

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA

METALÚRGICA



T E S I S

**Evaluación del beneficio metalúrgico de minerales mixtos mangano -
argentíferos para la recuperación de plata del denuncia minero Pumacahua
– Morococha 2023**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Metalurgista

Autores:

Bach. Richard Bincler PARDAVE ANAYA

Bach. Ingrid Anghella MAGNO PONCE

Asesor:

Dr. Ramiro SIUCE BONIFACIO

Cerro de Pasco – Perú – 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA

METALÚRGICA



T E S I S

**Evaluación del beneficio metalúrgico de minerales mixtos mangano -
argentíferos para la recuperación de plata del denuncia minero Pumacahua
– Morococha 2023**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Dr. Eusebio ROQUE HUAMAN
PRESIDENTE

Mg. Edgar Yoni AIRE MENDOZA
MIEMBRO

Mg. Osmer Ignacio BLANCO CAMPOS
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides
Carrión Facultad de Ingeniería
Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N° 208-2024-UNDAC/UIFI

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión en mérito al artículo 23° del Reglamento General de Grados Académicos y Títulos Profesionales aprobado en Consejo Universitario del 21 de abril del 2022, La Tesis ha sido evaluado por el software antiplagio Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Tesis:

**Evaluación del beneficio metalúrgico de minerales mixtos mangano-
argentíferos para la recuperación de plata del denuncio minero
Pumacahua – Morococha 2023**

Apellidos y nombres del tesista:

Bach. PARDAVE ANAYA, Richard Bincler

Bach. MAGNO PONCE, Ingrid Anghella

Apellidos y nombres del Asesor:

Dr. SIUCE BONIFACIO. Ramiro

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería Metalúrgica

Índice de Similitud

18 %

APROBADO

Se informa el Reporte de evaluación del software similitud para los fines pertinentes:

Cerro de Pasco, 24 de octubre del 2024



Firmado digitalmente por MEJIA
CACERES Reynaldo FAU
20154605046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 24.10.2024 22:34:39 -05:00

DEDICATORIA

A nuestros padres y hermanos quienes han sido pilar fundamental en nuestra formación profesional; brindarnos consejos, oportunidades, recursos y estar presente en cada momento de nuestras vidas.

AGRADECIMIENTO

Agradecemos a Dios por permitirnos disfrutar de cada uno de nuestros logros, agradecemos a nuestro asesor por su apoyo incondicional reflejado en el trabajo, a nuestros docentes de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión por brindarnos conocimientos, estrategias y consejos para construir y fortalecer nuestra carrera profesional.

RESUMEN

El objetivo del trabajo de investigación, es realizar la evaluación técnica experimental del beneficio metalúrgico de los minerales mangano-argentíferos del denuncio minero Pumacahua–Morococha. En este yacimiento se califican dos tipos de depósitos cuyas características son: el mineral primario de alta sulfuración (sulfuros, carbonatos, silicatos, fosfatos) que ensaya 12 oz Ag/TC y 2.5 % MnO₂ y el mineral secundario de baja sulfuración 39 oz Ag/TC y 16% MnO₂ (minerales oxidados), este último mineral reporta en la flotación recuperaciones bajas lo cual requiere de tratamientos hidrometalúrgicos y es objeto de otra investigación metalúrgica. Para la muestra mineral de alta sulfuración, se evaluó la recuperación de la Ag en el concentrado de Pb. Previamente se determinó la gr-esp. promedio = 2.80, F₈₀ = 1932 micrones para el mineral 100% malla -10, Wi promedio = 14.32 KWh/TC y el modelo matemático del grado de liberación $Y = 2.0935 X + 29.655$ ($R^2 = 0.954$). La caracterización mineralógica principal en este tipo de mineral es la pirolusita amarrada a la plata (MnO₂-Ag) y este contenido se incrementa a mayor grado de oxidación y con ello los grados de refractoriedad del mineral frente a la flotación del Pb, Ag y Zn. Mediante las pruebas preliminares de flotación se obtuvo la prueba estándar, luego se llevó a cabo la evaluación del grado de molienda y la dosificación del reactivo de flotación thio-carbanilida, la Prueba E-22 reúne los mejores resultados en el concentrado de Pb; con un contenido de 177.90 oz Ag/TC, 81.40 % recuperación de Ag, 0.90 oz Ag/TC en el relave y 58.90 % Pb, 75.29 recuperación Pb, utilizando 1.03 lb/TCS del colector Thio-carbanilida en la molienda a 67.34% malla -200. Finalmente, se redujo por un lado 1.30 oz Ag/TC en el relave final y por otro lado el radio de concentración de 17.12 a 15.09 TM mineral fresco/TM concentrado de Pb (Prueba E-22).

Palabras claves: Beneficio metalúrgico, dócil, refractario, amarre mineralógico,

sulfuración y oxidación.

ABSTRACT

The objective of the research work is to carry out the experimental technical evaluation of the metallurgical benefit of the mangano-argentiferous minerals from the Pumacahua–Morococha mining claim. In this deposit, two types of deposits are qualified whose characteristics are: the primary high-sulfidation mineral (sulfides, carbonates, silicates, phosphates) that tests 12 oz Ag/TC and 2.5% MnO₂ and the secondary low-sulfidation mineral 39 oz Ag/TC. TC and 16% MnO₂ (oxidized minerals), this last mineral reports low recoveries in flotation which requires hydrometallurgical treatments and is the subject of other metallurgical research. For the high sulfidation mineral sample, the recovery of Ag in the Pb concentrate was evaluated. Previously, the average specific $gr = 2.80$, $F80 = 1932$ microns for the 100% -10 mesh mineral, average $Wi = 14.32$ KWh/TC and the mathematical model of the degree of release $Y = 2.0935 X + 29.655$ ($R^2 = 0.954$) were determined. The main mineralogical characterization in this type of mineral is pyrolusite tied to silver (MnO₂-Ag) and this content increases with a higher degree of oxidation and with it the degrees of refractoriness of the mineral against the flotation of Pb, Ag and Zn. . Through the preliminary flotation tests, the standard test was obtained, then the evaluation of the degree of grinding and the dosage of the thio-carbanilide flotation reagent was carried out. Test E-22 brings together the best results in the Pb concentrate; with a content of 177.90 oz Ag/TC, 81.40 % Ag recovery, 0.90 oz Ag/TC in the tailings and 58.90 % Pb, 75.29 Pb recovery, using 1.03 lb/TCS of the Thio-carbanilide collector in the grind to 67.34% mesh -200. Finally, on the one hand, 1.30 oz Ag/TC in the final tailings was reduced and, on the other hand, the concentration ratio was reduced from 17.12 to 15.09 MT fresh mineral/MT concentrated Pb (Test E-22).

Keywords: Metallurgical beneficiation, docile, refractory, mineralogical mooring, sulfidation and oxidation.

INTRODUCCION

En general, el beneficio de los minerales tiene por objetivo optimizar una secuencia de operaciones y procesos metalúrgicos para la extracción y recuperación de los valores metálicos contenidos en las menas comerciáveis. Los minerales oxidados de los depósitos secundarios tienen su origen cerca de los minerales primarios en los yacimientos. donde las soluciones hidrotermales que contienen metales solubles como el Mn reaccionan con el oxígeno atmosférico y forman especie mineralógicas oxidadas como el psilomelán, manganita, pirolusita, braunita, entre otras y simultáneamente la pirolusita MnO_2 se amarra mineralógicamente en diferentes proporciones con la Ag.

Entonces; todo mineral mangano-argentíferos con diferentes leyes de Ag, está formado de dos partes: una dócil al beneficio y la otra refractaria a los diversos tratamientos. La experiencia ha demostrado que la parte refractaria del mineral, está constituida por los óxidos, principalmente el manganeso la pirolusita (MnO_2), en tanto que cuando el manganeso está combinado con sulfuros, silicatos o carbonato, que es lo más general, la plata no presentar dificultades para su extracción y recuperación. El comportamiento anterior, indica desde luego, que la especie mineralógica en la cual la plata se presenta, es diferente en los silicatos y carbonatos de manganeso, así como para los óxidos.

