6. - Diagrama efectos de los espumantes | 17 |
| Figura N° 7. - Diagrama efectos de los colectores | 17 |
| Figura N° 8. - Clasificación de los colectores | 18 |
| Figura N° 9. - Empresa Minera BUENAVENTURA - Unidad Mallay | 32 |
| Figura N° 10. - Ubicación Unidad Mallay | 33 |

INTRODUCCIÓN

En la práctica convencional del beneficio de minerales por flotación existen esquemas de reactivos que pueden ser reemplazados o controlados con ventajas económicas, tanto por su menor costo, impacto ambiental con ventajas metalúrgicas, es decir mejorando la calidad de grado y recuperación de concentrado.

Respecto a este asunto se presenta el análisis de dos casos:

- Pruebas a escala de Laboratorio con el colector PQ – 6293 y el A – 3418 de mayor uso en la minería.
- Pruebas a escala de planta y laboratorio con el colector PQ – 6293 de gran selectividad y eficacia para sulfuros argentíferos.

En el primer caso se evaluó el empleo de diferente esquemas de reactivos, definiéndose el más adecuado, mediante técnicas y utilizando procedimientos de experimentación en circuito cerrado para obtener un resultado consistente en el trabajo de laboratorio y planta, confirmándose que cuando se utiliza el reactivo PQ - 6293 se logra las mejores recuperaciones de Pb – Ag; óptimas para la empresa mejorando la selectividad de estos concentrados.

También se presenta para el segundo caso el seguimiento de la experimentación realizada en planta y laboratorio la evaluación económica final del PQ -6293 versus el A – 3418 siendo el PQ -6293 el más económico

para los concentrados de Pb – Ag; obteniendo mejores recuperaciones y buena calidad.

Las pruebas realizadas muestran los logros obtenidos siendo estos los resultados positivos reduciendo los costos, mejorando la recuperación y calidad de los concentrados de Pb – Ag en la Empresa Minera BUENAVENTURA Unidad Mallay.

José Adriano COLQUI LIMAYLLA

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

La Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay desde el inicio de sus operaciones hasta la actualidad viene realizando la explotación de minerales de Au, Pb, Ag y Zn donde se encontró que en la flotación del mineral de Pb-Ag, se consume gran cantidad del colector A-3418 para la flotación selectiva de Pb-Ag. Esta alta dosificación de A-3418, lo que genera es el incremento de los costos de operación en la recuperación de Pb-Ag.

Por esto se realizó un extenso programa de pruebas a nivel de laboratorio y planta para demostrar las bondades del reactivo PQ-6293 en la recuperación Pb-Ag por flotación.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema General

¿La selectividad del colector PQ-6293 influye en la flotación de minerales sulfurados de Plomo – Plata en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay?

1.2.2. Problema Específico

- ¿Cuál será la dosificación adecuada del colector PQ-6293 en la flotación de minerales sulfurados de Plomo - Plata en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay?
- ¿Cuáles son las diferencias significativas entre el colector PQ-6293 y el colector A-3418 en la flotación de minerales sulfurados de Plomo-Plata en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo General

Determinar la selectividad del colector PQ-6293 en la flotación de minerales sulfurados de Plomo - Plata en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay002E

1.3.2. Objetivo Especifico

- Determinar la adecuada dosificación del colector PQ-6293 en la flotación de minerales sulfurados de Plomo - Plata para mejorar la recuperación de concentrados en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay.
- Determinar la adecuada dosificación del colector PQ - 6293 en la flotación de minerales sulfurados de Plomo - Plata para reducir costos en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay.

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL PROBLEMA

TÉCNICA

El proceso de flotación de minerales, que fue inventado hace un siglo, y es actualmente practicado a escala mundial en casi todas las plantas concentradoras de minerales, se ha modernizado y optimizado en sus circuitos y elementos constructivos en los últimos años. Nuevos adelantos en técnica operativas, reactivos relacionados al proceso han proporcionado un potencial muy importante para reducir costos y aumentar eficiencia.

ECONÓMICO

Con la alternativa propuesta de utilizar el colector PQ-6293 en la flotación del Pb-Ag por ser más selectivo, remplazándolo por el

colector A-3418 obteniendo mejor calidad de concentrado de Pb-Ag, esto supera una mejor comercialización de los concentrados con mejores ventajas en beneficio económico para la Empresa y todos los que se benefician en ella.

MEDIO AMBIENTE

Al usar el colector PQ-6293 en la flotación del Pb-Ag remplazándolo por el colector A-3418, se logrará conservar la contaminación del medio ambiente ya que este producto también es amigable con el medio ambiente y la salud de los trabajadores que manipulen este reactivo.

1.5. IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación sobre la evaluación de la selectividad del colector PQ-6293 en la flotación de Pb-Ag, es una contribución importante en el desarrollo tecnológico y experimental en la metalurgia extractiva, siendo este trabajo una fuente donde se encontrará una probabilidad para optimizar la calidad de concentrado y recuperación del Pb-Ag en la cual será económicamente viable y rentable.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Dentro de las limitaciones encontradas fue la falta de un estereoscopio a disponibilidad.

En cuanto a las pruebas experimentales no se tuvo limitaciones debido a que se contó con el apoyo de los ingenieros de planta, laboratorio metalúrgico, y equipo de trabajo que facilitaron los materiales y equipos necesarios para desarrollar el presente trabajo.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO

Frente al estudio de investigación que se realizó se cuenta con información en hojas de seguridad, folletos y estudios de proveedores MinPeru, reactivos espumantes y colectores S.A.C. Por lo que el tema propuesto es una interesante innovación y aporte en el campo metalúrgico para la flotación selectiva Pb-Ag.

Este trabajo fue estudiado por la empresa CONGEMIN CONTRACTOR SAC, CASAPALCA SAC, en el cual se realizó pruebas y balances metalúrgicos en el año 2014,2015 y 2016.

2.2. BASES TEORICAS CIENTIFICAS

2.2.1. MINERALES DE PLOMO - PLATA

La mena valiosa contiene: Minerales como; galena, blenda, calcopirita.

La parte no valiosa corresponde a: Sulfuros de Hierro, sulfuros de Arsénico, Óxidos de Sílice, Cuarzo, Silicatos y Rocas.

Los siguientes análisis microscópicos son:

| | |
|---------------------------------------|----------------|
| Sulfuros de plomo, plata y zinc | 51,10 % |
| Pirrotita Fe_7S_8 | 28,90 % |
| Arsenopirita $FeAsS$ | 10,60 % |
| Pirita FeS_2 | 4,30 % |
| Tetrahedrita $(Cu,Fe)_{12}Sb_4S_{13}$ | 2,10 % |
| Galena PbS | 10,00 % |
| Chalcocita Cu_2S | 1,00 % |
| TOTAL | <hr/> 100,00 % |

2.2.2. ETAPA DE MOLIENDA

En la etapa de molienda normalmente se efectúa en la etapa primaria en los molinos de barras y secundaria en los de bolas. Generalmente la descarga de los molinos de barras es de 1700 micrones (malla 10), alcanzándose diferentes tamaños dentro de los límites económicos en los molinos de bolas.

Esta operación se logra con alta eficiencia cuando los molinos son operados en condiciones en cuanto a uniformidad del tamaño del mineral, alimentación, dilución, velocidad crítica de operación.

El nivel de bolas y de potencia de motor aceptables. Cuanto más fino se muele el mineral, mayor es el costo de molienda y una mejora en la recuperación de valores.

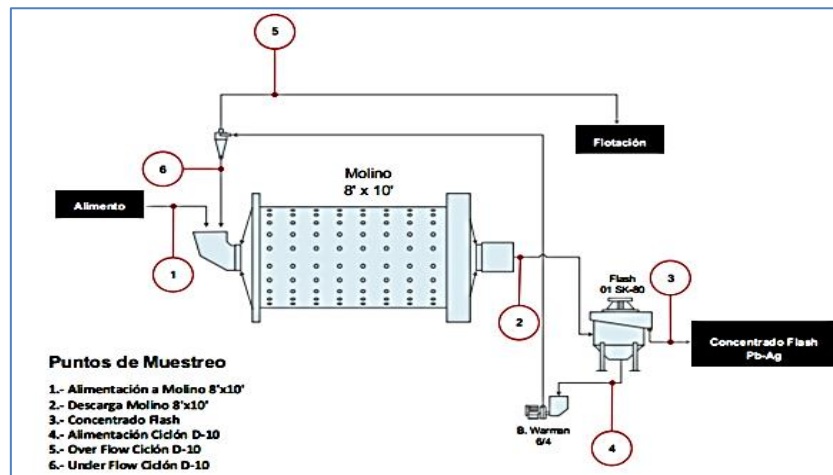
2.2.3. INFLUENCIA DE LA MOLIENDA SOBRE LA FLOTACIÓN DE MINERALES.

En la sección molienda se realiza la liberación de los sulfuros.

1. Si el mineral es muy grueso o muy fino, la flotación es deficiente. Se incrementa la pérdida del mineral valioso en el relave (baja recuperación).

2. Cuando el mineral es muy grueso falta liberación y los sulfuros valiosos no flotan perdiéndose en el relave final. Si la molienda es demasiado fina, se producen excesiva cantidad de lamas, y el mineral valioso también se pierde en el relave final.

Figura N° 1 - Molino de Bolas



*Fuente: Elaboración propia – Planta Concentradora

2.2.4. BASES TEORICAS DE LA FLOTACIÓN

FLOTACIÓN DE MINERALES

La flotación por espuma aprovecha las diferencias en las propiedades físico-químicas de la superficie de las partículas minerales. Después del tratamiento con reactivos, las diferencias en las propiedades superficiales de los minerales que contiene la pulpa de flotación son aparentes y para que pueda haber flotación, una burbuja de aire se debe unir a una partícula de mineral y elevarla hasta la superficie del agua. El

proceso se aplica únicamente a partículas relativamente finas, ya que si son demasiado grandes, la adhesión entre la partícula y la burbuja será menor que el peso de la partícula y por lo tanto la burbuja deja caer su carga. B.A. Wills,⁴

La flotación de minerales es un fenómeno físico-químico, usado como un proceso de concentración de minerales finamente divididos, que comprenden el tratamiento físico y químico de una pulpa de mineral creando condiciones favorables, para la adhesión de partículas de un mineral predeterminado a las burbujas de aire. Tiene por objeto la separación de especies minerales, divididos a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua. Las especies valiosas o útiles constituyen una fracción menor del mineral, mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayor parte. El carácter hidrofílico o de afinidad hace que estas partículas se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa, para finalmente hundirse. El carácter hidrofóbico o de repulsión evita el mojado de las partículas minerales que pueden adherirse a las burbujas y ascender. Estas propiedades de algunos minerales tienen en forma natural,

pero pueden darse o asentarse mediante los reactivos de flotación.

Figura N° 2. - Principio fundamental de la Flotación

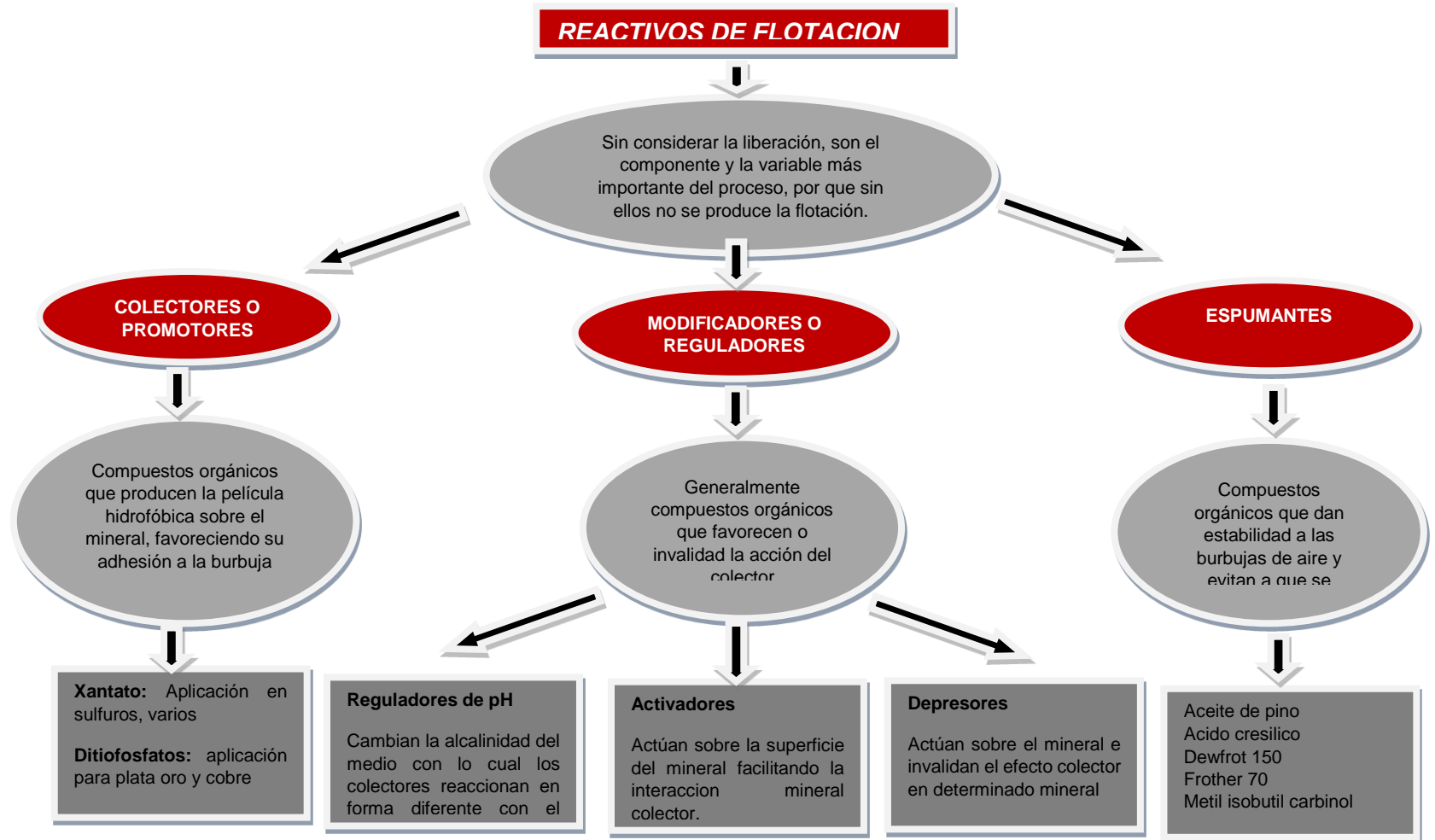


*Fuente: Introducción a la Flotación de Minerales (Astucuri V.)

2.2.5. REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Los reactivos son el componente y la variable más importante del proceso de flotación. Corresponden a sustancias orgánicas e inorgánicas que promueven, intensifican y modifican las condiciones óptimas del mecanismo físico-químico del proceso de flotación de espumas de minerales, sean estos polares o apolares, sulfuros o no sulfuros; metálicos y no metálicos.

Figura. Nº 3. - Diagrama de Reactivos de Flotación.



*Fuente: Manual de Reactivos – RENASA

2.2.6. INFLUENCIA DE LOS REACTIVOS EN LA FLOTACIÓN

La separación efectiva del mineral vía flotación por espuma requiere del uso de aditivos químicos que se categorizan por su función en tres tipos generales:

- **El colector**, que imparte la hidrofobicidad a la especie mineral.
- **El espumante**, que baja la tensión superficial y produce una espuma semi-estable en la interface aire/agua.
- **Los modificadores o reactivos auxiliares**, que se usan para modificar las condiciones de la superficie del mineral, para la mejor acción de los reactivos, entre éstos tenemos a los depresores, dispersantes y modificadores de pH. El rol de estos aditivos en el proceso de flotación total se describe brevemente a continuación.

A. EFECTO DE LOS MODIFICADORES

Los reactivos modificadores son utilizados en flotación para modificar y controlar la acción del colector, ya sea intensificando o reduciendo el efecto repelente al agua sobre la superficie mineral, haciendo de este modo más selectiva la acción del colector hacia ciertos minerales, asegurando una mejor precisión en la separación eficiente, razonable y económica de ellos.