El desarrollo de las tesis se estructuro de acuerdo al protocolo de la Facultad de Ingeniería que es de la siguiente manera: En el **Capítulo I. Planteamiento del problema**; se presenta el problema general, problemas específicos, objetivo general, objetivos específicos, justificación del estudio y las limitaciones en la evaluación del beneficio metalúrgico de los minerales mixtos mangano-argentíferos para la recuperación de plata.

En el **Capítulo II, Marco teórico**; contiene los antecedentes de estudio, el marco

teórico que se elaboró en base a las variables en estudio, definición de términos y la operacionalización de variables en relación con la evaluación del beneficio metalúrgico de los minerales mixtos mangano-argentíferos para la recuperación de plata. En **Capítulo III, Métodos y técnicas de la investigación**: en este ítem se desarrolla el tipo de investigación, metodología que se aplica en el estudio. De igual manera, se toma en cuenta la población y la muestra que se utiliza para las pruebas metalúrgicas, además, se menciona la utilización de la técnica de recolección de información y su respectivo procesamiento de los datos. En el **Capítulo IV, Resultados y discusión**; se presentan datos de campo obtenidos de la planta concentradora como: ley de cabeza, gravedad específica del mineral, análisis granulométrico del mineral de cabeza entre otras, se presenta también las pruebas metalúrgicas de flotación del mineral de alta sulfuración, prueba de hipótesis, los resultados y las recomendaciones.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

ÍNDICE

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1.	Identificación y determinación del problema	1
1.2.	Delimitación de la investigación	3
1.2.1.	Delimitación geográfica	3
1.2.2.	Delimitación de la población.....	3
1.2.3.	Delimitación de tiempo	3
1.3.	Formulación del problema.....	3
1.3.1.	Problema general	3
1.3.2.	Problemas específicos	3
1.4.	Formulación de objetivos	4
1.4.1.	Objetivo general	4
1.4.2.	Objetivos específicos.....	4
1.5.	Justificación de la investigación.....	4
1.5.1.	Justificación teórica:.....	4

1.5.2.	Justificación práctica:	5
1.6.	Limitaciones de la investigación.....	5

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	Antecedentes del estudio	6
2.1.1.	Antecedentes internacionales	6
2.1.2.	Antecedentes nacionales.....	6
2.2.	Bases teóricas – científicas	7
2.2.1.	Minerales de plata.....	7
2.2.2.	Minerales mixtos polimetálicos.....	7
2.2.3.	Minerales de plomo–zinc-plata.	8
2.2.4.	Beneficio metalúrgico de los minerales mangano-argentíferos	10
2.2.5.	Concentración por flotación.	10
2.2.6.	Reactivos de Flotación	12
2.2.7.	Clasificación de los Reactivos.....	12
2.2.8.	Excesos y defectos de los reactivos de flotación.....	18
2.2.9.	Variables de flotación.....	20
2.2.10.	Diagrama de equilibrio del sistema acuoso Mn - H ₂ O.	23
2.3.	Definición de términos básicos	25
2.4.	Formulación de Hipótesis.....	27
2.4.1.	Hipótesis general	27
2.4.2.	Hipótesis específicas	27
2.5.	Identificación de Variables.....	27
2.5.1.	Variable independiente (VI).....	27
2.5.2.	Variable dependiente (VD).....	28

2.6.	Definición operacional de variables e indicadores	28
------	---	----

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de investigación	29
3.2.	Nivel de investigación.....	29
3.3.	Método de investigación.....	30
3.4.	Diseño de investigación	31
3.5.	Población y Muestra.....	32
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	33
3.7.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	34
3.8.	Tratamiento estadístico	35
3.9.	Orientación ética filosófica y epistémica	35

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Descripción del Trabajo de Campo.....	37
4.1.1.	Preparación mecánica del mineral y de muestras.....	37
4.1.2.	Caracterización físico-químico del mineral.....	38
4.1.3.	Geología del yacimiento y Caracterización mineralógica del mineral...39	
4.1.4.	Análisis granulométrico del mineral 100% - 10 mallas.	43
4.1.5.	Determinación del Work index del mineral – Método estándar del Índice de Bond.....	45
4.1.6.	Grado de liberación o molienda	49
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de los resultados.....	50
4.2.1.	Evaluación del beneficio metalúrgico al mineral sulfurados de Pb, Ag, Zn con contenidos bajos de manganeso (MnO ₂)	50

4.2.2. Evaluación del grado de molienda en el proceso de flotación del mineral	59
4.2.3. Evaluación de la dosificación del reactivo de flotación thio-carbanilida	67
4.3. Prueba de hipótesis	78
4.3.1. Proceso de concentración por flotación aplicado a minerales de alta sulfuración	78
4.4. Discusión de resultados	82
4.4.1. Efecto del grado de molienda del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata	83
4.4.2. Efecto de la dosificación del reactivo thio-carbanilida en el mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata.	84

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	Resultados metalúrgicos de la flotación del mineral pirolusita	12
Tabla 2	Variables, definición, dimensiones e indicadores.	28
Tabla 3	Análisis químico promedio de la muestra de alta sulfuración.....	38
Tabla 4	Análisis químico promedio de la muestra de baja sulfuración.....	38
Tabla 5	Gravedad específica promedio del mineral	39
Tabla 6	Resumen minerográfico del mineral compósito del depósito Pumacahua.	42
Tabla 7	Distribución granulométrica del mineral 100% - 10 mallas.....	43
Tabla 8	Test de Bond aplicado al mineral mixto complejo.....	47
Tabla 9	Valores de P80 según malla	48
Tabla 10	Grados de molienda a varios tiempos en minutos.....	49
Tabla 11	Balance metalúrgico de la Prueba E-01.....	52
Tabla 12	Principales resultados de las pruebas preliminares.	53
Tabla 13	Ag(CC.Pb) Vs Ag (relave), R.Ag(CC.Pb), Pb(CC. Pb), R.Pb(CC.Pb), Fe(CC.Pb).....	54
Tabla 14	Ag (relave) Vs R.Ag (CC.Pb), Pb(CC. Pb), R. Pb(CC.Pb), Fe(CC.Pb)	55
Tabla 15	R.Ag(CC.Pb) Vs Pb(CC. Pb), R. Pb(CC.Pb), Fe(CC.Pb)	55
Tabla 16	Pb(CC. Pb) Vs R. Pb(CC.Pb), Fe(CC.Pb).....	55
Tabla 17	R. Pb(CC.Pb) VS Fe(CC.Pb).....	56
Tabla 18	Resultados de los t-student obtenidas de las variables relacionadas.	56
Tabla 19	t-student mayores a t-student de tabla = 2.	56
Tabla 20	Balance metalúrgico de la Prueba E-14 (Prueba estándar)	59
Tabla 21	Balance metalúrgico de la Prueba E-15.....	60
Tabla 22	Balance metalúrgico de la Prueba E-16.....	61
Tabla 23	Balance metalúrgico de la Prueba E-17.....	62

Tabla 24 Balance metalúrgico de la Prueba E-18.....	63
Tabla 25 Balance metalúrgico de la Prueba E-19.....	64
Tabla 26 Resultados de las Pruebas E – 15 al E-19 a diferentes tiempos de molienda.	65
Tabla 27 Resultados metalúrgicos de la Prueba E-20.	68
Tabla 28 Resultados metalúrgicos de la Prueba E-21	69
Tabla 29 Resultados metalúrgicos de la Prueba E-22	70
Tabla 30 Resultados metalúrgicos de la Prueba E-23.	71
Tabla 31 Resultados metalúrgicos de la Prueba E-24.	72
Tabla 32 Resultados metalúrgicos de la Prueba E-25.	73
Tabla 33 Resultados del concentrado de Pb - Pruebas E-20 al E- 25.....	74
Tabla 34 Datos obtenidos balances metalúrgicos de las pruebas preliminares E-09 al E-14.	79
Tabla 35 Datos obtenidos de los balances metalúrgicos de las pruebas E-20 al E-25.	79
Tabla 36 Resultados de las hipótesis de investigación.	82
Tabla 37 Comparación de resultados metalúrgicos entre la Prueba estándar (E-14) y las condiciones mejoradas Prueba E-22.	82