Figura Nº 4. - Diagrama efecto de los modificadores



*Fuente: Manual de los reactivos – MINPERU

B. EFECTO DE LOS DEPRESORES

Figura N° 5. - Diagrama efectos de los Depresores



Fuente: Manual de Reactivos – MINPERU

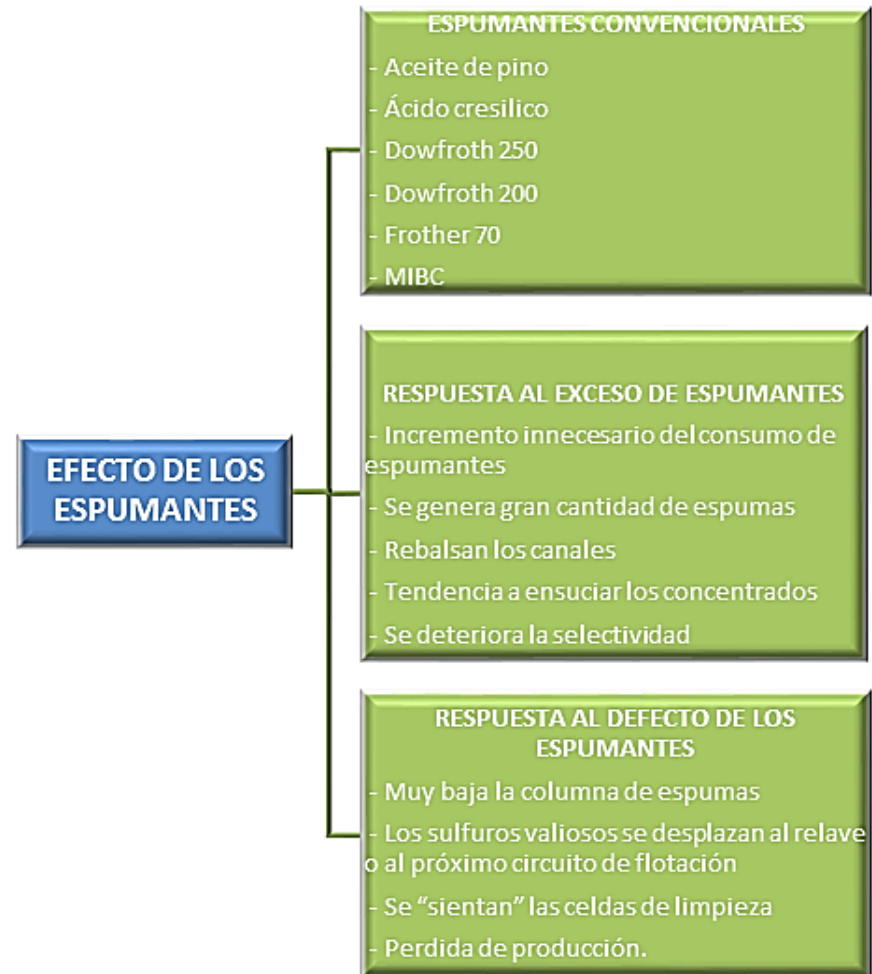
a. LISTA DE ALGUNOS DEPRESORES

1. **BISULFITO DE SODIO (NaHSO_3)**. Es un depresor para sulfuros de Zn y de Fe. Se usa en remplazo del cianuro de sodio particularmente en minerales con contenido de Plata.

2. **SULFATO DE ZINC ($ZnSO_4$)**. El sulfato de Zn heptahidratado, son cristales incoloros; es uno de los reactivos reguladores principales de acción depresoras, utilizada para la flotación selectiva de minerales de cobre y plomo de la esfalerita.
3. **EL CIANURO DE SODIO ($NaCN$)**. Son cristales en forma de pellets de color blanquecino, se usan para el recubrimiento y depresión de minerales sulfurados de Fe, Cu y Zn.
4. **HIDRÓXIDO DE CALCIO. $Ca(OH)_2$** . Se utiliza para regular el pH en la primera y segunda limpiadoras de Zn, ayuda a favorecer la flotación y actúa como depresor de la pirita.
5. **HIDRÓXIDO DE SODIO. ($NaOH$)**. Actúa mejor como regulador del pH, y al mismo tiempo como depresor del hierro, lográndose una mayor eficiencia de la flotación y por tanto, una mayor calidad del concentrado.
6. **CARBONATO DE SODIO (Na_2CO_3)**. Flota en ácidos grasos (ácido oleico y linoleico) acompañado por depresores de silicato de sodio, ácido tánico, y quebracho.

C. EFECTO DE LOS ESPUMANTES.

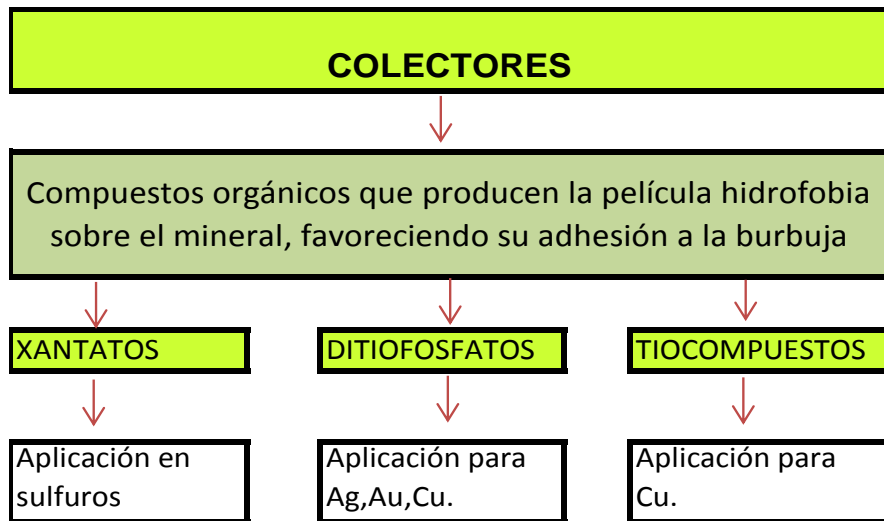
Figura N° 6. - Diagrama efecto de los Espumantes



*Fuente: Manual de Reactivos – RENASA

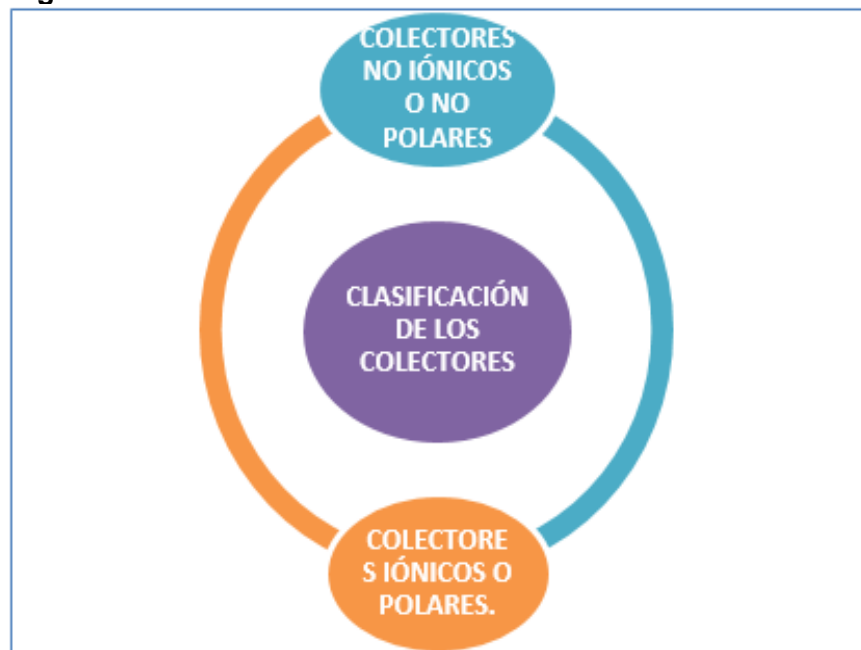
D. EFECTO DE LOS COLECTORES

Figura N° 7. - Diagrama efectos de los Colectores



* **Fuente:** Manual de Reactivos – MINPERU

Figura Nº 8. - Clasificación de los Colectores



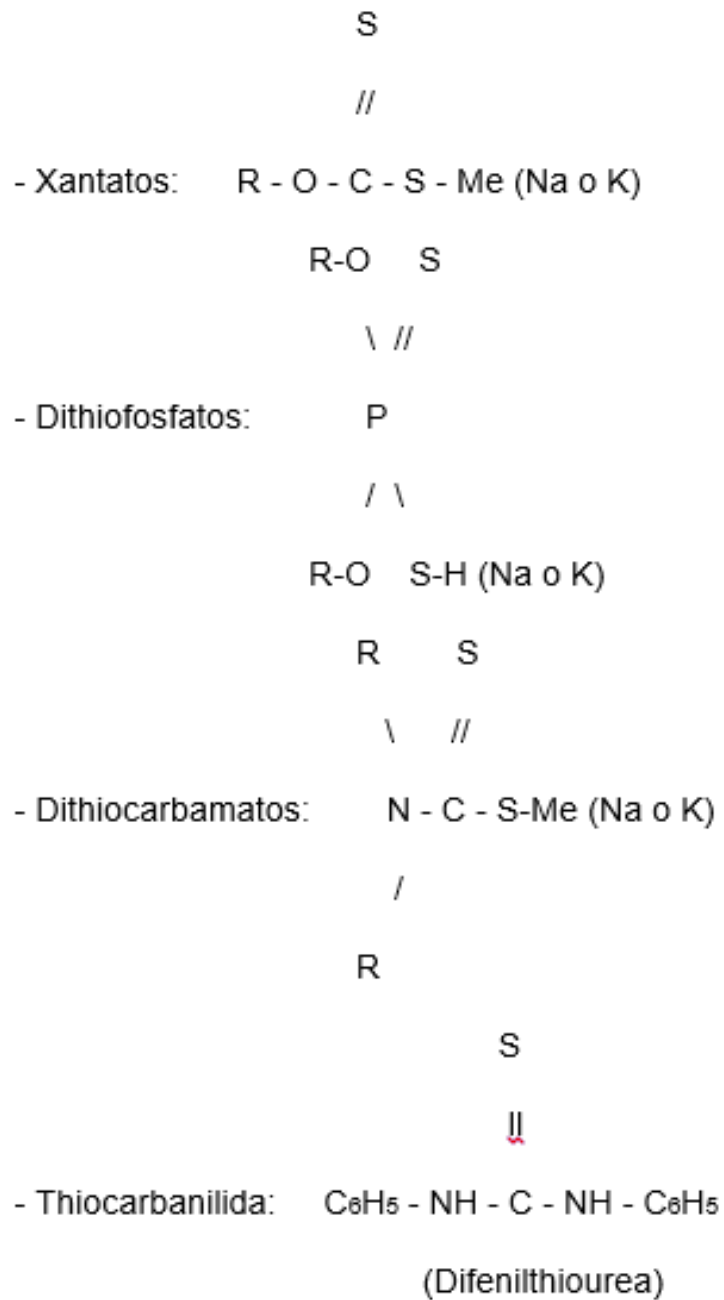
***Fuente:** Google.com

2.2.7. COLECTORES

A. COLECTORES IÓNICOS O POLARES.

COLECTORES ANIONICOS

1. COLECTORES ANIÓNICOS SULFHIDRILICOS.

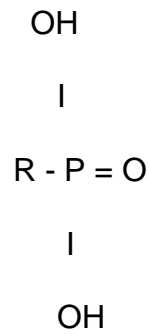


2. COLECTORES ANIÓNICOS OXIDRILICOS.

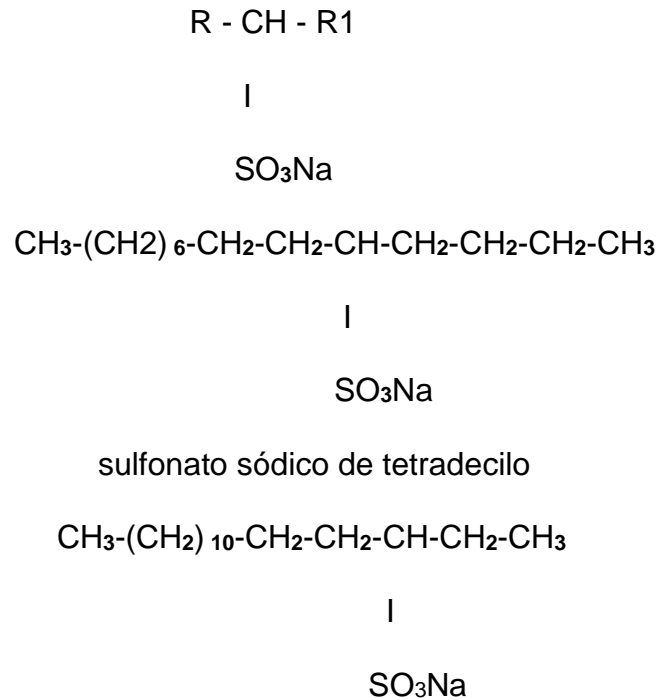


Son sustancias de un tomo de hidrógeno como mínimo en su grupo polar. Son aplicados en minerales no sulfurosos.

ÁCIDOS FOSFONICOS: Son muy selectivos del estaño vidrioso; El FLOTINOR P-184 es el colector más selectivo y el P-195 es más activo.



ALCANSULFONATO SÓDICO: EI FLOTINOR AT: Particularmente en la flotación de fosfatos que contienen otros minerales no metálicos como ganga que también flotarían utilizando los ácidos grasos usuales.



sulfonato sódico de hexadecilo

ALQUILSULFATOS SÓDICOS:

Son colectores selectivos para el espato pesado, con espato flúor y carbonato cálcico.

R - CH₂ - OSO₃Na **FLOTINOR S**

CH₃ -CH₂-CH₂-(CH₂)₁₂-CH₂-CH₂-SO₄Na

Sulfato sódico de heptadecilo

CH₃ -CH₂-CH₂-(CH₂)₁₃-CH₂-CH₂-SO₄Na

Sulfato sódico de octadecilo

THIOALCOHOLES O MERCAPTANOS

CH₃-CH₂-CH₂-CH₂-SH

Butanethiol o thiobutanol o butilmercaptano.

Los mercaptanos son aplicables en la flotación de los sulfuros de cobre y zinc y son también buenos colectores para los minerales oxidados.

COLECTORES CATIÓNICOS

Son principalmente usados para la flotación de silicatos y ciertos óxidos de metales, los más comunes es del grupo amina.

R-CH₂-NH₂ Amina

R-CH₂-NH₃ - Cl Sal de amina

La AMERICAN CYANAMID COMPANY, ha desarrollado colectores catiónicos puros con el nombre DE AEROMINE 3035 y 3037.

B. COLECTORES NO IÓNICOS O NO POLARES.

Son hidrocarburos que no se disocia en iones y no tienen grupos polares, sirve para flotar minerales fuertemente hidrofóbicas

XANTATOS O XANTOGENATOS

Los Xantato son sustancias cristalinas duras con un olor característico, que le es propio debido a la existencia de una pequeñísima cantidad de mercaptanos. Los Xantato de metales alcalinos tienen generalmente tonos claros, desde blanco hasta amarillo claro, colectores sulfidrílicos, son buenos promotores de menas oxidadas de Pb y Cu.

Tabla N° 1. - Nombres Comerciales de los Xantatos

| NOMBRE QUIMICO | FORMULA GLOBAL | DOW CHEMECAL | AMERICAN CYANAMID | CANADIAN Ind. Ltd. | RENASA |
|--------------------|--|--------------|-------------------|--------------------|---------------|
| XANTATO | | | | | |
| Etil potásico | C ₂ H ₅ -OCS ₂ K | Z-3 | AERO 303 | | Comercializa |
| Etil sódico | C ₂ H ₅ -OCS ₂ Na | Z-4 | AERO 325 | | con su nombre |
| Amil potásico sec. | C ₅ H ₁₁ -OCS ₂ K | Z-5 | ----- | | químico |
| Amil potásico | C ₅ H ₁₁ -OCS ₂ K | Z-6 | AERO 350 | CX - 51 | completo |
| Isopropil potásico | C ₃ H ₇ -OCS ₂ K | -- | AERO 322 | | |
| Isopropil sódico | C ₃ H ₇ -OCS ₂ Na | Z-11 | AERO 343 | CX - 31 | |
| Butil sódico sec. | C ₄ H ₉ -OCS ₂ Na | Z-12 | AERO 301 | | |
| Isobutil sódico | C ₄ H ₉ -OCS ₂ Na | Z-14 | AERO 317 | CX - 71 | |

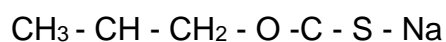
***Fuente:** Manual de Reactivos-RENASA

a) Xantato AERO 301 - Xantato butílico secundario de sodio.

Se usa en menas de cobre y esfalerita, después de la activación de sulfato de cobre (CuSO₄).

S

//



|

CH₃

b) Xantato AERO 303 - Xantato etílico de potasio.

c) Xantato AERO 325 - Xantato etílico de sodio. Se aplica cuando se busca la máxima selectividad.

S

//

CH₃ - CH₂ - O - C - S - K AERO 303

S

//

CH₃ - CH₂ - O - C - S - Na AERO 325

- d) **Xantato AERO 317 - Xantato isobutílico de sodio.** Es el mejor para la flotación de pirita en circuitos naturales (pH natural).

S

//

(CH₃)₂ - CH - CH₂ - O - C - S - Na

- e) **Xantato AERO 343 - Xantato isopropílico de sodio.** Más usado en la flotación de minerales sulfurosos Cu, Pb y Zn. debido a su bajo costo.

S

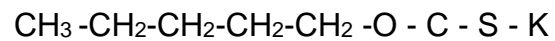
//

(CH₃)₂ - CH - O - C - S - Na

f) **Xantato AERO 350 - Xantato amílico de potasio.**

S

//



Con frecuencia se usa como promotor secundario en la flotación agotativa que sigue a una flotación "bulk", donde se utiliza un colector más selectivo es preferido para la recuperación de los minerales oxidados de plomo y cobre después de la sulfurización, pero en algunos casos, por motivos de economía, se da preferencia al Xantato AERO 343.