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	Clasificación de los reactivos colectores	14
Figura 2	Clasificación de reactivos modificadores.	15
Figura 3	Diagrama de equilibrio del sistema H ₂ O – Mn.	24
Figura 4	Ciclo de la investigación.	30
Figura 5	Plan del trabajo experimental del proceso de flotación del mineral	31
Figura 6	Distribución del tamaño de partícula del mineral a – 10 mallas A.S.T.M....	43
Figura 7	Esquema para determinación del Work index con el molino estándar de Bond.	46
Figura 8	Modelo matemático de la liberación de las especies mineralógicas.....	49
Figura 9	Tratamiento del mineral sulfurado a nivel batch.	50
Figura 10	Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba PRE-01	52
Figura 11	Condiciones operativas de la Prueba E-14.....	58
Figura 12	Condiciones operativas de la Prueba E-15.....	60
Figura 13	Condiciones operativas de la Prueba E-16.....	61
Figura 14	Condiciones operativas de la Prueba E-17.....	62
Figura 15	Condiciones operativas de la Prueba E-18.....	63
Figura 16	Condiciones operativas de la Prueba E-19.....	64
Figura 17	Variaciones del grado y recuperación de la Ag y Pb en relación al tiempo de molienda en el CC, de Pb.	65
Figura 18	66
Figura 19	Condiciones operativas de la Prueba E-20.....	68
Figura 20	Condiciones operativas de la Prueba E-21.....	69
Figura 21	Condiciones operativas de la Prueba E-2.....	70
Figura 22	Condiciones operativas de la Prueba E-23.....	71

Figura 23 Condiciones operativas de la Prueba E-24.....	72
Figura 24 Condiciones operativas de la Prueba E-25.....	73
Figura 25 Resultados de las pruebas de dosificación de thio-carbanilida con respecto al grado y recuperación de la Ag en el concentrado de Pb y Ag en cabeza y relave	75
Figura 26 Resultados de las pruebas de dosificación de thio-carbanilida con respecto al grado de concentración y recuperación Pb, Ag.	76
Figura 27 Grado de concentrado y recuperación del Zn (CC. Zn).....	77
Figura 28 Campana de Gauss y estadístico de prueba bilateral o de dos colas.....	81

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

El Denuncio Minero denominado Pumacahua, se encuentra ubicada en el distrito minero de Morococha de la provincia de Yauli La Oroya, de este denuncia se obtiene el mineral complejo de naturaleza mangano-argentífero que contiene valores considerables de Ag asociada a la pirolusita MnO_2 , óxidos y sulfuros, etc.

La mineralogía de este tipo de mineralización variada y compleja en sus vetas y niveles de explotación, mencionan que parte de la Ag se encuentra asociada a la pirolusita MnO_2 y esto incide directamente en la recuperación de la Ag en el proceso de concentración por flotación y la extracción en el proceso hidrometalúrgico. Por otro lado, el mineral consta de una parte dócil al beneficio y la otra parte refractaria a los diversos tratamientos y que según la experiencia se ha demostrado que la parte refractaria del mineral mixto, principalmente lo constituye leyes considerables de MnO_2 asociada a la Ag, con presencia de Au, Cu, As, Sb, S, Fe que proceden de la zona superficial de baja sulfuración del depósito mineralizado, en la otra parte del mineral predomina los sulfuros de la

zona intermedia del depósito con presencia de Ag asociada a leyes bajas de MnO₂, PbO_x, ZnO_x, Pb, Zn, Cu, S, Fe.

Este mineral que por su complejidad mineralógica y de variada composición, hacen difícil su tratamiento en forma normal ya que contienen entre 8 – 50 onzas Ag/TC, 0.5 – 7 gr Au/TM y la existencia de MnO₂ entre 1.5 - 15%. Entonces, es necesario llevar a cabo la evaluación del beneficio metalúrgico que consiste en la evaluación experimental de los comportamientos metalúrgicos de los procesos a aplicarse con fines de extraer y recuperar económicamente la Ag de este tipo de mineral.

Cuando el manganeso este combinado con silicatos o carbonatos, la plata no presenta dificultades para su extracción. Geológicamente, los óxidos de manganeso se han derivado a partir de los silicatos y carbonatos, en este contexto, se deduce que la especie refractaria de la plata no estuvo presente en el mineral en su depósito originario, viniendo solo a formarse cuando dicho mineral primario fue alterado por medio de agentes adecuados donde se dio origen a los óxidos.

En base a lo expuesto, en la presente investigación, se pretende determinar la alternativa del tratamiento adecuado a este tipo de mineral a través de la evaluación de los comportamientos metalúrgicos aplicando los procesos de concentración por flotación e hidrometalúrgicos. La interrelación de todos estos criterios y factores mencionados son muy importantes para el beneficio de las menas metalúrgicas y en base a esto se ha formulado y planteado el problema de investigación.

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Delimitación geográfica

La investigación se desarrolló en los laboratorios químico-metalúrgico de la C.M. Pan American Silver Huarón S.A, Distrito Huayllay provincia Pasco, región Pasco.

1.2.2. Delimitación de la población

La población lo conforma los minerales mixtos complejos con contenidos de Pb, Zn, Cu, Fe, Ag, MnO₂, PbOx, ZnOx. de la Concesión Pumacahua perteneciente a la C. M, Pan American Silver S.A. y la muestra fue proporcionada por la misma empresa para realizar la investigación.

1.2.3. Delimitación de tiempo

La investigación se llevó a cabo en un tiempo de 5 meses, inicio en el mes de Setiembre del 2023 hasta fines del mes de febrero del 2024. Para llevar a cabo la investigación se realizó un cronograma de actividades tomando en cuenta el interés que se tiene en el desarrollo de la presente.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo realizar la evaluación del beneficio metalúrgico del mineral mixto mangano-argentífero para la recuperación óptima de la plata del denunció minero Pumacahua Morococha 2023?

1.3.2. Problemas específicos

- ¿Cómo realizar la caracterización mineralógica, física y química del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata en el concentrado de plomo?
- ¿Cómo realizar las pruebas de molienda para determinar el grado de

liberación del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata en el concentrado de plomo?

- ¿Cómo realizar las pruebas de flotación para determinar la dosificación del reactivo thio-carbanilida del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata en el concentrado de plomo?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Realizar la evaluación del beneficio metalúrgico del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación óptima de la plata en el concentrado de plomo del denuncia minero Pumacahua Morococha 2023.

1.4.2. Objetivos específicos

- Realizar la caracterización mineralógica, física y química del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata en el concentrado de plomo.
- Realizar las pruebas de molienda para determinar el grado de liberación del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata en el concentrado de plomo.
- Realizar las pruebas de flotación para determinar la dosificación del reactivo de flotación thio-carbanilida del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata en el concentrado de plomo.

1.5. Justificación de la investigación

1.5.1. Justificación teórica:

El mineral mixto mangano-argentíferos de la concesión Pumacahua contiene alrededor de 12 onzas Ag/TC y parte de este valor se encuentra ligada a

la pirolusita MnO_2 , PbO_x y ZnO_x , siendo tentador la recuperación económica de la plata de manera óptima distribuidos principalmente en el concentrado de Pb, concentrado de Zn y un relave con una ley baja posible en plata, hace prever que realizando la evaluación metalúrgica en la aplicación de procesos alternativos de concentración por flotación se puede obtener un grado de concentrado y recuperación factible.

1.5.2. Justificación práctica:

La investigación experimental se desarrollará a nivel laboratorio aplicándose el proceso de la concentración por flotación en batch, se determinará progresivamente las condiciones y variables operativas óptimas cuyos resultados metalúrgicos referidos a los grados de concentrados, las recuperaciones y las leyes bajas de los valores en el relave; sean de lo mejor posible.

1.6. Limitaciones de la investigación

Las limitaciones que se tiene al desarrollar esta investigación fueron:

- Limitada bibliografía tanto física como digital.
- Carencia de datos secundarios disponibles.
- Carencia de informaciones bibliográficas especializadas, para poder entender el proceso de investigación experimental para la recuperación de la Ag a partir de este tipo de mineral.
- Limitados estudios de investigación (antecedentes).

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio

2.1.1. Antecedentes internacionales

López, Reyes (1997), en el trabajo de investigación “Recuperación de plata en minerales con alto contenido de manganeso”, mencionan que para los minerales de Ag con altos contenidos de Mn (2-10%), se obtienen bajas extracciones de Ag utilizando tratamientos convencionales de cianuración debido a la naturaleza mineralógica en la asociación íntima de la Ag con los minerales de Mn e interfiriendo estos últimos al contacto con el acomplexante de la Ag. Dado al incremento del valor de la Ag, y la existencia de muchos yacimientos de esta naturaleza, en este trabajo se investigó la disolución del Mn de los minerales en condiciones reductoras para liberar la Ag que es posteriormente extraído con agentes disolventes: Se usaron agentes oxidantes como el bióxido de azufre, sulfito de sodio, hidrosulfito de sodio. sulfato ferroso y el Cianuro de sodio.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Romero (2014), en su tesis para optar el título de Ingeniero: En la primera

parte, se llevó a cabo en 3 etapas; lixiviación a pH = 4, flotación del residuo de lixiviación y lixiviación del concentrado de flotación a un pH = 2; como resultado se obtuvo un concentrado de 20% Pb y 259,33 onzas Ag/TC, en esta parte no se consiguió los resultados esperados. En la segunda parte, se procedió en 3 etapas: lixiviación a pH = 4, lixiviación del residuo a un pH = 2 y la flotación del residuo de lixiviación de la etapa anterior; como resultado se obtuvo una extracción de 95% Mn en la lixiviación y se consumió 486 Kg H₂SO₄/TM, el concentrado con 27% Pb y 1.81 de Mn.

2.2. Bases teóricas – científicas

2.2.1. Minerales de plata

Las especies mineralógicas más comunes que tienen plata recuperada por flotación son, plata nativa, la galena argentífera argentita (Ag₂S) y tetraedrita (Cu, Fe, Ag) Sb₄S₃). Frecuentemente estos minerales flotan con el metal base tal como sulfuros de cobre y plomo.

2.2.2. Minerales mixtos polimetálicos

Según **Azañedo A.** (2000), menciona que estos minerales contienen sulfuros metálicos primarios con mezclas de minerales oxidados secundarios obtenidos por procesos de meteorización lo cual dio origen a la formación de yacimientos secundarios por concentración mecánica o química.

Los sulfuros primarios con leyes bajas de óxidos de los metales, son recuperadas por procesos de concentración por flotación. Mientras los minerales oxidados con bajos contenidos de sulfuros, son sometidos a procesos hidrometalúrgicos para extraer los valores metálicos.

Los minerales polimetálicos abundantes en la naturaleza contienen sulfuros de cobre, plomo y zinc no presentan dificultades durante la flotación

selectiva, la calidad y la separación de los concentrados son mejorados con mayor tiempo de flotación y varias etapas de limpieza, a excepción en los casos de minerales complejos por presentar una serie de factores que deben ser controlados minuciosamente.

2.2.3. Minerales de plomo–zinc-plata.

López J. (1966), menciona que los minerales de plomo y zinc se presentan juntos en los depósitos de valor económico y en la mayoría están acompañados de minerales de hierro, cobre, oro, plata y otros metales. La recuperación por flotación de concentrados de Plomo y Zinc de minerales que contienen galena (PbS) y esfalerita (ZnS) está bien probada y normalmente se logra con bastante eficacia. La plata le da a menudo un valor económico altamente significativo, asociada con la galena que es un hecho casual ya que las fundiciones pagan más por plata en el plomo respecto a los concentrados de zinc. Los materiales de la ganga como la pirita y la pirrotita que, aunque son a menudo flotables, pueden ser controlados.

Se emplea un proceso de flotación secuencial de dos etapas bien establecido: El sistema establecido de concentración por flotación de plomo-zinc es agregar sulfato de zinc ($ZnSO_4$) al molino para controlar la activación de los iones metálicos (depresión de esfalerita). A menudo se agregan metal bisulfito u otros químicos de sulfuración con el sulfato de zinc para depresión de mineral de sulfato de hierro. El colector de flotación de plomo y el espumante están acondicionados antes de la flotación del plomo que se lleva a cabo normalmente a un pH casi neutro a ligeramente elevado el cual puede incrementarse en el circuito de limpieza para asegurar el rechazo del sulfuro de hierro. Algunas veces el cianuro, si puede utilizarse, se agrega para ayudar en la depresión de sulfuros

de hierro. Porque la plata esta típicamente asociada mineralógicamente con la galena, la mayoría de los valores de plata son arrastradas con y se incorporan en el concentrado de galena. La esfalerita que es rechazada dentro de los residuos de flotación del plomo es luego flotada en una segunda etapa de flotación después de la activación con sulfato de cobre. Dado que la mayoría de los sulfuros de hierro también se incorporan con los residuos de flotación del plomo y por lo tanto alimentan el circuito de flotación del zinc, normalmente se usa cal para elevar el pH para depresión de sulfuro de hierro. Los colectores usados en la flotación de la esfalerita tienden a ser menos poderosos porque en esta etapa la esfalerita por lo general flota fácilmente y usar colectores más agresivos puede llevar a que más minerales no-esfalerita floten.

Recuperaciones óptimas de plomo se logran utilizando una combinación de xantato y ditiofosfato. Si la superficie de la galena está ligeramente oxidada (manchada), la inclusión de mercaptobenzotiazol (MBT) se hace parte del juego colector para maximizar las recuperaciones de galena. Los espumantes usados en la flotación de galena son de tipo más débil, tal como el MIBC, porque la galena es fácilmente flotable y tiene una cinética de alta flotación. La flotación de esfalerita es elevar el pH de flotación a 10-12 para mejorar el rechazo de minerales de sulfuro de hierro hacia los residuos de flotación de esfalerita. Un xantato de menor peso molecular como el xantato de sodio isopropílico (SIPX) se usa en combinación con un colector de flotación de ditiofosfato menos poderoso, y en casos raros, un reactivo de flotación de tionocarbamato. Si la plata está asociada con la galena, la plata se reporta al concentrado de plomo. Mientras que la pirita es relativamente fácil de deprimir con cal, la pirrotita es más difícil de deprimir.

2.2.4. Beneficio metalúrgico de los minerales mangano-argentíferos

Según **Ortiz** (2006), en su texto *Minerales mangano-argentíferos oxidados, su Génesis y Beneficio metalúrgico*, menciona que los minerales mangano-argentíferos oxidados frente a los procesos comunes tienen un comportamiento de manera muy peculiar y que en la mayoría de casos los métodos comunes son ineficaces para extraer los valores metálicos, con excepción de los procesos de tostación, que no siempre es aplicable por su alto costo y cuando los minerales de bajas leyes no cubren los costos de extracción que estas demandan, además de la contaminación.

Por este motivo se requiere de un pretratamiento o preconcentración del mineral o bien beneficiarlo por algún método más económico. La parte no oxidada (sulfurada) del mineral es dócil a los tratamientos comunes y es solo esta parte que se recupera al aplicar los tratamientos como la flotación.

2.2.5. Concentración por flotación.

La primera aplicación de la flotación a los minerales mangano-argentíferos fue realizada por **Neal** (1917), reportando que el mineral de Ag refractario para la cianuración lo es también a la flotación e indica que este sistema de beneficio no ofrece perspectivas comerciales por sus bajas extracciones y recuperaciones.