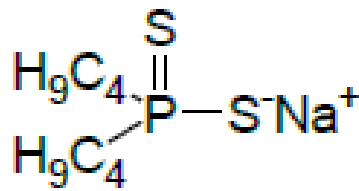
2.2.8. PROMOTOR AEROPHINE A- 3418

Un colector basado en la química de la fosfina, originalmente desarrollado para sulfuros de cobre y Zinc activado.

Reconocido globalmente como alternativa cuando se requiere selectividad contra ganga sulfurosa en la flotación de sulfuros polimetálicos y cobre porfirítico.

Ampliamente usado en la recuperación de galena argentífera asociada con menas complejas, ya sean primarias o secundarias

Promotor AEROPHINE A- 3418^a Diisobutil - ditiofosfinato de sodio



ATRIBUTOS DEL A-3418

Colector Excelente para:

- Galena, Calcopirita, y Esfalerita activada.
- Plata nativa (elemental) y sus sulfuros.
- Oro metálico grueso y electrum (Flotación Tipo “Flash”).
- Otras aleaciones de metales preciosos y del grupo del platino.
- Dosificaciones bajas
- Cinética rápida
- Excelente selectividad
- Baja contribución a la espumación, facilitando la operación estable de los circuitos de flotación.
- Más seguro que los Xantatos, Su descomposición no genera compuestos peligrosos.

APLICACIONES DEL A-3418

- Sulfuros Complejos de Cu-Pb-Zn-Ag
- Mejora la selectividad.
- Incrementa la recuperación de metales preciosos (plata).
- Se requieren menores dosificaciones de depresante
- Menas de Cu/Au.
- Selectividad en contra de ganga sulfurosa como la pirita.
- Incrementos en recuperación de oro, en particular oro nativo y electrum.
- Aplicable a celdas tipo "Flash," primarios y en circuitos de limpieza.
- La recuperación de metales preciosos es un componente importante en cuadro económico de muchas operaciones.

2.2.9. COLECTOR TIONOCARBAMATO PQ-6293

El tionocarbamato es un colector basado en la selectividad de los sulfuros valiosos, originalmente desarrollado para sulfuros de plata, plomo, oro.

Recientemente este colector está entrando en demanda con las empresas como CONGEMIN CONTRACTOR, BUENAVENTURA, CASAPALCA, entre otras.

Es una gran alternativa cuando se requiere selectividad contra ganga sulfurosa sulfuros de fierro; en la flotación de sulfuros polimetálicos

Este colector es el más selectivo para flotar los sulfuros argentíferos seleccionando solo el sulfuro valioso y dejando los sulfuros de fierro en la pulpa para su posterior tratamiento.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

Colectores: Compuestos orgánicos que producen la película hidrofobia sobre el mineral, favoreciendo su adhesión a la burbuja.

Ley de cabeza: Contenido de finos en el mineral que entra al proceso de concentración.

Concentrado: Producto originado en la planta procesadora de los metales y se expresa en un tanto por ciento de los elementos útiles luego del proceso.

Dosis de Reactivo. La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.

Flotación: Proceso de concentración mediante el cual las partículas de un mineral son inducidas a adherirse a las burbujas creadas por un agente espumante presente en la pulpa, que las hace flotar.

2.4. HIPÓTESIS

2.4.1. Hipótesis General

Realizando la evaluación de la selectividad del colector PQ-6293 en el proceso de flotación Pb-Ag se mejorara la recuperación de los concentrados de Pb-Ag en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay.

2.4.2. Hipótesis Específico

- Con la dosificación del colector PQ-6293 en el proceso de flotación Pb-Ag se mejorará la recuperación de los concentrados de Pb-Ag en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay.

- Con la dosificación del colector PQ-6293 en el proceso de flotación Pb-Ag se reducirá los costos en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

2.5.1. Variable Independiente

Colector PQ-6293

2.5.2. Variable dependiente

Recuperación de los concentrados de Pb-Ag.

2.5.3. Variable interviniente

Adecuada dosificación del reactivo PQ-6293 en las pruebas realizadas en la flotación del Pb-Ag a escala de laboratorio y planta.

El pH del agua industrial que se usa en las operaciones de planta, sea adecuado para obtener un mejor resultado en la recuperación de Pb-Ag a escala de laboratorio y planta.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. UBICACIÓN DEL ESTUDIO

La Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay se encuentra ubicada en el departamento de Lima, provincia de Oyón, distrito de Mallay aproximadamente a 261 kilómetros al noreste de la ciudad de Lima, a una altitud de entre 4.060 y 4,470 metros sobre el nivel del mar.

Como datos geográficos de ubicación se puede citar los siguientes:

| | | |
|--------------|---|--------------------|
| Departamento | : | Lima |
| Provincia | : | Oyon |
| Distrito | : | Mallay |
| Altitud | : | 4.060 y 4,470 msnm |

VÍA DE ACCESO

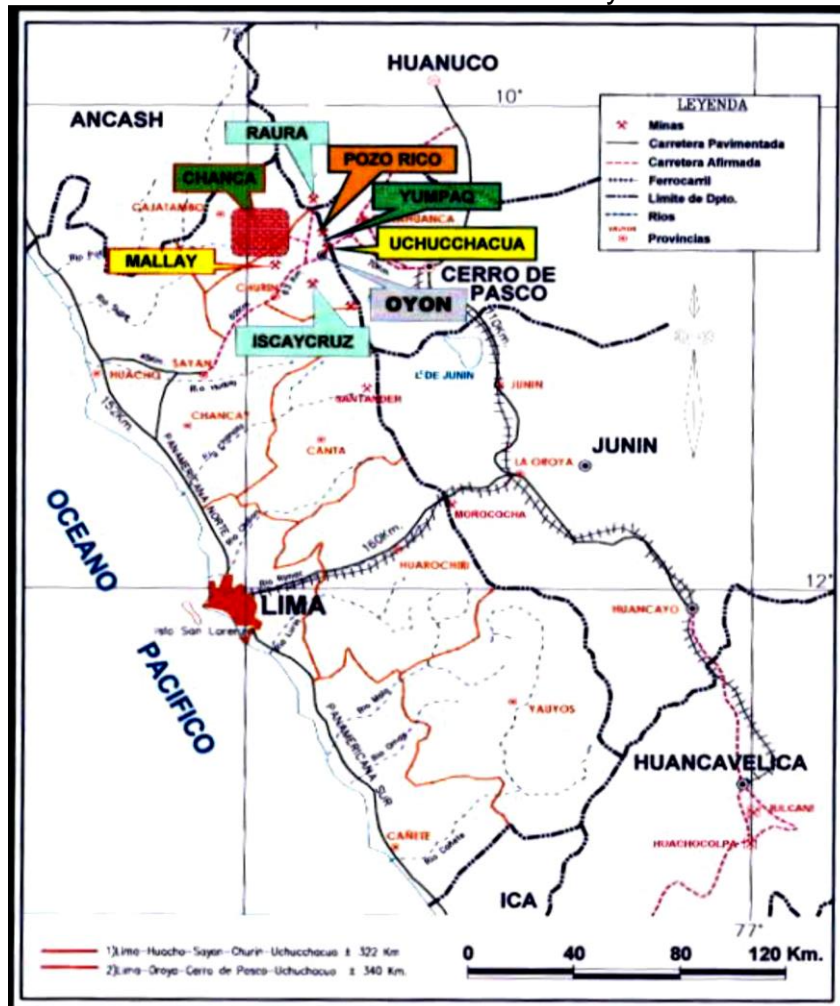
El acceso es principalmente por un camino de ripio de 150 kilómetros de longitud, que conecta con la autopista Panamericana (58,5 kilómetros de la mina Uchucchacua).

Fotografía N° 9.- Vista de la Planta Concentradora



*Fuente: Elaboración propia

Fotografía N° 10.- Plano de ubicación: Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay.



*Fuente: Elaboración propia.

FISIOGRAFÍA

El área está ubicado en el flanco oeste de la cordillera occidental, en las zonas alta entre una altitud de 4500 a 5000 m.s.n.m y su geomorfología es típica de un modelo glaciar, y además su topografía es abrupta y muy accidentada típicas de las zonas altas.

GEOLÓGIA REGIONAL

La mineralización en el área de Buenaventura se mineraliza de Zn, Pb, Cu, Ag y Au en la cual existen características bien definidas, el cuerpo Santo Toribio ubicado continuamente hacia los contactos superiores e inferior de la formación Tarazca.

Las vetas de donde se extraen los minerales son:

Figura N°11. – Vetas de la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay.

| VETA | N° BLOCK | N° DE MUES | Ag Oz/TN | Au Gr/T | Pb % | Zn % | Fe % | Cu % | Mn % | As % | Sb % |
|---------------|-------------|-------------|----------|---------|------|------|------|------|------|------|------|
| SANTO TORIBIO | Block 14-16 | CHI-SD 0004 | 15.82 | 0.56 | 0.15 | 0.19 | | | | 0.13 | 0.22 |
| SANTO TORIBIO | Block 8 | CHI-SD 0004 | 30.96 | 1.39 | 0.97 | 1.67 | | | | 0.08 | 0.80 |
| SANTO TORIBIO | Block 6 | CHI-SD 0004 | 12.07 | 3.29 | 0.2 | 0.22 | | | | 0.05 | 3.56 |
| SANTO TORIBIO | Block 3 | CHI-SD 0004 | 23.18 | 4.26 | 0.87 | 0.72 | | | | 0.18 | 5.47 |
| CANDELARIA | Block 35 | CHI-SD 0004 | 2.85 | 0.09 | 0.23 | 0.63 | | | | 0.13 | 0.29 |
| CANDELARIA | Block 13 | CHI-SD 0004 | 14.06 | 0.32 | 1.36 | 1.28 | | | | 0.02 | 0.22 |
| SANTA ROSA | Block 1 | CHI-SD 0004 | 13.75 | 1.14 | 0.28 | 0.35 | | | | 0.07 | 0.1 |
| SHIRLEY | Block 28 | CHI-SD 0004 | 8.99 | 0.78 | 4.68 | 1.89 | | | | 0.01 | 1.37 |
| SHIRLEY | Block 45-27 | CHI-SD 0004 | 8.26 | 0.2 | 4.76 | 1.5 | | | | 0.01 | 0.54 |
| TARAZCA | Block 19 | CHI-SD 0004 | 6.93 | 0.15 | 1.81 | 2.23 | | | | 0.00 | 0.41 |
| TARAZCA | Block 58-32 | CHI-SD 0004 | 16.21 | 0.87 | 1.83 | 2.01 | | | | 0.03 | 0.43 |
| TARAZCA | Block 64 | CHI-SD 0004 | 14.52 | 0.22 | 5.49 | 1.57 | | | | 0.02 | 0.04 |

*Fuente: Elaboración propia.

3.2. TIPO DE INVESTIGACIÓN

Teniendo en cuenta los objetivos de la investigación y la naturaleza del problema planteada, para el desarrollo del presente estudio se empleó el tipo de investigación aplicada, porque permite responder a los problemas planteadas de acuerdo a la caracterización sobre la optimización de la flotación de Pb-Ag, en la empresa Buenaventura.

Mediante el uso del colector PQ-6293 está aplicando las Causas y Efectos traducidos en resultados obtenidos de las pruebas experimentales a nivel laboratorio (pruebas Bach) y planta del reactivo PQ-6293.

3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El Diseño empleado en la presente investigación es el de carácter Causa – Efecto, metodología que permite establecer la relación existente entre la aplicación de la variable independiente en el proceso y el resultado obtenido, considerado como variable dependiente teniendo en cuenta para ello el problema principal planteado y que será desarrollado dentro del contexto de la investigación como **Experimental**.

Para cumplir con la metodología, Diseño y Tipo de Investigación, al control de las pruebas experimentales se llevó a cabo mediante una observación controlada de las variables independientes y de aquellos que intervinieron circunstancialmente y que han afectado o favorecido en los resultados de la variable dependiente.

La planificación del diseño se realizó de la siguiente manera:

- Se muestreo aproximadamente 100 Tm de muestra proveniente de las vetas: Santa Rosa, Santo Toribio, Candelaria, Shirley y Tarazca.
- Después de un cuarteo se obtuvo 10 Kg de muestra provenientes de las vetas.
- Posteriormente se llevó al secado de esta muestra, hasta un secado completo y posteriormente se realizó la etapa de chancado hasta obtener una muestra a malla -10.
- Obtenido esta muestra se pesó varias muestras de 1000 g para realizar las pruebas de molienda y flotación del mineral.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1. POBLACIÓN

La Población del estudio lo constituye el mineral sulfurado de Plomo – Plata que ingresa al proceso de molienda y flotación.

3.4.2. MUESTRA

La muestra lo constituye el mineral de mina que sirve para las diferentes pruebas a escala de Laboratorio, y el mineral muestreado de cada uno de los puntos del circuito de flotación de Pb-Ag.

Muestreados de las zonas de extracción que se realizó de la siguiente manera: 4 cucharadas de la veta Santo Toribio, 4 cucharadas de Candelaria, 2 cucharadas de Santa Rosa, 2 cucharadas de Shirley, 2 cucharadas de Tarazca dando un total de todo que es de 100 TM.

Para el laboratorio de esa muestra general se realizó el procedimiento hasta obtener 10 kg y de esto con 1000 g por prueba.

3.5. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación, por tener una naturaleza de carácter práctico ha sido objeto del empleo del método de ANÁLISIS Y SÍNTESIS (INDUCTIVO – DEDUCTIVO), a fin de conocer sobre el uso del reactivo colector PQ-6293, en la flotación de Pb-Ag en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay habiéndose para el efecto realizado el estudio correspondiente de las variables independientes y dependientes.

La investigación sobre el uso del reactivo colector PQ-6293 ha constituido un estudio y aplicación de carácter experimental porque va a permitir investigar los posibles Efectos (resultados), que se

obtengan de las pruebas experimentales a nivel de laboratorio y planta concentradora.

3.6. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Análisis de documentos.- Se tuvo acceso a documentos de fuentes primarias como de fuentes secundarias, que se encuentran en el laboratorio e informes de estudios realizados en años anteriores.

Análisis de datos.- Esta técnica nos permite contrastar datos de los reportes obtenidos del laboratorio, para el desarrollo de la investigación especialmente en la discusión de resultados.

Observación directa.- Mediante esta técnica se realizó la respectiva toma de datos In situ del fenómeno en estudio de la investigación.

Fuente primaria.- Datos obtenidos de ensaye de laboratorio metalúrgico y análisis químicos, producto de los respectivas pruebas metalúrgicas realizadas.

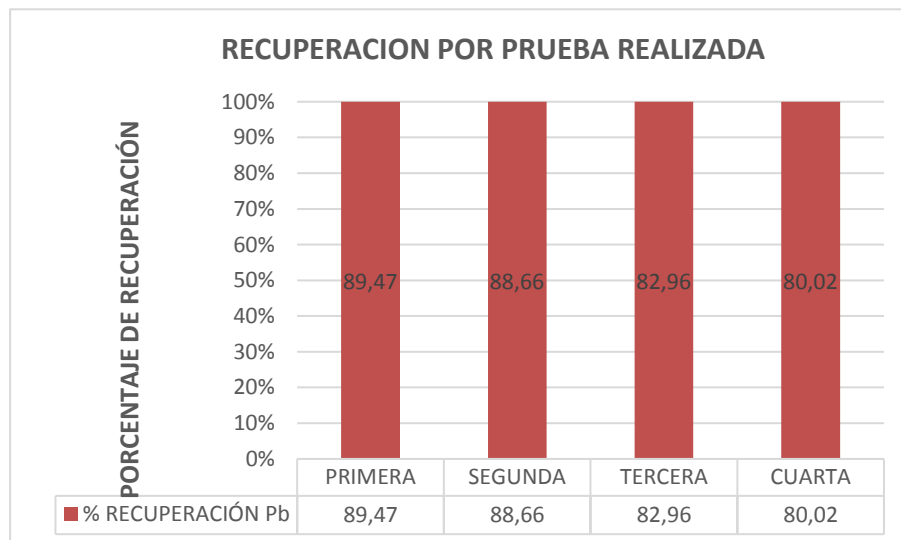
Entrevista.- Se realizó a los ingenieros que laboran en la empresa minera, conocedores de la problemática y con amplia experiencia profesional.

3.7. TÉCNICA DE PROCESAMIENTO DE DATOS Y ANALISIS DE DATOS

Para el procesamiento de datos de la investigación se realizó haciendo uso del software Microsoft Excel. Se aplicó en los cálculos del análisis granulométrico, balance metalúrgico de los ensayos y generación de gráficos para su posterior interpretación.

3.8. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO DE DATOS

Se aplicó en la interpretación de las tablas de análisis granulométrico, reportes de los ensayos de laboratorio químico y metalúrgico e interpretación de los gráficos.



*Fuente: Elaboración Propia.

En el Concentrado de Pb -Ag: 139,36 oz/tm de Ag, 25,73 % de Pb, con 22,69 % de Fe; con recuperaciones de 86,68 % para la Ag, 88,66 % para el Pb y 18,26 % para el Fe.