Clevenger (1925), indica también que la flotación no ofrece una solución a una correcta recuperación de los minerales mangano-argentíferos oxidados. A pesar de ello, en tiempos actuales la flotación se aborda con mucha mayor amplitud que en el pasado y por este motivo se revisan resultados que se puedan obtener con este método aplicado a la concentración de los sulfuros contenidos en los minerales manganesíferos y la concentración de los óxidos de manganeso.

Hace muchos años el proceso de flotación, se viene aplicando exitosamente a los minerales polimetálicos sulfurados y en los últimos años también se aplican a los minerales de metales preciosos, menas oxidadas y a los no metálicos.

- La flotación de los minerales manganesíferos conteniendo carbonato de manganeso supero ya la etapa experimental y ahora el proceso tiene importancia económica, concentrándose en varias plantas metalúrgicas. En algunos casos el mineral manganesífero está asociado a los sulfuros y entonces se flota primero esos sulfuros con xantato, sulfato de cobre y un espumante y después se flota el carbonato de manganeso usando un espumante y ácido oleico como colector. La flotabilidad de los óxidos de manganeso es similar a los carbonatos usando como colector el ácido oleico o el oleato de sodio y un espumante.
- La Ag que se encuentra asociada a los óxidos de manganeso, no alteran sensiblemente la flotación de los óxidos, pero si existe una diferencia bien marcada entre la flotación de los óxidos de manganeso que contienen Ag y las materiales silicosos: cuarzo, rodonita, johansenita, etc., que comúnmente conforman la matriz de los minerales mangano-argentíferos oxidados. Según **Devanney** (1929), la recuperación que puede lograrse en la flotación de óxido de manganeso (pirolusita) con un grado de molienda de -100 a +150 mallas, se muestra en la Tabla 1.

Tabla 1

Resultados metalúrgicos de la flotación del mineral pirolusita

Producto	% Contenidos		% Recuperación	
	Mn	Insolubles	Mn	Insolubles
Cabeza	25.3	54		
Concentrado	55.0	4	91.0	3
Medios	16.7	67	5.0	9
Relave	2.0		4.0	88

Nota: Obtenido de Ortiz, Rafael. Pág. 34. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana.

2.2.6. Reactivos de Flotación

Según **Sutulov** (1963), son sustancias químicas que sirven para la recuperación de los sulfuros valiosos, despreciando o deprimiendo a la ganga e insolubles. Mediante el uso de reactivos podemos seleccionar los elementos de valor en sus respectivos concentrados. Los reactivos de flotación juegan un papel importante en este proceso. Estos al ser añadidos al sistema cumplen determinadas funciones que hacen posible la separación de los minerales valiosos de la ganga. Sin embargo, la aplicación adecuada de estos reactivos no siempre resulta una tarea fácil debido a una serie de dificultades técnicas que se presentan durante el proceso. En flotación el rendimiento de los reactivos, sean colectores o espumantes, depende mucho de la composición y constitución mineralógica de la mena. Los reactivos utilizados para el acondicionamiento favorable del proceso, constituyen los llamados Agentes de Flotación. La selección y combinación apropiada de los mismos para cada tipo de mineral particular, constituye precisamente el principal problema del metalurgista a cargo de la operación. Los Alimentadores de Reactivos: Son reactivos que sirven para proporcionar exactamente la cantidad de reactivos que desea usar.

2.2.7. Clasificación de los Reactivos

Los reactivos o agentes de flotación se clasifican en:

Colectores; es el reactivo fundamental del proceso de flotación puesto que produce la película hidrofóbica sobre la partícula del mineral

Espumantes; tiene como propósito la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas cargadas de mineral hasta su extracción de la máquina de flotación (celdas)

Modificadores; actúan como depresores, activadores, reguladores de pH, dispersores, etc. Facilitando la acción del colector para flotar el mineral de valor, evitando su acción a todos los otros minerales como es la ganga

Colectores-Promotores

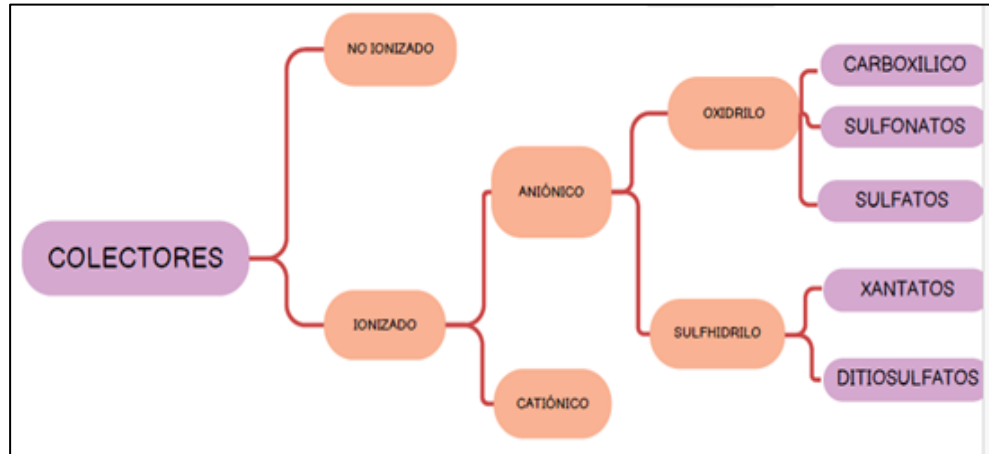
Según **Vidalón** (2004), son compuestos químicos orgánicos, cuyas moléculas contienen un grupo polar y uno no-polar. El anión o catión del grupo polar permiten al ión del colector quedar adsorbido a la superficie también polar del mineral. Por el contrario, el grupo no polar o hidrocarburo queda orientado hacia la fase acuosa hidrofugando el mineral, ya que tal orientación resulta en la formación de una película de hidrocarburo hidrofóbico en la superficie del mineral. A continuación, se mencionan los xantatos más importantes usados en la flotación de los minerales:

- Xantatos isopropilico de sodio Z- 11.
- Xantato amílico de potasio Z-6.
- Xantato etílico de potasio Z-3.
- Xantato etílico de sodio Z-4.
- Xantato butílico secundario de sodio Z-12.
- Xantato isobutílico de sodio Z-14.
- Ditiófosfatos Aerofloat (A-3418, A – 31, A-3894, A- 404, A-208, A-33, A-242, A-238). Z-11.

La clasificación de los reactivos colectores se presenta en la Figura 1.

Figura 1

Clasificación de los reactivos colectores



Nota: Elaboración propia basado en Rodríguez, 2011. Pág. 43.

Espumantes.

Yianatos (2005), menciona que el propósito principal del espumante es la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas cargadas de mineral hasta que puedan ser removidas de la máquina de flotación. Este objetivo se logra impartiendo cierta dureza temporal a la película que cubre la burbuja.

Una vez sacada de la máquina de flotación, la espuma debe disgregarse rápidamente, a fin de evitar interferencias con las etapas posteriores del proceso. Una característica primordial es la aptitud para reducir la tensión superficial del agua. También un espumante debe ser efectivo en concentraciones pequeñas y libres de propiedades colectoras. La mayoría de los espumantes son compuestos heteropolares orgánicos, en que la parte orgánica no polar repele al agua, mientras que la parte polar atrae a esta. Los reactivos importantes usados en la flotación ge minerales son:

- **Metil isobutil carbinol (MIBC)**, frother (F-70), Dowfloth (D-50), aceite de pino, el cresol o ácido cresílico.

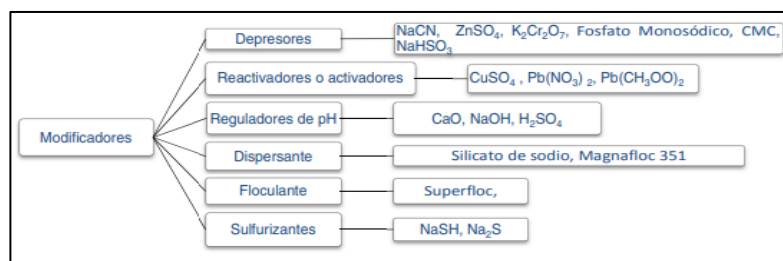
- **Fhother 210, Flother 250, Flother 700:** Excelente propiedad selectivas cuando se usa concentración óptima, en flotación diferencia Ag-Pb-Zn, Cu-Pb Ag-Zn, 10 – 70 gr/TM, cantidad en exceso produce efectos adversos.
- **Espumantes mejoradas:** F-210D, F-250D, F-700D, F-800D, F-900D: Alto selectividad, ausencia de acción colectora y su efectividad en pequeñas concentraciones para minerales sulfurosos (Ag, Pb, Zn, Cu, Au).

Modificadores

Varela (2001), indica que la función específica de estos modificadores es preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un cierto reactivo sobre ellas y crear en general en la pulpa condiciones propicias para que se pueda efectuar una flotación satisfactoria. ósea cambia o modifica la superficie de los sulfuros o de la ganga, para favorecer o impedir que los reactivos colectores actúen sobre ellos, evitando de esta manera que floten Los modificadores o agentes reguladores usados en flotación es variada; y en general, el término regulador, es aplicado a todos aquellos reactivos, los cuales no tienen tareas específicas de colección o espumación. En la Figura 2, se presenta la clasificación de los modificadores:

Figura 2

Clasificación de reactivos modificadores.



Nota: Elaboración propia basado en Rodríguez, 2011. Pág. 43. (repetir)

A. **Depresores.** La función específica de los depresores es disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o

impidiendo la adsorción de colectores que pueden hidrofobizarla (inhibe de colección).

Bisulfito de Sodio $NaHSO_3$: Es un depresor para sulfuros de zinc y fierro. Se usa en reemplazo del cianuro de sodio particularmente en minerales con contenido de plata, la adición del agente reductor sulfito de sodio o bisulfito de sodio previene la oxidación y, por consiguiente, la activación resultante de la esfalerita

Sulfato de Zinc $ZnSO_4$: El $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$, 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.

Cianuro de sodio: Depresor de sulfuro de hierro, pirita, pirrotita, marcasita, arsenopirita, escalerita. En combinación con el sulfato de zinc, deprime calcopirita, enargita, tenantita, bornita.

Cal: Deprime sulfuros de hierro, pirita, galena, zinc marmatítico y algunos minerales de cobre. (Milpo 400gr/Tm) Dicromato de sodio o potasio: deprime la galena.

Permanganatos: Deprime selectivamente la pirrotita y arsenopirita en presencia de pirita, Escalerita.

Silicato de Sodio: Depresor de la sílice, coagulación de lamas.

Hidróxido de Sodio: Deprime Stibnita, iones de sales solubles contenidos en la pulpa.

Ácido Sulfúrico: Deprime el cuarzo.

Dióxido de Azufre: Uso conjuntamente con almidón deprime galena de sulfuros de cobre.

Quebracho y ácido tánico: depresión de calcita, dolomita.

Almidón y Goma: Depresión de mica, talco, azufre.

- B. **Activadores o Reactivadores.** Estos aumentan la flotabilidad de ciertos minerales, mejorando o ayudando a la adsorción de un colector. Los reactivos reactivadores, restablece la flotabilidad de un mineral oxidado o que ha sido deprimido La función activante es contraria a la función depresora y los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector.

Sulfato de Cobre $CuSO_4$: El $CuSO_4 \cdot 5 H_2O$, sulfato de cobre con 5 moléculas de agua, forma cristales azules brillantes asimétricos del sistema triclínico con una densidad de 2.28 g/ml. Es un activador de la esfalerita, también pirita, calcopirita, pirotita, arsenopirita y cuarzo. Bisulfito de Sodio: Mayor 10% controlan efectivamente la activación de zinc Depresor de la escalerita.

Acetato de plomo o nitrato de plomo: Activa la estibina y reactivar sulfuros de cobre previa mente deprimida con cianuro, activador de carbonatos y silicatos. **Sulfuro de Sodio:** Activador menos oxidadas, efectivas menos de sulfuros de cobre con óxidos superficial.

Sulfuro de Hidrógeno: Deprime oro, Ag y Cu-Fe en separación de molibdenita.

- C. **Reguladores de pH.** Son los reactivos que controlan la acidez o alcalinidad de la pulpa. Es un reactivo que cambia la concentración del ión hidrógeno de la pulpa, lo cual tiene como propósito incrementar o decrecer la adsorción del colector como se desee salvo raras excepciones, la efectividad de todos los agentes de flotación, depende grandemente de la concentración de hidrógeno o ión hidroxilo en la pulpa

Cal: En la práctica se emplea cal cáustica CaO y cal hidratada Ca(OH)₂ El hidróxido Ca(OH)₂ pertenece a las bases fuertes. Con la cal pueden ser obtenidas soluciones acuosas con una concentración del 0.17% en peso a 25 oC. Las soluciones de cal generalmente se denominan agua de cal, lechada de cal. *Soda cáustica, ácido sulfúrico*, etc.

D. Floculantes: Reactivos que promueven la formación de coágulos en la pulpa. Superfloc 16, Superfloc 20, Aerofloat 3171, Magnafloc 990

E. Reactivos Dispersantes: Son reactivos de variada estructura química que reducen las fuerzas que unen las partículas minerales o incrementan las fuerzas que las repelen. Silicato de sodio, almidón.

F. Sulfidizante: Proceso por la cual se cambian las propiedades químicas de un mineral didrofilico, para convertirlo en una sustancia con carácter hidrofóbicas. Sulfuro de sodio (Na₂S), sulfuro de bario (BaS).

2.2.8. Excesos y defectos de los reactivos de flotación

Abarca, (2010), menciona las causas de los excesos y defectos en la flotación polimetálica de los minerales:

A Espumantes: Aceite de Pino Frother 70 Dowfroth 250

Exceso: Gran cantidad de espumas Rebalsan los canales y cajones Tendencia a ensuciar los concentrados

Defecto: Muy baja la columna *de* espuma Los sulfuros valiosos se pasan al relave.

B. Colectores: Xantato Z – 11 Xantato Z – 6 Aerofloat 25 Ditiolfosfatos Reactivo 301.

Exceso: Flotan todo tipo de sulfuros No hay selección Se ensucian los concentrados Flota pirita e insolubles Produce carga circulante

Defecto: Espumas muy pobres con concentrado limpio Espumas muy frágiles Los sulfuros valiosos se pasan al relave

C. **Modificadores: Sulfato de Zinc y Bisulfito de sodio (Deprime sulfuros de zinc, ZnS)**

Exceso: Despilfaro, consumos muy altos Aumenta consumo de CuSO_4
Peligro de envenenar la pulpa Depresión de sulfuros de plomo Activación de sulfuros de fierro al bajar el pH

Defecto: Flotan los sulfuros de zinc en el circuito de plomo o bulk.

D. **Cianuro de Sodio (Deprime Pirita y sulfuro de zinc)**

Exceso: Un exceso en el circuito de Pb o bulk, deprime los sulfuros de Pb y Ag Activa los sulfuros de Zn al subir pH

Defecto: Flotarían mucho fierro y se ensuciaría el concentrado

E. **Sulfato de cobre (Reactiva los sulfuros de zinc que han sido deprimidos por el sulfato de zinc)**

Exceso: Se espesan las espumas de los concentrados de zinc, y los concentrados se ensucian con pirita Producen pérdida de sulfuros en el relave
Producen carga circulante innecesaria

Defecto: No se reactivan completamente los sulfuros de zinc que vienen de la flotación bulk. Además, se suavizan las espumas y los sulfuros valiosos se pasan al relave (espumas muy frágiles)

F. **Lechada de cal, Carbonato de sodio (reguladores de pH y depresores de Pirita)**

Exceso: Se eleva demasiado el pH Las espumas son frágiles Aumenta el consumo de colectores Los sulfuros se pierden en el relave

Defecto: Se baja el pH flota pirita en exceso se espesa las espumas se ensucia

el concentrado.