En el Concentrado de Zinc: 13,45 oz/tm de Ag, 38,09 % de Zn, 12,97% de Fe; con recuperaciones de 1,58 % para el Ag, 40,10 % para el Zn y 1,97 % para el Fe

De esta manera se demuestra que en la primera prueba utilizando el colector PQ-6293 se obtienen recuperaciones favorables tal como se evidencia en la gráfica anterior.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO E INTERPRETACIÓN DE CUADROS

El objetivo de la tesis es evaluar a través de un exhaustivo programa de pruebas de laboratorio y planta, la aplicabilidad del colector PQ-6293 en la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay mediante el proceso de flotación convencional de los minerales complejos extraído de las vetas: Santa Rosa, Santo Toribio, Candelaria, Shirley y Tarazca.

El proceso consiste en realizar primero la molienda durante 20 minutos. Seguidamente se realiza el proceso de acondicionamiento y dosificación de reactivos, variando este parámetro en función a la

evaluación de los resultados de ensayos de laboratorio y la aplicación de la flotación convencional.

4.1.1. PRUEBA DE MOLIENDABILIDAD

En esta etapa, se determinó el tiempo de moliendabilidad para el cual se aplicó la ecuación empírica siguiente:

$$\% < 200 \text{ m} = 10,548(t)^{0,64}$$

El grado de molienda es $\% < 200 \text{ m} = 71,7 \%$

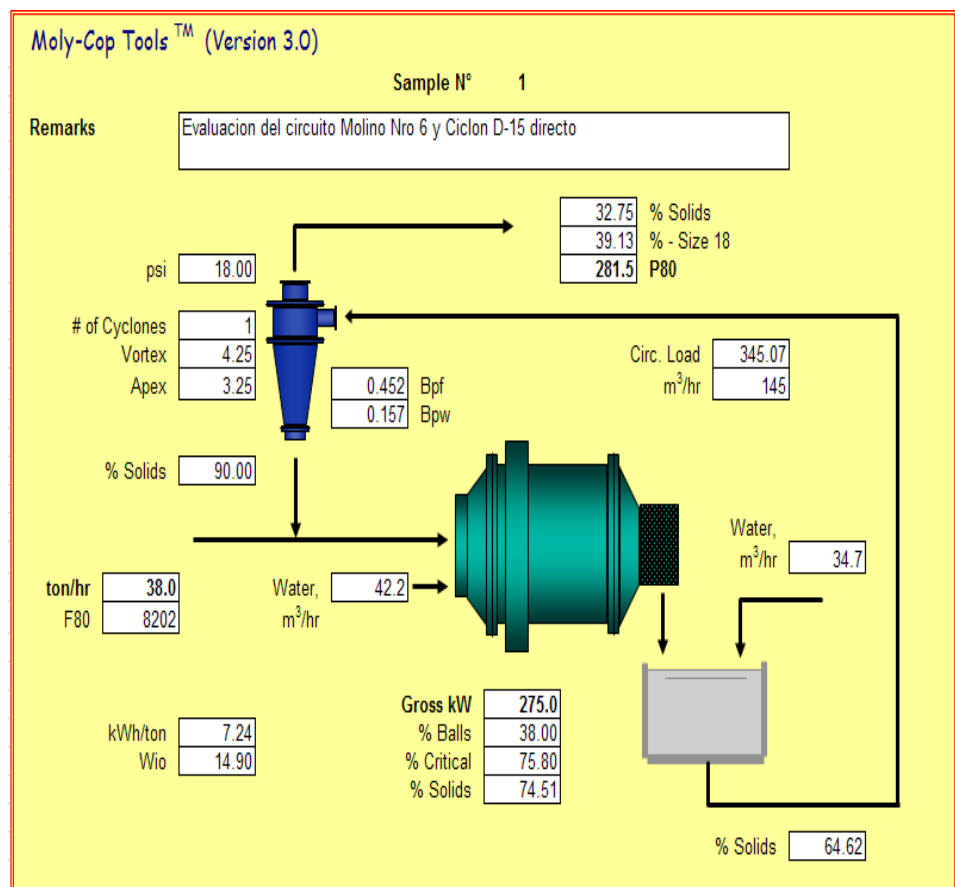
Tabla N° 2.- Moliendabilidad Mineral Pb – Ag

| Malla | Abertura (um) | % Peso | % Peso Acum. | % Peso Acum. Pasante |
|----------------|---------------|---------|--------------|----------------------|
| 1/2" | 12500 | 1.8% | 1.8% | 98.2% |
| 3/8" | 9525 | 9.0% | 10.7% | 89.3% |
| 1/4" | 6350 | 9.6% | 20.3% | 79.7% |
| +10 | 2000 | 22.4% | 42.7% | 57.3% |
| +20 | 850 | 13.6% | 56.3% | 43.7% |
| +30 | 600 | 6.4% | 62.7% | 37.3% |
| +40 | 500 | 5.6% | 68.3% | 31.7% |
| +70 | 212 | 8.9% | 77.3% | 22.7% |
| +100 | 150 | 3.7% | 81.0% | 19.0% |
| +140 | 106 | 2.9% | 83.9% | 16.1% |
| +200 | 75 | 2.5% | 86.4% | 13.6% |
| +270 | 53 | 2.0% | 88.5% | 11.5% |
| +325 | 45 | 0.9% | 89.4% | 10.6% |
| +400 | 38 | 0.5% | 89.9% | 10.1% |
| -400 | 0 | 10.1% | 100.0% | 0.0% |
| Cab. Calculada | | 100.00% | | |

**Fuente: Elaboración propia – laboratorio metalúrgico Mally.*

Como se aprecia en la tabla, a medida que se incrementa el tiempo de molienda de 17 a 20 minutos el peso retenido de mineral disminuye y los porcentajes de malla -200 se incrementan.

Grafico N°1.- Moliendabilidad Mineral Pb-Ag.



***Fuente:** Elaboración propia – laboratorio metalúrgico

BUENAVENTURA

Del cálculo se determinó el tiempo de molienda de 19.99 min prácticamente.

t= 20 min. Para este tipo de mineral.

OBSERVACIONES

- El mineral de Pb-Ag no presenta lama, la cual no requiere de mucha molienda.
- Este tipo de mineral debe ser evaluado continuamente ya que por la estación que se está llevando varia de la condición, la cual interviene de distintas maneras alterando la molienda.

4.2. PRESENTACIÓN DE RESULTADOS, TABLAS, GRÁFICOS, FIGURAS, ETC

4.2.1. PRUEBA DE FLOTACIÓN EN EL LABORATORIO Y PLANTA.

Se realizaron dos pruebas de flotación en circuito cerrado con la muestra en base a las investigaciones realizadas en la primera etapa.

Para el inicio de las pruebas de flotación lo primero que se hizo es determinar la ley de cabeza la cual se detalla a continuación:

Tabla N° 3.- Ley de cabeza de la muestra de flotación

| ELEMENTO | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | Pb % | Zn % | Cu % | Fe % | As % | Sb % | Pb ox % | Zn ox % |
|----------|-------------|-------------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|------------|------------|
| LEY | 16,44 | 0,35 | 1,92 | 1,68 | 0,37 | 16,01 | 0,24 | 0,05 | 1,64 | 0,02 |

***Fuente:** Elaboración propia - laboratorio químico Mallay

De los ensayos observamos que la ley de cabeza de la Ag es alto 16,44 oz/Tm es una buena ley para el proceso de flotación. La ley de cabeza del Pb es de 1,64 %. En cuanto al contenido de fierro es demasiado alto siendo esto de 16,01%, esto nos sugiere que la dosificación de reactivos debe ser variable.

Tabla N° 4: Balances Metalúrgicos

| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | | Distribución % | | | | Ratio |
|--------------------------|---------|--------|---------------|------|--------------|--------------|-------|------|------|------|----------------|--------------|--------------|-------|-------------|
| | Gr | % | Ag* | Au | Pb | Zn | Fe | Cu | As | Sb | Ag | Pb | Zn | Fe | |
| Cabeza Calculada | 2881.25 | 100.00 | 16.46 | 0.27 | 2.65 | 1.60 | 11.99 | 0.63 | 0.15 | 0.07 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 12.0 |
| Concentrado Ag-Pb | 239.85 | 8.32 | 166.95 | 1.03 | 25.49 | 8.18 | 22.68 | 6.76 | 0.37 | 0.69 | 84.41 | 80.02 | 42.41 | 15.74 | |
| Concentrado Zn | 71.52 | 2.48 | 16.32 | 0.29 | 10.21 | 30.17 | 14.20 | 1.20 | 0.14 | 0.05 | 2.46 | 9.56 | 46.66 | 2.94 | |
| Relave | 2569.88 | 89.19 | 2.42 | 0.20 | 0.31 | 0.20 | 10.93 | 0.05 | 0.13 | 0.01 | 13.13 | 10.42 | 10.93 | 81.32 | |
| | | | | | | | | | | | 86.41 | 80.02 | 46.66 | | |

***Fuente:** Elaboración propia laboratorio metalúrgico Mallay.

INTERPRETACIÓN

Concentrado de Pb-Ag: 166,95 oz/tm de plata, 25,49 % de plomo, con 22,687 % de hierro; con recuperaciones de 84,41 % para la plata, 80,02 % para el plomo y 15,74 % para el hierro.

Concentrado de zinc: 16,32 oz/tm de plata, 30,17 % de zinc, 14,20% de hierro; con recuperaciones de 2,46 % para la plata, 46,66 % para el zinc y 2,94 % para el hierro.

4.2.2. PRUEBAS EN LABORATORIO CON LOS COLECTORES

| LEY DE CABEZA ENSAYADA | | | | | |
|------------------------|------|------|-------|------|------|
| Ag | Pb | Zn | Fe | As | Sb |
| 16,54 | 2,87 | 1,59 | 15,91 | 0,21 | 0,06 |

PRUEBA N° 1: UTILIZANDO EL COLECTOR A-3418

CONDICIONES

MOLIENDA

| | | |
|-----------------|----------|------------|
| Peso , gr | 5.000,00 | 100 % <10m |
| Agua, ml | 2500,00 | |
| Sólidos, % | 64,66% | |
| Relación L/S | 0,50 | |
| malla (-200), % | 73,15% | |
| Agua Industrial | pH=10,96 | |

Tabla N° 5.- Parámetros para la prueba metalúrgica N°1

| Etapa | DOSIFICACION DE REACTIVOS g/Tm | | | | | | | | | Tiempo min | | | pH |
|-------------------------|--------------------------------|--------|---------|-------------------|-------|------|--------|-------------------|--------|------------|--------|------|------|
| | Cal | PM1111 | PM 1101 | Na ₂ S | A-404 | Z-11 | A-3418 | CuSO ₄ | MI-230 | Molienda | Acond. | Flot | |
| Conc de reactivos | | 1.0% | 10.0% | 10.0% | 10.0% | 1.0% | 1.0% | 10.0% | Puro | | | | |
| Molienda | 100 | 35.0 | 250.0 | 10.0 | 350 | | 60.0 | | | 200 | | | |
| Ro Pb-Ag | | | 50.0 | | | | 150.0 | | | | 10.0 | 4.0 | 10.8 |
| Scv Pb-Ag | | | 70.0 | | | 10 | 10.0 | | | | 8.0 | 4.0 | |
| 1er Clen. Pb-Ag | | | 10.0 | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 3.0 | 11 |
| 2do Clen. Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 20 | 11 |
| 3er Clen. Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 4.0 | 10 | 11 |
| Ro Zn | | | | | | | 10.0 | | | | 10.0 | 3.0 | 11.5 |
| Scv Zn | | | | | | | | | | | 5.0 | 5.0 | 12 |
| 1er Clean Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 5.0 | 12 |
| 2do Clean Zn | | | | | | 25 | 5.0 | 150.0 | | | 5.0 | 5.0 | 12 |
| 2do Clean Zn | | | | | | 25 | | 50.0 | | | 5.0 | 5.0 | 12 |
| 3er Clean Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 5.0 | 12 |
| Consumo reactivo | 100 | 35.0 | 385.0 | 10.0 | 350 | 60 | 275.0 | 200.0 | | | 5.0 | 10 | 12 |

*Fuente: Elaboración propia laboratorio metalúrgico Mallay.

Tabla N° 6: Resultados del laboratorio P-N°1

| Balance Metalúrgico Proyectado Ciclos 3,4,5 | | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|---------|--------|----------|----------|-------|------|-------|------|------|------|-------|----------------|-------|-------|------|-------|
| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | | | Distribución % | | | | Ratio |
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | % As | % Sb | Ag | Pb | Zn | Fe | | |
| Cabeza Calculada | 2984.35 | 100.00 | 14.41 | 0.23 | 2.55 | 1.40 | 14.72 | 0.57 | 0.16 | 0.05 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | | |
| Concentrado Ag-Pb | 275.70 | 9.24 | 124.04 | 0.91 | 24.73 | 6.20 | 24.80 | 4.72 | 0.29 | 0.47 | 79.53 | 89.47 | 41.02 | 15.56 | 10.8 | |
| Relave | 2708.65 | 90.76 | 3.25 | 0.16 | 0.30 | 0.91 | 13.69 | 0.14 | 0.14 | 0.01 | 20.47 | 10.53 | 58.98 | 84.44 | | |

***Fuente:** Elaboración propia metalúrgico BUENAVENTURA

De los resultados que se muestran en la tabla podemos resumir de la siguiente manera:

OBSERVACION:

- En esta prueba N° 1 se empleó la marcha estándar para realizar comparaciones con las pruebas siguientes.
- Se notó una recuperación aceptable en el caso del Pb-Ag. Y un consumo de 275 g/ton de A-3418.

La ley de concentrado de Pb-Ag se puede mejorar realizando pruebas con el PQ-6293 puesto que este reactivo (colector) es más selectivo.

INTERPRETACIÓN

El objetivo de la primera prueba fue determinar el poder del colector (A-3418), se hizo una flotación de Pb-Ag utilizando el

(A-3418), con un consumo de 275 g/Tn y se obtuvieron resultados aceptables.

Tanto las calidades de los concentrados Pb -Ag como indica el balance. Se observa que la recuperación de Ag es de 79,53% con una calidad de Ag de 124,04 oz/Tm y la recuperación de Pb% es de 89,47% con una calidad 24,73%.

Con una recuperación de Pb-Ag 24,73% y 79,53% respectivamente siendo estas aceptables para la empresa minera Buenaventura – Unidad Mallay.

PRUEBA Nº 2: UTILIZANDO EL COLECTOR PQ – 6293

CONDICIONES

MOLIENDA

| | | |
|-----------------|----------|------------|
| Peso , gr | 5.000,00 | 100 % <10m |
| Agua, ml | 2500,00 | |
| Sólidos, % | 64,66% | |
| Relación L/S | 0,50 | |
| malla (-200), % | 72,80% | |
| Agua Industrial | pH=10,83 | |

Tabla N° 7. - Parámetros para la prueba metalúrgica N°2

| Etapas | DOSIFICACION DE REACTIVOS gr / Tm | | | | | | | | | Tiempo, min. | | | pH |
|---------------------------------|-----------------------------------|--------|--------|-------------------|-------|------|---------|-------------------|---------|--------------|--------|-------|------|
| | Cal | PM1111 | PM1101 | Na ₂ S | A-404 | Z-11 | PQ 6293 | CuSO ₄ | MIN-230 | Molien. | Acond. | Flot. | |
| Concentración de reactivos | | 1.0% | 10.0% | 10.0% | 10.0% | 1.0% | 1.0% | 10.0% | Puro | | | | |
| Molienda | 100.0 | 35.0 | 250.0 | 10.0 | 35.0 | | 60.0 | | | 20.0 | | | |
| Rougher Pb-Ag | | | 50.0 | | | | 150.0 | | | | 10.0 | 4.0 | 10.8 |
| Scavenger Pb-Ag | | | 70.0 | | | 1.0 | 10.0 | | | | 8.0 | 4.0 | |
| 1er. Cleaner Pb-Ag | | | 10.0 | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 3.0 | 11 |
| 2do. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 2.0 | 11 |
| 3 ra. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 4.0 | 1.0 | 11 |
| Rougher I Zn | | | 5.0 | | | 2.5 | 10.0 | 150.0 | | | 10.0 | 3.0 | 11.5 |
| Scavenger Zn | | | | | | 2.5 | | 50.0 | | | 5.0 | 2.0 | 12 |
| 1er. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| 2do. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| 2do. Cleaner Zn | | | | | | | | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| 3ra. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| Consumo tota de reactivos gr/tm | 100.0 | 35.0 | 385.0 | 10.0 | 35.0 | 6.0 | 275.0 | 200.0 | | | 5.0 | 1.0 | 12 |

**Fuente: Elaboración propia laboratorio metalúrgico Mallay.*

Tabla N° 8: Resultados del laboratorio P-N°2.

| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | | Distribución % | | | | Ratio |
|-------------------|---------|--------|----------|----------|-------|-------|-------|------|------|------|----------------|-------|-------|-------|-------|
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | % As | % Sb | Ag | Pb | Zn | Fe | |
| Cabeza Calculada | 2898.40 | 100.00 | 16.0 | 0.26 | 2.88 | 1.78 | 12.35 | 0.72 | 0.28 | 0.06 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | |
| Concentrado Ag-Pb | 288.07 | 9.94 | 139.36 | 0.89 | 25.73 | 9.13 | 22.69 | 6.57 | 0.52 | 0.56 | 86.68 | 88.66 | 50.95 | 18.26 | |
| Concentrado Zn | 54.34 | 1.87 | 13.45 | 0.28 | 5.66 | 38.09 | 12.97 | 1.21 | 0.32 | 0.04 | 1.58 | 3.68 | 40.10 | 1.97 | |
| Relave | 2555.99 | 88.19 | 2.13 | 0.18 | 0.25 | 0.18 | 11.17 | 0.05 | 0.25 | 0.01 | 11.74 | 7.66 | 8.95 | 79.77 | |

**Fuente: Elaboración propia laboratorio metalúrgico Mallay.*

De los resultados que se muestran en la tabla podemos resumir de la siguiente manera:

OBSERVACIÓN:

En esta prueba N° 2 se empleó la marcha estándar para realizar comparaciones con las pruebas siguientes.

Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 275 g/tn de PQ- 6293.

INTERPRETACIÓN

Concentrado de Pb -Ag: 139,36 oz/tm de Ag, 25,73 % de Pb, con 22,69 % de Fe; con recuperaciones de 86,68 % para la Ag, 88,66 % para el Pb y 18,26 % para el Fe.

Concentrado de zinc: 13,45 oz/tm de Ag, 38,09 % de Zn, 12,97% de Fe; con recuperaciones de 1,58 % para la Ag, 40,10 % para el Zn y 1,97 % para el Fe.

PRUEBA Nº 3: UTILIZANDO EL COLECTOR PQ – 6293

CONDICIONES

MOLIENDA

| | | |
|-----------------|----------|------------|
| Peso , gr | 5.000,00 | 100 % <10m |
| Agua, ml | 2500,00 | |
| Sólidos, % | 64,66% | |
| Relación L/S | 0,50 | |
| malla (-200), % | 73,00% | |
| Agua Industrial | pH=11,05 | |

Tabla N° 9. - Parámetros para la prueba metalúrgica N°3:

| Etapas | DOSIFICACION DE REACTIVOS gr / Tm | | | | | | | | | Tiempo, min. | | | pH |
|---------------------------------|-----------------------------------|---------|---------|-------------------|-------|------|---------|-------------------|---------|--------------|--------|-------|------|
| | Cal | PM-1111 | PM-1101 | Na ₂ S | A-404 | Z-11 | PQ-6293 | CuSO ₄ | MIN-230 | Molien. | Acond. | Flot. | |
| Concentración de reactivos | Puro | 1.0% | 10.0% | 10.0% | 10.0% | 1.0% | 1.0% | 10.0% | Puro | | | | |
| Molienda | 100.0 | 35.0 | 250.0 | 10.0 | 35.0 | | 60.0 | | | 20.0 | | | |
| Rougher Pb-Ag | | | 50.0 | | | | 150.0 | | | | 10.0 | 4.0 | 10.8 |
| Scavenger Pb-Ag | | | 70.0 | | | 1.0 | 10.0 | | | | 8.0 | 4.0 | |
| 1er. Cleaner Pb-Ag | | | 10.0 | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 3.0 | 11.0 |
| 2do. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 2.0 | 11.0 |
| 3 ra. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 4.0 | 1.0 | 11.0 |
| Rougher I Zn | | | 5.0 | | | 2.5 | 10.0 | 150.0 | | | 10.0 | 3.0 | 11.5 |
| Scavenger Zn | | | | | | 2.5 | | 50.0 | | | 5.0 | 2.0 | 12.0 |
| 1er. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |
| 2do. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |
| 2do. Cleaner Zn | | | | | | | | | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |
| 3ra. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |
| Consumo tota de reactivol gr/tm | 100.0 | 35.0 | 385.0 | 10.0 | 35.0 | 6.0 | 275.0 | 200.0 | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |

*Fuente: Elaboración propia laboratorio metalúrgico Mallay.

Tabla N° 10: Resultados del laboratorio P-N°3.

| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | | Distribución % | | | | Ratio |
|-------------------|---------|--------|----------|----------|-------|------|-------|------|------|------|----------------|-------|-------|-------|-------|
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | % As | % Sb | Ag | Pb | Zn | Fe | |
| Cabeza Calculada | 2898.40 | 100.00 | 16.0 | 0.26 | 2.88 | 1.78 | 12.35 | 0.72 | 0.28 | 0.06 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | |
| Concentrado Ag-Pb | 288.07 | 9.94 | 165.23 | 1.02 | 25.60 | 9.09 | 22.41 | 6.57 | 0.51 | 0.56 | 84.58 | 82.96 | 42.58 | 15.65 | |
| Relave Ag-Pb | 2610.34 | 90.06 | 2.36 | 0.19 | 0.36 | 0.97 | 11.21 | 0.07 | 0.25 | 0.01 | 15.42 | 17.04 | 57.42 | 84.35 | |

*Fuente: Elaboración propia laboratorio metalúrgico Mallay.

De los resultados que se muestran en la tabla podemos resumir de la siguiente manera:

OBSERVACIÓN:

En esta prueba N° 3 se empleó la marcha estándar para realizar comparaciones con las pruebas siguientes.

Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 275 g/tn de PQ- 6293.

INTERPRETACIÓN

Concentrado de Pb -Ag: 165,23 oz/tm de Ag, 25,60 % de Pb, con 22,41 % de Fe; con recuperaciones de 84,58 % para la Ag, 82,96 % para el Pb y 15,65 % para el Fe.

Concentrado de zinc: 15,33 oz/tm de Ag, 39,34 % de Zn, 11,68% de Fe; con recuperaciones de 2,04 % para la Ag, 42,53 % para el Zn y 2,18 % para el Fe.

PRUEBA Nº 4: UTILIZANDO EL COLECTOR PQ – 6293

CONDICIONES

MOLIENDA

| | |
|-----------------|----------|
| Peso , gr | 5.000,00 |
| Agua, ml | 2500,00 |
| Sólidos, % | 64,66% |
| Relación L/S | 0,50 |
| malla (-200), % | 72,14% |
| Agua Industrial | pH=10,48 |

Tabla N° 11. - Parámetros para la prueba metalúrgica N°4:

| Etapas | DOSIFICACION DE REACTIVOS gr / Tm | | | | | | | | | Tiempo, min. | | | pH |
|---------------------------------|-----------------------------------|---------|---------|-------------------|-------|------|---------|-------------------|---------|--------------|--------|-------|------|
| | CaI | PM-1111 | PM-1101 | Na ₂ S | A-404 | Z-11 | PQ-6293 | CuSO ₄ | MIN-230 | Molien. | Acond. | Flot. | |
| Concentración de reactivos | Puro | 1.0% | 10.0% | 10.0% | 10.0% | 1.0% | 1.0% | 10.0% | Puro | | | | |
| Molienda | 100.0 | 35.0 | 250.0 | 10.0 | 35.0 | | 60.0 | | | 20.0 | | | |
| Rougher Pb-Ag | | | 50.0 | | | | 150.0 | | | | 10.0 | 4.0 | 10.8 |
| Scavenger Pb-Ag | | | 70.0 | | | 1.0 | 10.0 | | | | 8.0 | 4.0 | |
| 1er. Cleaner Pb-Ag | | | 10.0 | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 3.0 | 11.0 |
| 2do. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 2.0 | 11.0 |
| 3 ra. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 4.0 | 1.0 | 11.0 |
| Rougher I Zn | | | 5.0 | | | 2.5 | 10.0 | 150.0 | | | 10.0 | 3.0 | 11.5 |
| Scavenger Zn | | | | | | 2.5 | | 50.0 | | | 5.0 | 2.0 | 12.0 |
| 1er. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |
| 2do. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |
| 2do. Cleaner Zn | | | | | | | | | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |
| 3ra. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |
| Consumo tota de reactivos gr/tm | 100.0 | 35.0 | 385.0 | 10.0 | 35.0 | 6.0 | 275.0 | 200.0 | | | 5.0 | 1.0 | 12.0 |

**Fuente: Elaboración propia laboratorio metalúrgico Mallay.*

Tabla N° 12: Resultados del laboratorio P-N°4.

| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | | Distribución % | | | | Ratio |
|-------------------|---------|--------|----------|----------|-------|-------|-------|------|------|------|----------------|-------|-------|-------|-------|
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | % As | % Sb | Ag | Pb | Zn | Fe | |
| Cabeza Calculada | 2881.25 | 100.00 | 16.46 | 0.27 | 2.65 | 1.60 | 11.99 | 0.63 | 0.15 | 0.07 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | |
| Concentrado Ag-Pb | 239.85 | 8.32 | 166.95 | 1.03 | 25.49 | 8.18 | 22.68 | 6.76 | 0.37 | 0.69 | 84.41 | 80.02 | 42.41 | 15.74 | 12.0 |
| Concentrado Zn | 71.52 | 2.48 | 16.32 | 0.29 | 10.21 | 30.17 | 14.20 | 1.20 | 0.14 | 0.05 | 2.46 | 9.56 | 46.66 | 2.94 | 40.3 |
| Relave | 2569.88 | 89.19 | 2.42 | 0.20 | 0.31 | 0.20 | 10.93 | 0.05 | 0.13 | 0.01 | 13.13 | 10.42 | 10.93 | 81.32 | |

**Fuente: Elaboración propia laboratorio metalúrgico Mallay.*

De los resultados que se muestran en la tabla podemos resumir de la siguiente manera:

OBSERVACIÓN

En esta prueba N° 4 se empleó la marcha estándar para realizar comparaciones con las pruebas siguientes.

Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 275 g/tn de PQ- 6293.

INTERPRETACIÓN

Concentrado de Pb -Ag: 166,95 oz/tm de Ag, 25,49 % de Pb, con 22,68 % de Fe; con recuperaciones de 84,41 % para la Ag, 80,02 % para el Pb y 15,74 % para el Fe.

Concentrado de zinc: 16,32 oz/tm de Ag, 30,17 % de Zn, 20,14% de Fe; con recuperaciones de 2,46 % para la Ag, 46,66 % para el Zn y 2,94 % para el Fe.

4.3. COSTO COMPARATIVO DEL A - 3418 VERSUS PQ - 6293

En todo proceso de concentración por flotación siempre existe un compromiso económico entre el precio de un mayor o menor consumo de reactivos como es el caso de la flotación de los minerales de Pb-Ag de la empresa BUENAVENTURA, que requiere hacer un análisis del costo comparativo aproximado.

Tabla N°13. - Precio total del reactivo consumido al día.

| REACTIVOS | Precio Unitario \$/Tm | | Precio Total \$/día | |
|------------|--------------------------|--------------------------|---------------------|-----------|
| | A – 3418 (2000 \$/Tm) | PQ -6293 (1600 \$/Tm) | A - 3418 | PQ – 6293 |
| PRUEBA N°1 | 0,55 | 0,44 | 330 | 264 |
| PRUEBA N°2 | 0,55 | 0,44 | 330 | 264 |
| PRUEBA N°3 | 0,55 | 0,44 | 330 | 264 |
| PRUEBA N°4 | 0,55 | 0,44 | 330 | 264 |

* **Fuente:** Elaboración propia.

INTERPRETACION:

$$\text{Precio total \$/día del A-3418} = 0,000275 \text{ Tm} * \frac{2000 \$}{\text{Tm}} = 0,55 \text{ \$/Tm}$$
$$0,55 \frac{\$}{\text{Tm}} * \frac{600 \text{ Tm}}{\text{día}} = 330 \text{ \$/día}$$

$$\text{Precio total \$/día del PQ-6293} = 0,000275 \text{ Tm} * \frac{1600 \$}{\text{Tm}} = 0,44 \text{ \$/Tm}$$
$$0,44 \frac{\$}{\text{Tm}} * \frac{600 \text{ Tm}}{\text{día}} = 264 \text{ \$/día}$$

4.3.1. CONSUMO DE LOS REACTIVOS USANDO EL A - 3418 Y EL PQ - 6293

Tabla N°14. - Análisis del consumo del colector en cada prueba.

| REACTIVOS | Consumo Unitario gr | |
|------------|---------------------|----------|
| | A – 3418 | PQ -6293 |
| PRUEBA N°1 | 275 | 275 |
| PRUEBA N°2 | 275 | 275 |
| PRUEBA N°3 | 275 | 275 |
| PRUEBA N°4 | 275 | 275 |

OBSERVACION:

Por lo tanto los precios serían los siguientes:

A-3418= 330 \$ por día

PQ - 6293= 264 \$ por día

Por lo tanto los consumos serían los siguientes:

A-3418= 275g/Tm

PQ - 6293= 275g/Tm

INTERPRETACION:

Con el reactivo A-3418 se hará un gasto de 330 \$ por día; dándose así en la flotación Pb- Ag recuperaciones aceptables con una recuperación de Pb-Ag 24,73% - 79,53% y un consumo de 275 g/Tm de A-3418.

Con el reactivo del PQ-6293 se tendrá un costo de 264 \$ por día siendo menor que el A -3418; dándose así en la flotación Pb-Ag con recuperaciones óptimos de 84,58 % para la Ag, 82,96 % para el Pb y un consumo de 275 g/Tm de PQ-6293.

Entonces se probó que la segunda prueba es la más aceptable, ya que reduce los gastos en la empresa, y mejora la recuperación en el concentrado Pb-Ag.

4.4. PRUEBA DE HIPOTESIS

Realizado las pruebas experimentales se determinó que el PQ-6293 mejora la recuperación del plomo y la plata, siendo estas recuperaciones de 82,96% y 84,58% respectivamente. Además al utilizar PQ-6293 se ahorra 66 dólares por día en la concentración del mineral de Pb-Ag en la Empresa Minera Buenaventura de la Unidad de Mallay.

4.5. DISCUSIÓN DEL RESULTADO

MOLIENDA:

Como se observa en los resultados se sugiere la molienda a 20 minutos. En lo consiguiente se pudo determinar que en la flotación de Pb-Ag tienen un origen desde el yacimiento (esta determinación lo presento el área de geología), por lo cual se analiza; que se debe realizar el proceso de flotación del mineral de Pb-Ag, conjuntamente con una dosificación adecuada del colector, modificadores y espumantes para obtener una mejor recuperación.

FLOTACION:

De las pruebas metalúrgicas realizadas en las cuatro pruebas en el laboratorio metalúrgico de la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay podemos constatar que la segunda prueba fue la más aceptable al reducir los costos, disminuyendo los gastos generados por el colector, obteniéndose las recuperaciones y calidades de los concentrados de Pb y Ag sean óptimos siendo aceptables y rentables para la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay.

REACTIVOS:

De las pruebas metalúrgicas realizadas en las cuatro pruebas en el laboratorio y planta metalúrgica de la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay, podemos constatar que la segunda prueba fue la

más aceptable y optima en este sentido la reducir los costos, disminuyendo así los gastos en la empresa. Esta segunda prueba determinó el poder del reactivo colector PQ-6293, con un consumo de reactivo de 275 g/Tm y se obtuvieron resultados óptimos.

La calidad de Ag 165,23 oz/tm de Ag, 25,60 % de Pb, con 22,41 % de Fe; con recuperaciones de 84,58 % para la Ag, 82,96 % para el Pb y 15,65 % para el Fe, deduciendo que esta prueba es mucho mayor a las anteriores pruebas realizadas, siendo rentable y eficiente para la Empresa Minera BUENAVENTURA – Unidad Mallay.

CONCLUSIONES

1. Se concluye que tras la evaluación del reactivo PQ-6293, se determinó que el consumo es de 275 g/Tm del reactivo colector en el proceso de flotación Pb-Ag obteniendo como resultado una mayor recuperación de los concentrados de 84,58 % para la Ag, 82,96 % para el Pb.
2. El uso del reactivo PQ-6293 en el proceso de flotación Pb-Ag, se logró reducir considerablemente los costos por día en la Empresa Minera BUENAVENTURA – Unidad Mallay.
3. El reactivo PQ-6293 supera ampliamente al promotor 3418, tanto en su efectividad colectora y selectora, también su alcalinidad (pH = 10 á 11),

RECOMENDACIONES

1. Se debe continuar realizando pruebas a escala de laboratorio con muestras de mineral de otras zonas para definir sus características colectoras selectivas de Pb-Ag del mineral de la Empresa Minera Buenaventura – Unidad Mallay.
2. Realizar pruebas con otro tipo de minerales para observar la eficiencia del colector PQ-6293 y debe haber un estricto control de las dosificaciones en las pruebas a realizar a nivel laboratorio ya que ello influye en los resultados obtenidos.
3. Es conveniente realizar pruebas controladas a escala de planta empleando procedimientos estadísticos para su mejor evaluación. Es necesario usar oportunamente y de forma adecuada el Equipo de Protección Personal (EPP) para que de esta manera evitar algún accidente al momento de manipular las sustancias químicas peligrosas.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFIA

1. ASTUCURI, V. "Introducción a la Flotación de Minerales" Primera Edición Lima – Perú pag. 128 – 134.
2. Anónimo. (1996). "*Tratamiento de minerales*". Inc., Nueva York.
3. BLAZY, P. "El Beneficio de los Minerales" Rocas Y Minerales Madrid, España 1977.
4. B. A. Wills. (1994). "*Tecnología de procesamiento de minerales*" Editorial limusa. México D.F. pag. 345 - 364.
5. Clarke a. & Wilson d. (1983), "*Foam Flotation*" M. Dekker
6. Lemlich R. (1968). "*Adsorbitive Bubble Separation Methods*", Ind. Eng. Chem.
7. Somasundaran P. (1975). "*Interfacial chemistry of particulate flotation*". ref. (9) pag. 35.
8. CHIA, J. "Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales" Traducido del Inglés al Castellano de John Curie Lima – Perú pag.. 9 - 1, 9 -15.
9. ERROL, G. KELLY. 1990 "Introducción al Procesamiento de Minerales", Editorial Noriega - Limusa Argentina.
10. FUESRSTENAU, D.W. 1962 "Froth Flotation" 50Th Anniversary Volume, The American, Institute of Mining Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc. New York.

11. Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., Baptista Lucio, P.
(2003) *“Metodología de la Investigación”*. Editorial Mexicana.

ANEXOS

ANEXO 1

HOJA MSDS DEL COLECTOR PQ-6293

PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS

Estado físico: Líquido.

Color y apariencia: Transparente, amarillo a pardo rojizo.

Solubilidad: En agua Insoluble

pH : No se aplica

Punto de fusión/ congelamiento: No se aplica

Punto de inflamación: Aprox. 58°C

Gravedad específica: 0.89 g/ml a 20°C

TOXICOLOGÍA

Efectos locales y sistémicos: Puede producir irritación moderada de la piel.

ATRIBUTOS Y APLICACIONES DEL COLECTOR PQ-6293

- Mena sulfurada de plata, galena, sulfuros de Zinc, sulfuros de Cobre.
- Plata nativa (elemental) y sus sulfuros.
- Oro metálico grueso y electrum.
- propiedad hidrofobica para sulfuros argentíferos
- Excelente selectividad en menas sulfuradas de plata y oro.
- Sulfuros Complejos de Au-Cu-Pb-Zn-Ag
- Mejora la selectividad
- Incrementa la recuperación de metales preciosos
- Selectividad en contra de ganga Sulfuros de Hierro, sulfuros de Arsénico, Óxidos de Sílice, Cuarzo
- Incrementos en recuperación de oro y plata
- Aplicable a celdas tipo "Flash," primarios y en circuitos de limpieza.

ESTABILIDAD Y REACTIVIDAD:

Descomposición térmica: Estable a temperatura ambiente.

Material a evitar: Medios fuertemente oxidantes.

INFORMACIÓN DE LOS EFECTOS SOBRE LA ECOLOGÍA

Este producto no tiene efectos eco- toxicológicos conocidos

COMPOSICIÓN E INFORMACIÓN SOBRE LOS INGREDIENTES PELIGROSOS

Isotanol

Metil isobutil carbinol

RIESGOS Y EFECTOS DE EXPOSICIÓN

Riesgos de salud (agudo y crónico): El producto es moderadamente irritante de la piel. Su contacto prolongado con la piel no debería generar problemas.

PRIMEROS AUXILIOS

Contacto ocular: Lave con abundante agua corriente por lo menos 15 minutos y consulte un médico.

Contacto dérmico: Lave con abundante agua corriente hasta sacar todo el producto.

Inhalación: Retire a la persona al aire libre. Si hay molestias, consulte con un médico.

Ingestión: INDUZCA AL VÓMITO. Dé a beber agua o leche y, si persisten las náuseas, vuelve a inducir al vómito. Consiga atención médica.

ANEXO 2

REPORTE DE ENSAYOS DE METALURGIA

1. PRUEBA N° 1:

Utilizando el (A – 3418) en laboratorio metalúrgico.

| | | |
|-----------------|-----------------------------------|-----------------|
| Procedimiento | Prueba de flotación criba cerrada | AGUA INDUSTRIAL |
| MOLIENTA | | |
| Peso, gr | 5000.00 100% <10m | pH 10.48 |
| Agua, ml | 2500.00 | |
| Sólidos, % | 64.66% | |
| Relación L/S | 0.50 | |
| masa (-200), % | 72.14% | |
| Condiciones | | |

| Etapas | DOSIFICACION DE REACTIVOS gr / Tm | | | | | | | | | Tiempo, min | | | pH |
|----------------------------------|-----------------------------------|--------|--------|------------------|-------|------|--------|-------------------|---------|-------------|-------|------|------|
| | Cal | PM1111 | PM1101 | N ₂ S | A-404 | Z-11 | A-3418 | CaSO ₄ | MIN-230 | Molien | Acand | Floc | |
| Concentración de reactivos | | 1.0% | 10.0% | 10.0% | 10.0% | 1.0% | 1.0% | 10.0% | Puro | | | | |
| Molenda | 100.0 | 35.0 | 250.0 | 10.0 | 35.0 | | 60.0 | | | 200 | | | |
| Rougher Pb-Ag | | | 50.0 | | | | 150.0 | | | | 30.0 | 4.0 | 10.8 |
| Scavenger Pb-Ag | | | 70.0 | | | 1.0 | 10.0 | | | | 8.0 | 4.0 | |
| 1er. Cleaner Pb-Ag | | | 10.0 | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 3.0 | 11 |
| 2do. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 2.0 | 11 |
| 3ra. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 4.0 | 1.0 | 11 |
| Rougher Zn | | | 5.0 | | | 2.5 | 10.0 | 150.0 | | | 30.0 | 3.0 | 11.5 |
| Scavenger Zn | | | | | | 2.5 | | 50.0 | | | 5.0 | 2.0 | 12 |
| 1er. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| 2do. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| 3do. Cleaner Zn | | | | | | | | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| 3ra. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| Consumo total de reactivos gr/tm | 100.0 | 35.0 | 385.0 | 10.0 | 35.0 | 6.0 | 273.0 | 200.0 | | | 5.0 | 1.0 | 12 |

| Resultados Metalúrgicos | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|-----------------------------|--------|-------|----------|----------|------|------|------|------|------|------|-----------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | | Distribución, % | | | | | | | |
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | % As | % Sb | Ag | Au | Pb | Zn | Fe | Cu | As | Sb |
| 1 Concentrado 3° Cl Ag-Pb 1 | 77.8 | 1.6 | 156.6 | 1.1 | 27.1 | 6.2 | 23.5 | 6.4 | 0.6 | 0.6 | 16.2 | 6.4 | 16.1 | 5.4 | 2.9 | 16.7 | 3.1 | 16.1 |
| 2 Concentrado 3° Cl Ag-Pb 2 | 77.9 | 1.6 | 141.6 | 1.0 | 26.5 | 9.2 | 22.6 | 5.5 | 0.5 | 0.6 | 14.7 | 5.8 | 15.8 | 8.0 | 2.8 | 14.3 | 2.9 | 15.3 |
| 3 Concentrado 3° Cl Ag-Pb 3 | 78.4 | 1.6 | 139.0 | 0.9 | 26.8 | 8.8 | 22.6 | 5.9 | 0.5 | 0.6 | 14.5 | 5.7 | 16.1 | 7.7 | 2.8 | 15.3 | 2.8 | 14.4 |
| 4 Concentrado 3° Cl Ag-Pb 4 | 79.6 | 1.6 | 136.9 | 0.9 | 25.7 | 7.4 | 24.1 | 7.5 | 0.5 | 0.6 | 14.5 | 5.8 | 15.7 | 6.5 | 3.1 | 20.0 | 2.8 | 14.6 |
| 5 Concentrado 3° Cl Ag-Pb 5 | 79.9 | 1.6 | 142.3 | 0.8 | 24.7 | 11.2 | 21.4 | 6.3 | 0.6 | 0.6 | 15.2 | 5.2 | 15.1 | 10.0 | 2.7 | 16.8 | 3.3 | 15.2 |
| 6 Concentrado SCV Ag-Pb 5 | 45.8 | 0.9 | 37.9 | 0.5 | 5.4 | 8.0 | 20.4 | 1.3 | 0.4 | 0.1 | 2.3 | 1.8 | 1.9 | 4.1 | 1.5 | 2.0 | 1.3 | 2.0 |
| 7 Relave 1er. Cl Ag-Pb 5 | 61.2 | 1.2 | 43.2 | 0.6 | 4.5 | 4.4 | 26.0 | 0.8 | 0.5 | 0.2 | 3.5 | 2.9 | 2.1 | 3.0 | 2.5 | 1.6 | 2.3 | 3.1 |
| 8 Relave 2do. Cl Ag-Pb 5 | 45.2 | 0.9 | 65.7 | 0.8 | 8.4 | 8.4 | 30.8 | 1.4 | 0.5 | 0.3 | 4.0 | 2.8 | 2.9 | 4.2 | 2.2 | 2.1 | 1.5 | 4.1 |
| 9 Relave 3er. Cl Ag-Pb 5 | 9.8 | 0.2 | 76.8 | 0.9 | 9.4 | 8.8 | 30.6 | 2.7 | 0.6 | 0.3 | 1.0 | 0.7 | 0.7 | 1.0 | 0.5 | 0.9 | 0.4 | 0.9 |
| 10 Concentrado 3° Cl Zn 1 | 17.5 | 0.4 | 12.3 | 0.3 | 6.5 | 31.3 | 19.6 | 0.6 | 0.4 | 0.1 | 0.3 | 0.5 | 0.9 | 6.1 | 0.6 | 0.4 | 0.5 | 0.3 |
| 11 Concentrado 3° Cl Zn 2 | 17.7 | 0.4 | 11.8 | 0.2 | 2.5 | 42.3 | 13.3 | 1.5 | 0.3 | 0.0 | 0.3 | 0.3 | 0.3 | 8.3 | 0.4 | 0.9 | 0.3 | 0.2 |
| 12 Concentrado 3° Cl Zn 3 | 17.9 | 0.4 | 11.9 | 0.2 | 3.4 | 45.9 | 11.2 | 1.3 | 0.2 | 0.0 | 0.3 | 0.3 | 0.5 | 9.2 | 0.3 | 0.8 | 0.3 | 0.2 |
| 13 Concentrado 3° Cl Zn 4 | 17.7 | 0.4 | 13.8 | 0.3 | 6.1 | 36.2 | 13.3 | 1.2 | 0.4 | 0.1 | 0.3 | 0.4 | 0.8 | 7.1 | 0.4 | 0.7 | 0.5 | 0.3 |
| 14 Concentrado 3° Cl Zn 5 | 18.9 | 0.4 | 14.6 | 0.3 | 7.4 | 32.4 | 14.4 | 1.1 | 0.3 | 0.1 | 0.4 | 0.5 | 1.1 | 6.8 | 0.4 | 0.7 | 0.5 | 0.3 |
| 15 Concentrado SCV Zn 5 | 17.9 | 0.4 | 20.4 | 0.5 | 3.6 | 3.5 | 27.8 | 0.5 | 0.6 | 0.1 | 0.5 | 0.7 | 0.5 | 0.7 | 0.8 | 0.3 | 0.7 | 0.4 |
| 16 Rel 1° Cl Zn 5 | 30.1 | 0.6 | 25.3 | 0.5 | 7.9 | 9.5 | 20.4 | 0.5 | 0.4 | 0.1 | 1.0 | 1.2 | 1.8 | 3.2 | 1.0 | 0.5 | 0.8 | 0.8 |
| 17 Rel 2° Cl Zn 5 | 8.8 | 0.2 | 21.3 | 0.6 | 7.6 | 11.2 | 23.6 | 0.6 | 0.4 | 0.1 | 0.2 | 0.4 | 0.5 | 1.1 | 0.3 | 0.2 | 0.2 | 0.2 |
| 18 Rel 3° Cl Zn 5 | 7.6 | 0.2 | 15.0 | 0.6 | 11.8 | 7.6 | 25.5 | 0.6 | 0.4 | 0.1 | 0.2 | 0.4 | 0.7 | 0.6 | 0.3 | 0.1 | 0.2 | 0.1 |
| 19 Relave Final 1 | 864.2 | 17.4 | 1.0 | 0.1 | 0.1 | 0.1 | 9.6 | 0.0 | 0.2 | 0.0 | 1.1 | 8.8 | 0.4 | 0.5 | 13.4 | 0.6 | 13.1 | 2.9 |
| 20 Relave Final 2 | 826.2 | 16.6 | 2.0 | 0.2 | 0.2 | 0.2 | 11.3 | 0.0 | 0.3 | 0.0 | 2.2 | 12.4 | 1.3 | 1.4 | 15.0 | 1.1 | 16.1 | 2.8 |
| 21 Relave Final 3 | 817.2 | 16.5 | 1.9 | 0.2 | 0.2 | 0.2 | 11.2 | 0.0 | 0.2 | 0.0 | 2.1 | 10.9 | 1.4 | 1.4 | 14.7 | 1.1 | 14.2 | 0.0 |
| 22 Relave Final 4 | 878.4 | 17.7 | 2.3 | 0.2 | 0.3 | 0.2 | 10.9 | 0.1 | 0.2 | 0.0 | 2.7 | 12.4 | 2.0 | 2.0 | 15.4 | 1.5 | 14.0 | 2.9 |
| 23 Relave Final 5 | 867.8 | 17.5 | 2.1 | 0.2 | 0.2 | 0.2 | 11.4 | 0.1 | 0.3 | 0.0 | 2.4 | 13.7 | 1.5 | 1.8 | 15.8 | 1.4 | 18.2 | 2.9 |
| Cabeza Calculada | 4963.5 | 100.0 | 15.1 | 0.3 | 2.6 | 1.8 | 12.6 | 0.6 | 0.3 | 0.1 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |

PRUEBA Nº 2:

Utilizando el (A – 3418) en laboratorio metalúrgico

| | | |
|-----------------|-----------------------------------|-----------------|
| Procedimiento | Prueba de flotación ciclo cerrado | AGUA INDUSTRIAL |
| MOLIENDA | | |
| Peso , gr | 5,000.00 100 % <10m | pH 10.48 |
| Agua, ml | 2500.00 | |
| Sólidos, % | 64.66% | |
| Relación L/S | 0.50 | |
| malla (-200), % | 72.14% | |

Condiciones

| Etapas | DOSIFICACION DE REACTIVOS gr / Tm | | | | | | | | | Tiempo, min. | | | pH |
|---------------------------------|-----------------------------------|--------|--------|-------------------|-------|------|---------|-------------------|---------|--------------|--------|-------|------|
| | Cal | PM1111 | PM1101 | Na ₂ S | A-404 | Z-11 | PQ 6293 | CuSO ₄ | MIN-230 | Molien. | Acond. | Flot. | |
| Concentración de reactivos | | 1.0% | 10.0% | 10.0% | 10.0% | 1.0% | 1.0% | 10.0% | Puro | | | | |
| Molienda | 100.0 | 35.0 | 250.0 | 10.0 | 35.0 | | 60.0 | | | 20.0 | | | |
| Rougher Pb-Ag | | | 50.0 | | | | 150.0 | | | | 10.0 | 4.0 | 10.8 |
| Scavenger Pb-Ag | | | 70.0 | | | 1.0 | 10.0 | | | | 8.0 | 4.0 | |
| 1er. Cleaner Pb-Ag | | | 10.0 | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 3.0 | 11 |
| 2do. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 5.0 | 2.0 | 11 |
| 3 ra. Cleaner Pb-Ag | | | | | | | 10.0 | | | | 4.0 | 1.0 | 11 |
| Rougher I Zn | | | 5.0 | | | 2.5 | 10.0 | 150.0 | | | 10.0 | 3.0 | 11.5 |
| Scavenger Zn | | | | | | 2.5 | | 50.0 | | | 5.0 | 2.0 | 12 |
| 1er. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| 2do. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| 2do. Cleaner Zn | | | | | | | | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| 3ra. Cleaner Zn | | | | | | | 5.0 | | | | 5.0 | 1.0 | 12 |
| Consumo tota de reactivos gr/tm | 100.0 | 35.0 | 385.0 | 10.0 | 35.0 | 6.0 | 275.0 | 200.0 | | | 5.0 | 1.0 | 12 |