G. *Superfloc, Separan (floculante, aglomerantes de lamas)*

Exceso: Demasiado costo. Veloz asentamiento de los sólidos, pueden plantar los rastrillos del espesador

Defecto: Pérdida de sólidos en el rebalse del espesador.

2.2.9. Variables de flotación

Las variables que más afectan la flotación de los minerales son las siguientes:

- Granulometría de la mena
- Tipo y dosificación de reactivos de flotación.
- Densidad de la pulpa o porcentaje de sólidos.
- pH.

A. *Granulometría de la Mena.*

Chia (1985), menciona que existe un tamaño de partícula que presenta una mayor recuperación metalúrgica, observándose, en general, una disminución de ésta para tamaños más gruesos y más finos de la mena. La recuperación disminuye para tamaños pequeños, lo cual se relaciona con la dificultad de adhesión partícula/burbuja, dado a que éstas no adquieren la energía cinética suficiente para producir un agregado partícula/burbuja estable. Por otra parte, las partículas pequeñas son arrastradas más fácilmente a la espuma, ya que el drenaje a la pulpa se favorece con el incremento de la velocidad de sedimentación. Es importante destacar que, en la etapa de flotación primaria (etapa rougher) la flotación se realiza con una granulometría de mena en la cual no es necesaria la liberación de la partícula, sin embargo, en la etapa de limpieza donde es necesaria la selectividad de las partículas útiles, es

fundamental realizar una remolienda del concentrado de la etapa rougher para la liberación de las especies útiles de la mena. De esta manera, el tamaño de partícula es la variable sobre la cual debe ponerse más énfasis en su control, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del concentrado final, así como, por la alta incidencia que tiene en los costos de operación del proceso global de concentración.

B. *Tipo y dosificación de los reactivos en la flotación.*

Pavez (2000), refiere que la función del colector es adherir la partícula de mineral a la burbuja mediante enlaces de Vander Waals y de London por lo cual, es el reactivo químico más importante utilizado en la flotación. La amplia experiencia existente en la flotación de minerales permite usar con eficiencia determinados tipos de colectores dependiendo de los tipos de minerales y asociaciones mineralógicas presentes. Por otro lado, la elección de un espumante determina las características de la espuma, que contribuye a la selectividad de la operación. La altura de la espuma y el flujo de aire a la celda afectan el tiempo de retención de las partículas en la espuma. La estabilidad de la espuma depende principalmente de la dosificación del espumante. Se debe tener en cuenta, que los reactivos de flotación requieren de un cierto tiempo de acondicionamiento para estar en contacto con la pulpa y de esa forma poder actuar en forma eficiente sobre las especies útiles de la mena. Así, la etapa de acondicionamiento adquiere mucha importancia, ya que algunos 25 reactivos se deben adicionar en la etapa de molienda para tener mayor contacto con la mena, mientras que otros, se adicionan directamente al cajón de descarga de los molinos de bolas o al acondicionador.

C. *Densidad de pulpa o porcentaje de sólidos*

La densidad de la pulpa o porcentaje de sólidos en la flotación de minerales viene determinada desde la etapa de molienda clasificación. Es raro que la pulpa se ajuste en su porcentaje de sólidos antes de entrar a la etapa de flotación, sin embargo, es un factor importante, ya que la flotación de los minerales ocurre en forma eficiente cuando la pulpa presenta un valor adecuado de porcentaje de sólidos. La densidad de pulpa afecta el tiempo de residencia del mineral en las etapas de flotación, y de esta forma en la capacidad del circuito. En general, la etapa de flotación rougher de las plantas concentradoras de cobre operan con un porcentaje de sólidos comprendido entre 30% y 45%, mientras que, las etapas de limpieza (cleaner y recleaner) trabajan con un porcentaje de sólidos menor.

D. *Potencial de hidrógeno (pH).*

Según **Rubio, J.** (1993), el pH es la variable de control más utilizada en la flotación, ya que resulta fundamental en la recuperación y selectividad, así como, en la depresión de minerales. En la flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Los reactivos de flotación, principalmente los colectores, operan mejor en ciertos rangos de pH. La regulación del pH en la 2^a flotación de cobre se realiza con cal. Este reactivo es importante, ya que, además de actuar como modificador de pH, es un depresor de pirita en la flotación selectiva de minerales de cobre en la etapa de limpieza. La flotación se hace generalmente en disoluciones ligeramente ácidas o alcalinas, con un pH comprendido entre 4 y 11 y es muy difícil mantener constante el valor del pH porque es imposible en la práctica regular exactamente las adiciones ácidas o bases, bastando muy pequeñas

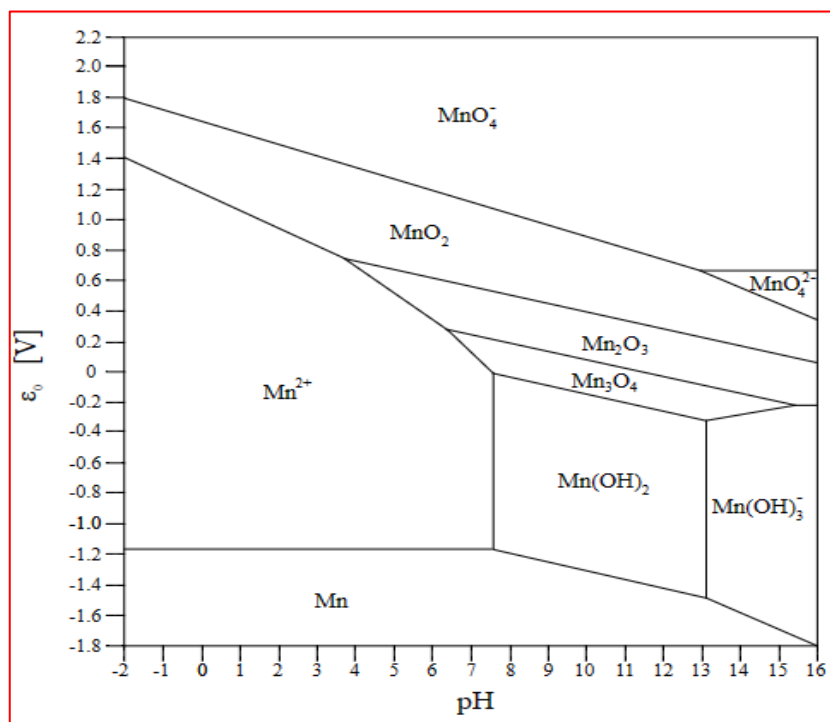
cantidades de reactivos ácidos o bases para cambiar considerablemente el pH. La influencia es debido a su acción sobre las sales disueltas en la pulpa de flotación o procedente de disolución del mineral, cambiando completamente la reacción entre ellos o alterando la solubilidad de los minerales y de sus productos de descomposición, o modificando las reacciones entre minerales y reactivos alterando la acción superficial y la adsorción de los reactivos. Se han hecho innumerables investigaciones sobre la influencia del pH en la flotación de los minerales, sin que se haya podido establecer reglas de carácter general, pues se ha comprobado que un mineral puede flotar bien lo mismo en una pulpa ácida o básica, o en una u otra. A veces como ocurre con el carbón y el azufre, la flotación se hace mejor en la pulpa neutra, por lo tanto pues conviene indagarse, con ensayos y pruebas de investigación cuál es el pH más conveniente y su exacta determinación depende que el rendimiento sea mayor. No solo interesa el pH sino el reactivo que ha producido ese pH.

2.2.10. Diagrama de equilibrio del sistema acuoso Mn - H₂O.

Según **Pourbaix** (2000), del diagrama termodinámico del sistema acuoso Mn - H₂O, ver Figura 3) podemos mencionar que es posible llevar a cabo la disolución del MnO₂ (pirolusita) a Mn⁺² y las condiciones de esta oxidación directa se dan por debajo de 1.4 a -1.1 V y a pH menores a 4. La presencia del O₂ del aire es indispensable como agente oxidante.