Productos Combinados

| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | Distribución, % | | | | | |
|----------------------------|---------|-------|----------|----------|-------|-------|-------|------|-----------------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | Ag | Au | Pb | Zn | Fe | Cu |
| Concentrado 3er. Cl. Ag-Pb | 396.50 | 7.99 | 143.20 | 0.93 | 26.14 | 8.56 | 22.84 | 6.33 | 75.15 | 28.92 | 78.70 | 37.54 | 14.42 | 83.16 |
| Concentrado 2do. Cl. Ag-Pb | 406.38 | 8.19 | 141.59 | 0.93 | 25.74 | 8.57 | 23.03 | 6.24 | 76.15 | 29.61 | 79.41 | 38.50 | 14.90 | 84.05 |
| Concentrado 1er. Cl. Ag-Pb | 451.90 | 9.10 | 133.95 | 0.92 | 23.99 | 8.55 | 23.81 | 5.76 | 80.11 | 32.39 | 82.31 | 42.75 | 17.13 | 86.18 |
| Relave 1er. Cl. Ag-Pb | 61.63 | 1.24 | 43.18 | 0.61 | 4.48 | 4.38 | 25.96 | 0.80 | 3.52 | 2.94 | 2.10 | 2.99 | 2.55 | 1.63 |
| Relave Circuito Ag-Pb | 4440.33 | 89.46 | 2.39 | 0.18 | 0.41 | 1.02 | 11.15 | 0.07 | 14.05 | 62.84 | 13.72 | 50.19 | 78.82 | 10.20 |
| Concentrado 3er. Cl. Zn | 90.36 | 1.82 | 12.90 | 0.28 | 5.20 | 37.59 | 14.33 | 1.14 | 1.54 | 1.97 | 3.57 | 37.57 | 2.06 | 3.43 |
| Concentrado 2do. Cl. Zn | 98.03 | 1.97 | 13.06 | 0.31 | 5.72 | 35.24 | 15.20 | 1.10 | 1.69 | 2.34 | 4.26 | 38.21 | 2.37 | 3.57 |
| Concentrado 1er. Cl. Zn | 106.86 | 2.15 | 13.74 | 0.33 | 5.88 | 33.26 | 15.89 | 1.06 | 1.94 | 2.72 | 4.77 | 39.31 | 2.70 | 3.74 |
| Relave 1er. Cl. Zn | 30.35 | 0.61 | 25.31 | 0.49 | 7.93 | 9.45 | 20.42 | 0.50 | 1.02 | 1.16 | 1.83 | 3.17 | 0.99 | 0.50 |
| Relave Final | 4285.09 | 86.33 | 1.87 | 0.17 | 0.20 | 0.15 | 10.89 | 0.04 | 10.60 | 58.24 | 6.64 | 7.02 | 74.33 | 5.68 |

Balance Metalúrgico Proyectado Ciclos 3,4,5

| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | | Distribución % | | | | Ratio |
|-------------------|---------|--------|----------|----------|-------|------|-------|------|------|------|----------------|-------|-------|-------|-------|
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | % As | % Sb | Ag | Pb | Zn | Fe | |
| Cabeza Calculada | 2984.35 | 100.00 | 14.41 | 0.23 | 2.55 | 1.40 | 14.72 | 0.57 | 0.16 | 0.05 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | |
| Concentrado Ag-Pb | 275.70 | 9.24 | 124.04 | 0.91 | 24.73 | 6.20 | 24.80 | 4.72 | 0.29 | 0.47 | 79.53 | 89.47 | 41.02 | 15.56 | |
| Relave | 2708.65 | 90.76 | 3.25 | 0.16 | 0.30 | 0.91 | 13.69 | 0.14 | 0.14 | 0.01 | 20.47 | 10.53 | 58.98 | 84.44 | |

| Resultados Metalúrgicos | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|-------------------------|---------------------------|--------|----------|----------|------|------|------|------|------|------|-----------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | | Distribución, % | | | | | | | | |
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | % As | % Sb | Ag | Au | Pb | Zn | Fe | Cu | As | Sb | |
| 1 | Concentrado 3° Cl Ag-Pb 1 | 76.3 | 1.5 | 158.7 | 1.2 | 27.9 | 8.0 | 20.9 | 6.5 | 0.3 | 0.6 | 14.9 | 6.7 | 15.6 | 7.2 | 2.6 | 16.3 | 3.3 | 14.8 |
| 2 | Concentrado 3° Cl Ag-Pb 2 | 77.2 | 1.5 | 133.1 | 0.8 | 30.9 | 8.1 | 19.9 | 5.5 | 0.3 | 0.6 | 12.7 | 4.6 | 17.4 | 7.4 | 2.5 | 13.9 | 3.4 | 12.8 |
| 3 | Concentrado 3° Cl Ag-Pb 3 | 79.6 | 1.6 | 149.6 | 0.9 | 26.5 | 7.0 | 23.5 | 5.9 | 0.4 | 0.6 | 14.7 | 5.3 | 15.4 | 6.6 | 3.1 | 15.2 | 3.9 | 14.9 |
| 4 | Concentrado 3° Cl Ag-Pb 4 | 79.8 | 1.6 | 185.5 | 1.1 | 20.1 | 7.8 | 24.6 | 7.9 | 0.4 | 0.8 | 18.3 | 6.6 | 11.7 | 7.5 | 3.2 | 20.5 | 4.5 | 18.1 |
| 5 | Concentrado 3° Cl Ag-Pb 5 | 80.0 | 1.6 | 165.7 | 1.1 | 29.9 | 9.7 | 20.0 | 6.5 | 0.3 | 0.7 | 16.4 | 6.4 | 17.4 | 9.3 | 2.6 | 17.0 | 3.0 | 16.7 |
| 6 | Concentrado SCV Ag-Pb 5 | 44.0 | 0.9 | 38.9 | 0.5 | 7.4 | 7.0 | 18.3 | 1.3 | 0.2 | 0.1 | 2.1 | 1.5 | 2.4 | 3.7 | 1.3 | 1.8 | 1.0 | 1.7 |
| 7 | Relave 1er. Cl Ag-Pb 5 | 60.4 | 1.2 | 31.6 | 0.5 | 4.4 | 3.4 | 23.2 | 0.8 | 0.3 | 0.1 | 2.4 | 2.3 | 1.9 | 2.5 | 2.3 | 1.6 | 2.2 | 1.6 |
| 8 | Relave 2do. Cl Ag-Pb 5 | 48.9 | 1.0 | 57.0 | 0.8 | 5.5 | 3.5 | 30.2 | 1.4 | 0.4 | 0.2 | 3.4 | 2.7 | 2.0 | 2.0 | 2.4 | 2.2 | 2.3 | 2.8 |
| 9 | Relave 3er. Cl Ag-Pb 5 | 9.9 | 0.2 | 91.1 | 1.1 | 10.7 | 5.4 | 31.9 | 2.7 | 0.5 | 0.4 | 1.1 | 0.8 | 0.8 | 0.6 | 0.5 | 0.9 | 0.6 | 1.1 |
| 10 | Concentrado 3° Cl Zn 1 | 22.0 | 0.4 | 6.3 | 0.2 | 0.4 | 17.0 | 21.8 | 0.5 | 0.1 | 0.0 | 0.2 | 0.4 | 0.1 | 4.5 | 0.8 | 0.3 | 0.2 | 0.1 |
| 11 | Concentrado 3° Cl Zn 2 | 21.0 | 0.4 | 14.5 | 0.2 | 3.2 | 37.4 | 16.3 | 1.4 | 0.2 | 0.1 | 0.4 | 0.4 | 0.5 | 9.4 | 0.6 | 1.0 | 0.6 | 0.3 |
| 12 | Concentrado 3° Cl Zn 3 | 22.9 | 0.5 | 12.2 | 0.3 | 3.3 | 33.5 | 14.1 | 1.3 | 0.1 | 0.0 | 0.3 | 0.4 | 0.6 | 9.2 | 0.5 | 1.0 | 0.3 | 0.2 |
| 13 | Concentrado 3° Cl Zn 4 | 23.9 | 0.5 | 19.3 | 0.3 | 15.3 | 28.8 | 12.5 | 1.2 | 0.1 | 0.1 | 0.6 | 0.5 | 2.7 | 8.2 | 0.5 | 1.0 | 0.4 | 0.4 |
| 14 | Concentrado 3° Cl Zn 5 | 24.6 | 0.5 | 17.3 | 0.4 | 11.7 | 28.4 | 15.9 | 1.1 | 0.2 | 0.1 | 0.5 | 0.6 | 2.1 | 8.3 | 0.6 | 0.8 | 0.6 | 0.4 |
| 15 | Concentrado SCV Zn 5 | 15.9 | 0.3 | 17.0 | 0.5 | 3.8 | 4.7 | 26.2 | 0.5 | 0.2 | 0.1 | 0.3 | 0.6 | 0.4 | 0.9 | 0.7 | 0.2 | 0.4 | 0.3 |
| 16 | Rel 1° Cl Zn 5 | 30.2 | 0.6 | 17.2 | 0.5 | 3.6 | 8.4 | 19.9 | 0.5 | 0.2 | 0.1 | 0.6 | 1.0 | 0.8 | 3.0 | 1.0 | 0.5 | 0.9 | 0.5 |
| 17 | Rel 2° Cl Zn 5 | 7.9 | 0.2 | 15.9 | 0.5 | 6.2 | 12.4 | 22.4 | 0.6 | 0.2 | 0.1 | 0.2 | 0.3 | 0.4 | 1.2 | 0.3 | 0.1 | 0.2 | 0.1 |
| 18 | Rel 3° Cl Zn 5 | 5.7 | 0.1 | 16.5 | 0.5 | 6.0 | 11.8 | 24.4 | 0.6 | 0.3 | 0.1 | 0.1 | 0.2 | 0.2 | 0.8 | 0.2 | 0.1 | 0.2 | 0.1 |
| 19 | Relave Final 1 | 846.2 | 17.0 | 0.8 | 0.1 | 0.1 | 0.1 | 8.3 | 0.0 | 0.1 | 0.0 | 0.8 | 8.2 | 0.6 | 0.5 | 11.5 | 0.6 | 14.1 | 2.6 |
| 20 | Relave Final 2 | 849.2 | 17.0 | 2.2 | 0.2 | 0.2 | 0.1 | 11.6 | 0.0 | 0.1 | 0.0 | 2.3 | 12.0 | 1.4 | 1.1 | 16.2 | 1.1 | 15.2 | 2.6 |
| 21 | Relave Final 3 | 853.9 | 17.1 | 2.3 | 0.2 | 0.3 | 0.1 | 10.1 | 0.0 | 0.1 | 0.0 | 2.4 | 13.4 | 1.7 | 1.4 | 14.3 | 1.1 | 13.1 | 2.6 |
| 22 | Relave Final 4 | 851.4 | 17.1 | 2.5 | 0.2 | 0.4 | 0.2 | 10.9 | 0.1 | 0.1 | 0.0 | 2.6 | 12.7 | 2.2 | 2.1 | 15.3 | 1.4 | 13.1 | 2.6 |
| 23 | Relave Final 5 | 859.8 | 17.2 | 2.5 | 0.2 | 0.3 | 0.2 | 11.8 | 0.1 | 0.2 | 0.0 | 2.7 | 12.2 | 1.8 | 2.5 | 16.7 | 1.4 | 16.5 | 2.6 |
| | Cabeza Calculada | 4990.7 | 100.0 | 16.2 | 0.3 | 2.7 | 1.7 | 12.1 | 0.6 | 0.2 | 0.1 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |

| Productos Combinados | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|---------|--------|----------|----------|-------|-------|-------|------|------|-----------------|-------|-------|-------|-------|------|
| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | Distribución, % | | | | | |
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | Ag | Au | Pb | Zn | Fe | Cu | |
| Concentrado 3er. Cl. Ag-Pb | 393.67 | 7.89 | 158.7 | 1.0 | 27.0 | 8.1 | 21.8 | 6.5 | 76.9 | 29.7 | 77.5 | 38.1 | 14.1 | 82.9 | |
| Concentrado 2do. Cl. Ag-Pb | 403.59 | 8.09 | 157.0 | 1.0 | 26.6 | 8.0 | 22.0 | 6.4 | 78.1 | 30.5 | 78.2 | 38.7 | 14.6 | 83.8 | |
| Concentrado 1er. Cl. Ag-Pb | 452.57 | 9.07 | 146.2 | 1.0 | 24.3 | 7.6 | 22.9 | 5.8 | 81.5 | 33.3 | 80.2 | 40.7 | 17.1 | 86.0 | |
| Relave 1er. Cl. Ag-Pb | 60.49 | 1.21 | 31.6 | 0.5 | 4.4 | 3.4 | 23.2 | 0.8 | 2.4 | 2.3 | 1.9 | 2.5 | 2.3 | 1.6 | |
| Relave Circuito Ag-Pb | 4442.82 | 89.02 | 2.6 | 0.2 | 0.5 | 1.0 | 10.8 | 0.1 | 14.0 | 63.0 | 15.5 | 53.1 | 79.3 | 10.6 | |
| Concentrado 3er. Cl. Zn | 114.63 | 2.30 | 14.0 | 0.3 | 7.0 | 29.0 | 16.0 | 1.1 | 2.0 | 2.3 | 5.9 | 39.6 | 3.0 | 4.1 | |
| Concentrado 2do. Cl. Zn | 120.35 | 2.41 | 14.2 | 0.3 | 7.0 | 28.1 | 16.4 | 1.1 | 2.10 | 2.53 | 6.13 | 40.38 | 3.26 | 4.20 | |
| Concentrado 1er. Cl. Zn | 128.23 | 2.57 | 14.3 | 0.3 | 6.7 | 26.7 | 15.7 | 1.0 | 2.3 | 2.8 | 6.5 | 41.5 | 3.6 | 4.3 | |
| Relave 1er. Cl. Zn | 30.24 | 0.61 | 17.2 | 0.5 | 3.6 | 8.4 | 19.9 | 0.5 | 0.6 | 1.0 | 0.8 | 3.0 | 1.0 | 0.5 | |
| Relave Final | 4268.43 | 85.53 | 2.1 | 0.2 | 0.3 | 0.2 | 10.5 | 0.0 | 10.8 | 58.5 | 7.8 | 7.6 | 74.0 | 5.6 | |
| Balance Metalúrgico Proyectado Ciclos 3,4,5 | | | | | | | | | | | | | | | |
| Producto | Peso | | Ensayes | | | | | | | Distribución % | | | | Ratio | |
| | gr | % | Ag oz/Tm | Au gr/Tm | % Pb | % Zn | % Fe | % Cu | % As | % Sb | Ag | Pb | Zn | | Fe |
| Cabeza Calculada | 2881.25 | 100.00 | 16.46 | 0.27 | 2.65 | 1.60 | 11.99 | 0.63 | 0.15 | 0.07 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | |
| Concentrado Ag-Pb | 239.85 | 8.32 | 166.95 | 1.03 | 25.49 | 8.18 | 22.68 | 6.76 | 0.37 | 0.69 | 84.41 | 80.02 | 42.41 | 15.74 | 12.0 |
| Relave Ag-Pb | 2641.40 | 91.68 | 2.80 | 0.20 | 0.58 | 1.01 | 11.02 | 0.08 | 0.13 | 0.01 | 15.59 | 19.98 | 57.59 | 84.26 | |
| Concentrado Zn | 71.52 | 2.48 | 16.32 | 0.29 | 10.21 | 30.17 | 14.20 | 1.20 | 0.14 | 0.05 | 2.46 | 9.56 | 46.66 | 2.94 | 40.3 |
| Relave | 2569.88 | 89.19 | 2.42 | 0.20 | 0.31 | 0.20 | 10.93 | 0.05 | 0.13 | 0.01 | 13.13 | 10.42 | 10.93 | 81.32 | |

ANEXO 3

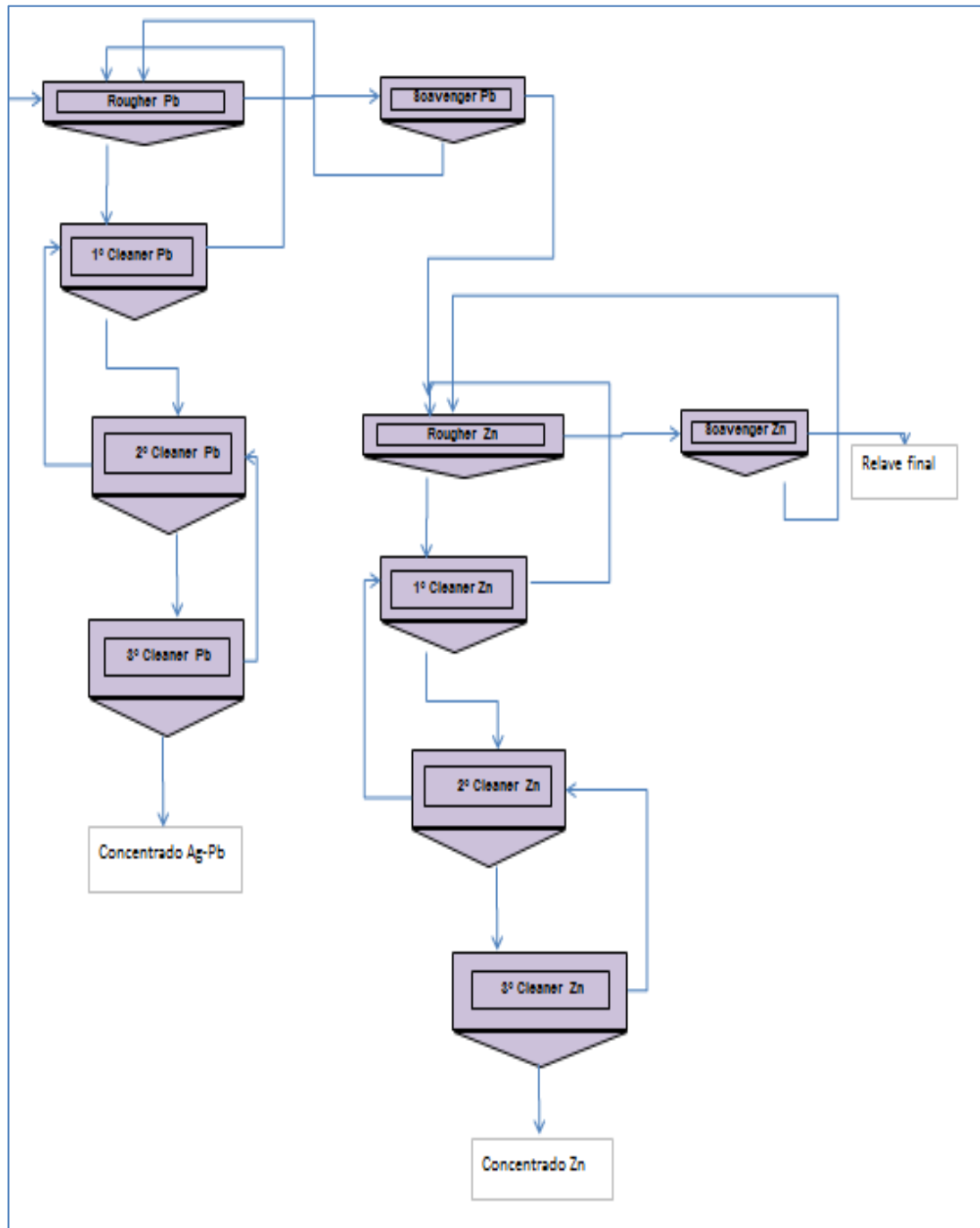
EVALUACION DE COSTOS Y CONSUMO DEL COLECTOR

| REACTIVOS | Precio Unitario \$/Tm | | Precio Total \$/día | |
|------------|--------------------------|--------------------------|---------------------|-----------|
| | A – 3418 (2000 \$/Tm) | PQ -6293 (1600 \$/Tm) | A - 3418 | PQ – 6293 |
| PRUEBA N°1 | 0,55 | 0,44 | 330 | 264 |
| PRUEBA N°2 | 0,55 | 0,44 | 330 | 264 |
| PRUEBA N°3 | 0,55 | 0,44 | 330 | 264 |
| PRUEBA N°4 | 0,55 | 0,44 | 330 | 264 |

| REACTIVOS | Consumo Unitario gr | |
|------------|---------------------|----------|
| | A – 3418 | PQ -6293 |
| PRUEBA N°1 | 275 | 275 |
| PRUEBA N°2 | 275 | 275 |
| PRUEBA N°3 | 275 | 275 |
| PRUEBA N°4 | 275 | 275 |

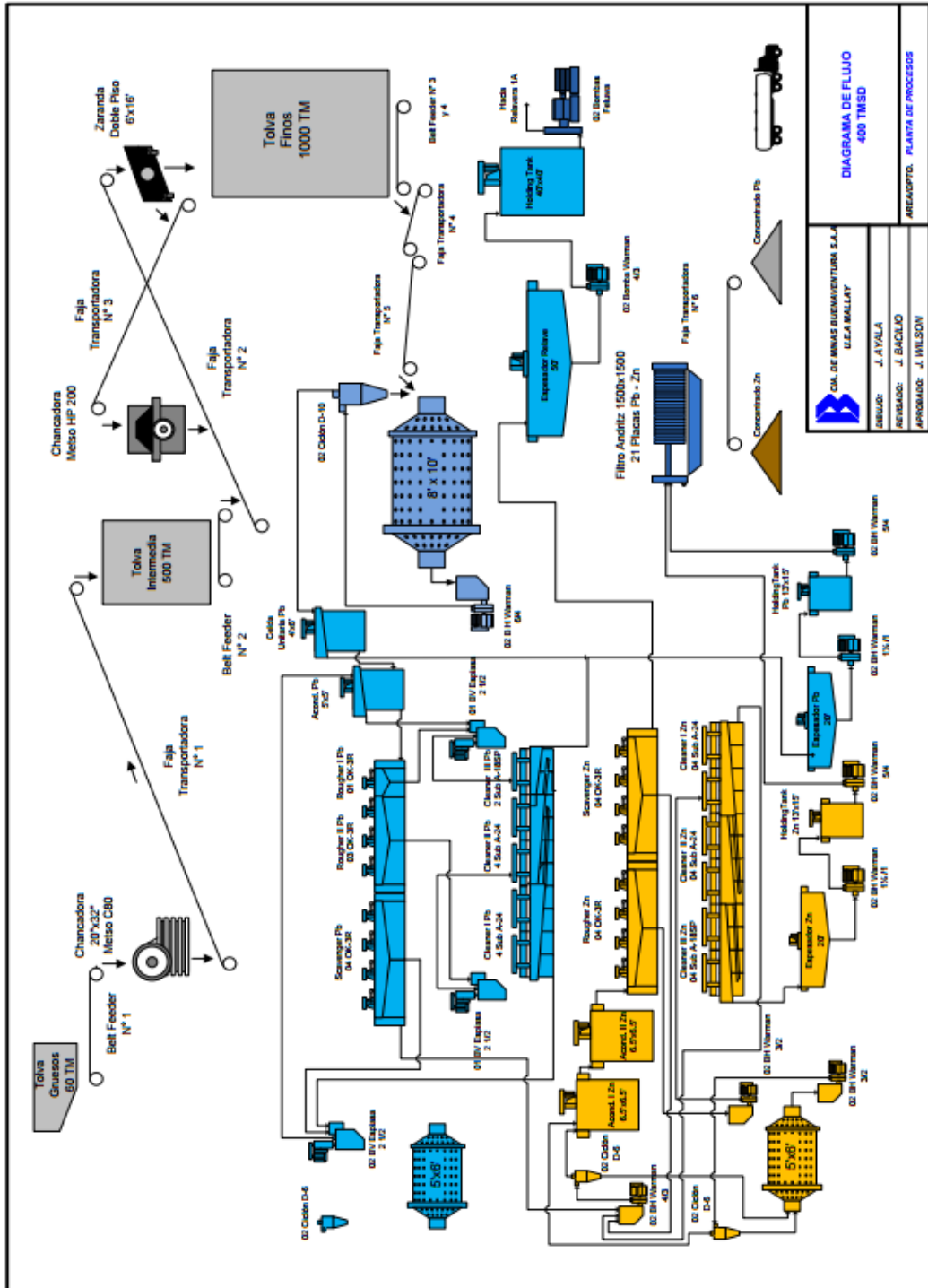
ANEXO 4

FLWSHEET DE LAS PRUEBAS METALURGICAS



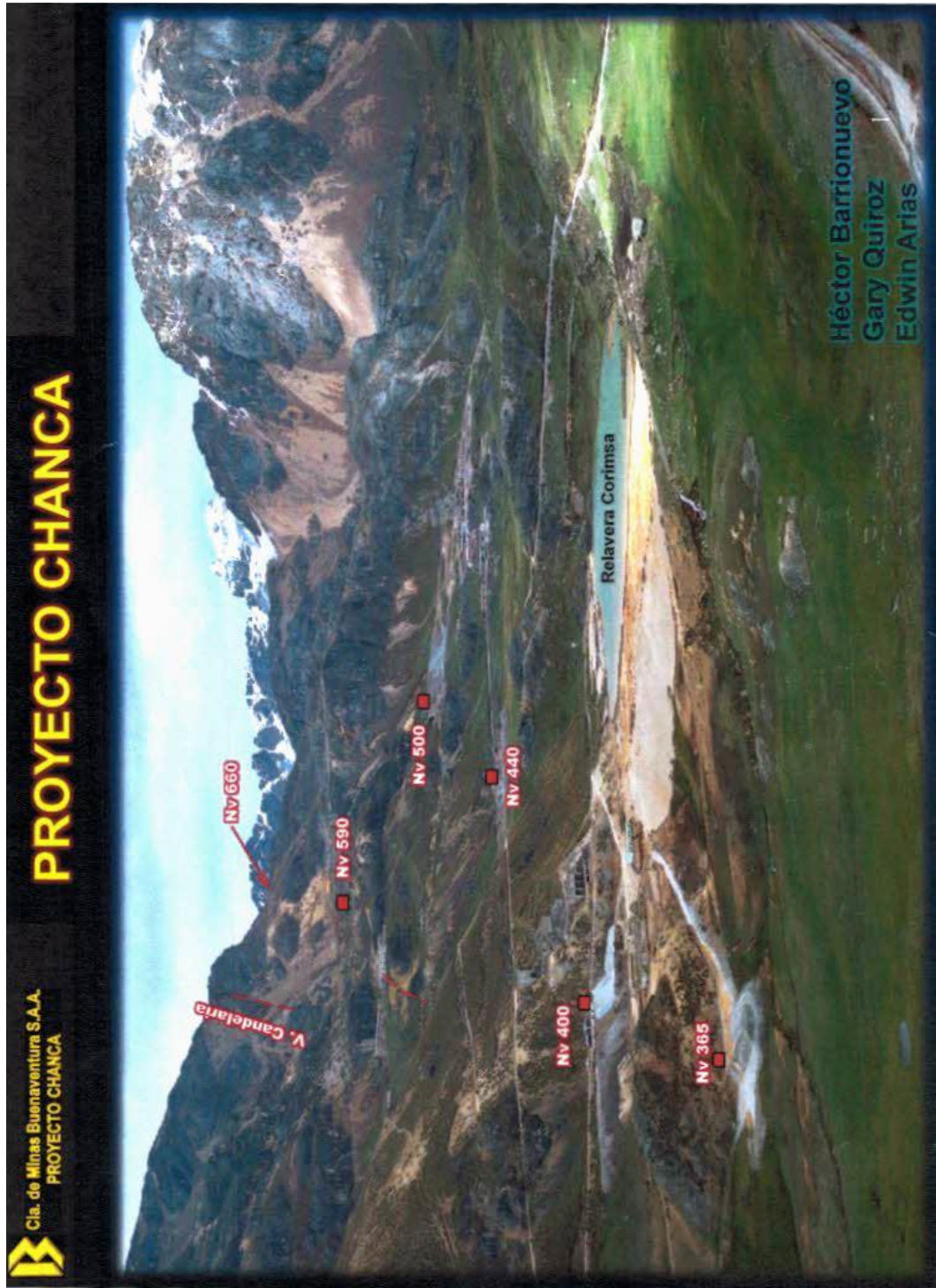
ANEXO N° 5

FLWSHEET DE LA PLANTA METALURGICA



ANEXO 6

FOTOGRAFIA DE LAS VETAS



ANEXO 7

FOTOGRAFIAS DE LAS PRUEBAS REALIZADAS

Foto 1. Secadora de Muestras



Foto 2. Reactivo PQ-6293



Foto 3. Reactivos y celda de flotación



Foto 4. Reactivo PQ-6293



Foto 5. Peso de la muestra en la balanza analítica



Foto 6. Preparación de muestras para pesar



Foto 7. Malas usadas para hacer análisis granulométrico



Foto 8. Acondicionamiento de la pulpa en la celda de flotación



Foto 9. Plateo en la luna de reloj – muestra de plomo



Foto 10. Muestra de espumas de Zinc



Foto 11. Concentrados Pb-Ag

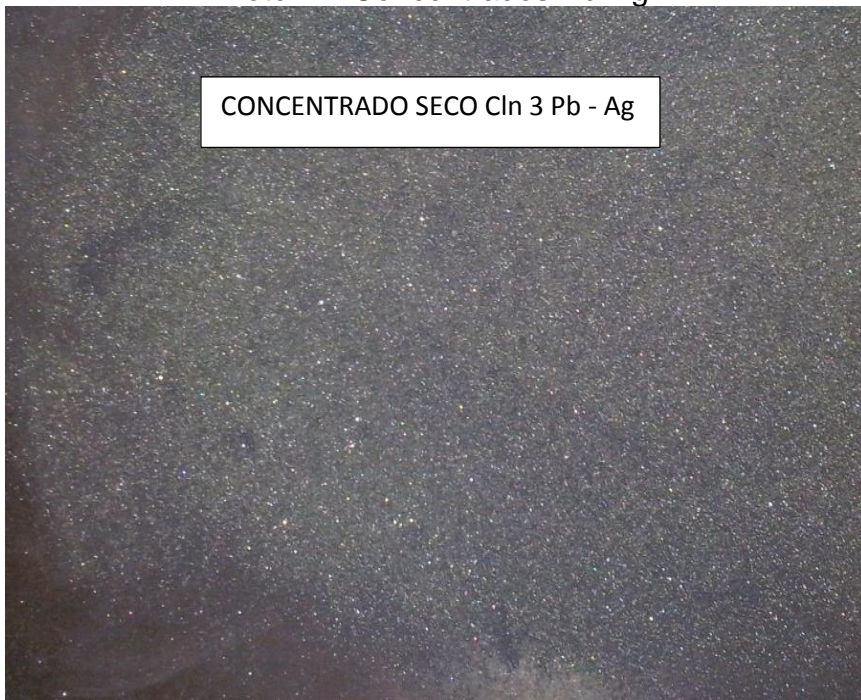


Foto 12. Concentrados Pb- Ag

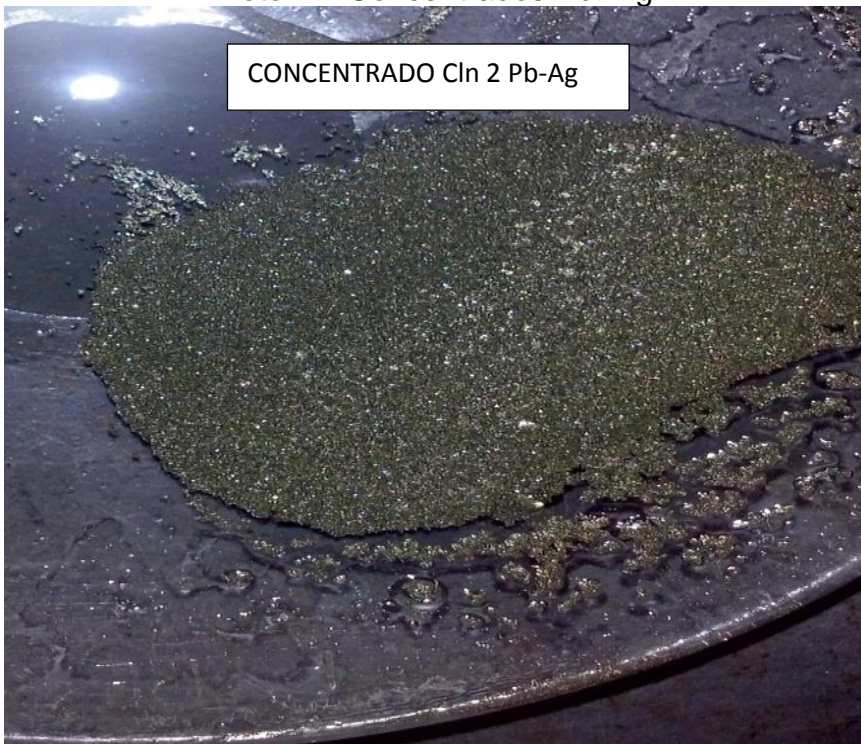


Foto 13. Concentrados Pb- Ag



Foto 14. Muestra tomadas en la luna de reloj de concentrados Pb- Ag



Foto 15. Muestra tomadas en la luna de reloj de concentrado de Zinc.

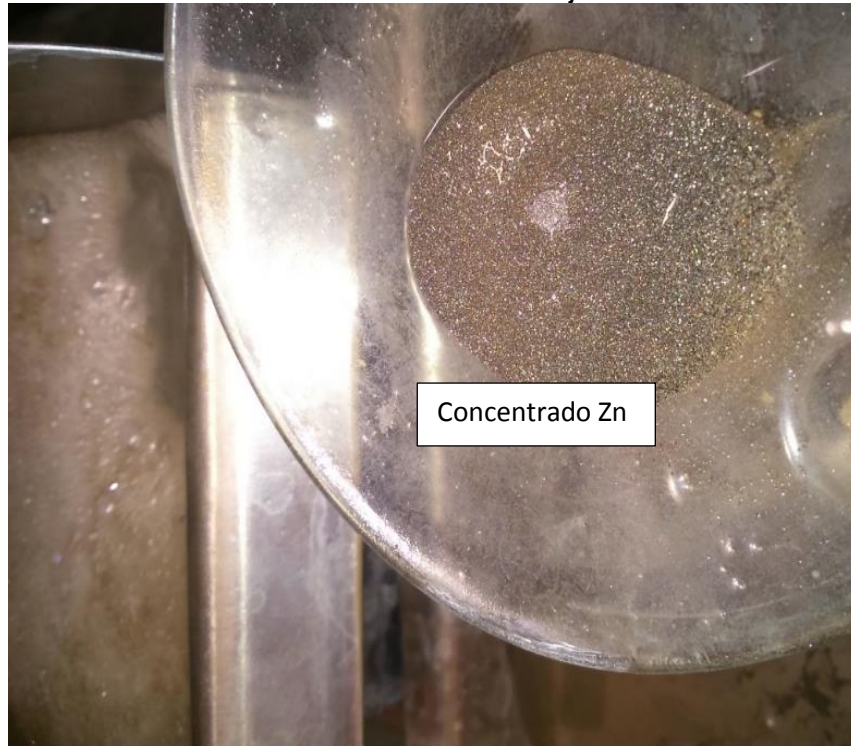


Foto 16. Sección Molienda.



Foto 17. Sección Flotación Pb-Ag.



Foto 18. Celdas de flotación – Laboratorio Mallay.



Foto 19. Molino – Laboratorio Mallay.



Foto 20. Mi persona en las instalaciones de laboratorio Mallay.