Figura 3

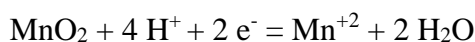
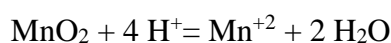
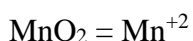
Diagrama de equilibrio del sistema H₂O – Mn.



Nota: Obtenido de la enciclopedia Wikipedia. Pourbaix diagram for manganese in solution. svg.

Análisis del par galvánico MnO₂/ Mn⁺²

- **Balance de masa y carga eléctrica de la reacción electroquímica**



$$\text{MnO}_2 - \text{Mn}^{+2} - 2 \text{H}_2\text{O} + 4 \text{H}^+ + 2 \text{e}^- = 0 \quad a = 1 \quad b = -1 \quad c = -2 \quad m = 4 \quad n = 2$$

- **Aplicación de las leyes del equilibrio electroquímico**

$$E_h^o = \sum y_i \cdot \mu_i^o / 23060 \quad n = (a \mu^o A + b \mu^o B + c \mu^o \text{H}_2\text{O} + m \mu^o \text{H}^+) / 23060 \quad n$$

$$E_{ho} = (-111326.12 - (-53365.36) - 2(-56560) + 4(0)) / 23060(2) = 1.19 \text{ Voltios}$$

$$E_h = E_{ho} - 0.0591 (m/n) \text{pH} + (0.0591 / n) (a \log[A] + b \log[B])$$

$$E_h = 1.19 - 0.0591 (4/2) \text{ pH} + (0.0591/2) (\log (\text{MnO}_2) - \log (\text{Mn}^{+2}))$$

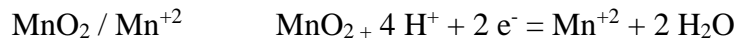
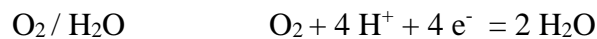
$$E_h = 1.19 - 0.1182 \text{ pH}$$

- **Si pH = 3.5**

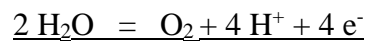
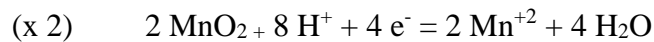
$$E_h = 1.19 - 0.1182 (3.5) \quad \mathbf{E_h = 0.78 \text{ Voltios}}$$

- **Efecto del O₂ en la oxidación de la pirolusita - Interacción de los 2**

equilibrios electroquímicos



Luego:



Entonces; se observa que el Mn de la pirolusita MnO₂ se oxida a Mn⁺² y el oxígeno es el agente oxidante.

2.3. Definición de términos básicos

Flotación por espuma

Es un proceso de concentración fisicoquímico complejo que permite la separación selectiva de una especie útil o de interés, de aquella sin valor o ganga a través de un sistema de transporte de burbujas de aire capaces de ascender a través de una mezcla agua-mineral denominada pulpa. Las condiciones óptimas de la flotación de los minerales se determinan principalmente a través de las pruebas de estudios mineralógicas y pruebas experimentales a nivel laboratorio. La debida flotación se logra, mediante el adecuado acondicionamiento de la pulpa mineral con la adición de reactivos químicos de flotación – colectores,

espumantes, depresores, activadores y modificadores e inyección de un flujo de aire.

Recuperación de la plata con alto contenido de óxido de manganeso

Los diferentes minerales de plata que ensayan altos contenidos de óxidos de manganeso del orden de 2 a 10% de Mn, en la actualidad no son procesados por los bajos niveles de extracción de plata especialmente en los concentrados de plomo, que si se tiene al emplear métodos convencionales de la cianuración y/o la lixiviación ácida. Estos bajos niveles se deben principalmente a razones mineralógicas de una íntima asociación entre la plata y los minerales de manganeso oxidado, lo cual impide el contacto de agentes disolventes.

Grado de liberación en la molienda

La molienda reduce el tamaño de las partículas minerales, lo que aumenta el grado de exposición o la superficie de contacto entre las partículas y los reactivos de flotación. Esto mejora la eficiencia de la flotación al permitir una mayor interacción entre las partículas y los reactivos, lo que aumenta las posibilidades de adhesión de las partículas a las burbujas de aire.

Mena

Conjunto de minerales cuya explotación presenta interés económico, refiriéndose al mineral del que se extrae el elemento químico útil o valioso.

Ganga

Comprende a los minerales que acompañan a la mena, pero que no presentan interés minero en el momento de la explotación (cuarzo, calcita, etc.).

Relave

El relave de flotación de minerales polimetálicas es un material residual que se genera como resultado del proceso de separación de minerales en una

planta de procesamiento minero.

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

La evaluación del beneficio metalúrgico del mineral mixto mangano-argentífero, permite obtener la recuperación óptima de la plata en el concentrado de plomo y las mejores condiciones operativas del tratamiento.

2.4.2. Hipótesis específicas

- La caracterización mineralógica, física y química del mineral mixto mangano-argentífero, influye significativamente en la recuperación de la plata en el concentrado de plomo.
- El grado de molienda del mineral mixto mangano-argentífero, influye significativamente en la recuperación de la plata en el concentrado de plomo.
- La dosificación del reactivo de flotación thio-carbanilida en el mineral mixto mangano-argentífero, influye significativamente en la recuperación de la plata en el concentrado de plomo.

2.5. Identificación de Variables

2.5.1. Variable independiente (VI).

Evaluación del beneficio metalúrgico de minerales mixtos mangano-argentíferos

Los factores o indicadores experimentales del proceso de flotación, que deben ser manipulados intencionalmente por el investigador, son:

- Grado de liberación de los valores metálicos.
- Densidad de la pulpa y pH.
- Dosificación del colector, promotor, modificador y espumante.

- Tiempo de acondicionamiento y flotación

2.5.2. Variable dependiente (VD).

Recuperación de la plata

Los factores o respuestas del proceso de concentración por flotación, son:

- Grado de concentración del Pb, Ag, Zn. (Calidad de concentrados).
- Recuperación de Pb, Ag, Zn, en los concentrados.
- Ley de la Ag en el relave

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 2

Variables, definición, dimensiones e indicadores.

VARIABLE	DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENCIONES	INDICADOR
INDEPENDIENTE	El control de las variables operativas del proceso de flotación con el fin de evaluar el grado de concentrado y la recuperación de los minerales útiles.	Realización de las pruebas experimentales a nivel laboratorio y análisis específicos para determinar la respuesta de los minerales a través de la flotación.	Características mineralógicas, física y químicas del mineral Grado de molienda y/o exposición de los valores frente a los reactivos de flotación. Reactivos de flotación.	Grado de liberación de las especies valiosas (% de liberación). Leyes químicas del mineral en cabeza (% metal, onzas /TC). Tiempo de molienda (minutos) Dosificación de los reactivos de colector, modificadores y espumante (gr/TC)
DEPENDIENTE	Relación entre el peso del material útil obtenido en el concentrado y el peso del material útil contenido en la alimentación.	La recuperación de la plata en el concentrado de Pb y la ley de la Ag en el relave de flotación.	Recuperación metalúrgica. $\% R = (C.c/F.f) \times 100$	$C =$ peso del concentrado $c =$ ley del mineral en el concentrado $F =$ peso de la alimentación $f =$ ley de mineral en la alimentación

Nota: Elaboración propia.

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

Es una investigación experimental de laboratorio a nivel Bach y de acuerdo al enfoque es cuantitativa, porque permite la comprobación tangible de la hipótesis (supuestos) y premisas a través de la observación, la experimentación y la lógica que busca la coherencia entre el hecho observado y su representación mental. Es decir, resolver problemas facticos en forma experimental teniendo como base: la investigación básica, formulaciones de problemas, objetivos e hipótesis y relación causa-efecto

Las características fundamentales de la investigación son: manipulación intencional y rigurosa de las variables o factores experimentales de la variable independiente; control de los factores intervinientes que pueden afectar la relación de la variable independiente con la dependiente.

3.2. Nivel de investigación

La investigación es de nivel correlacional explicativo, porque el proceso implica exponer o un conjunto condiciones o estímulos específicos, conocidos

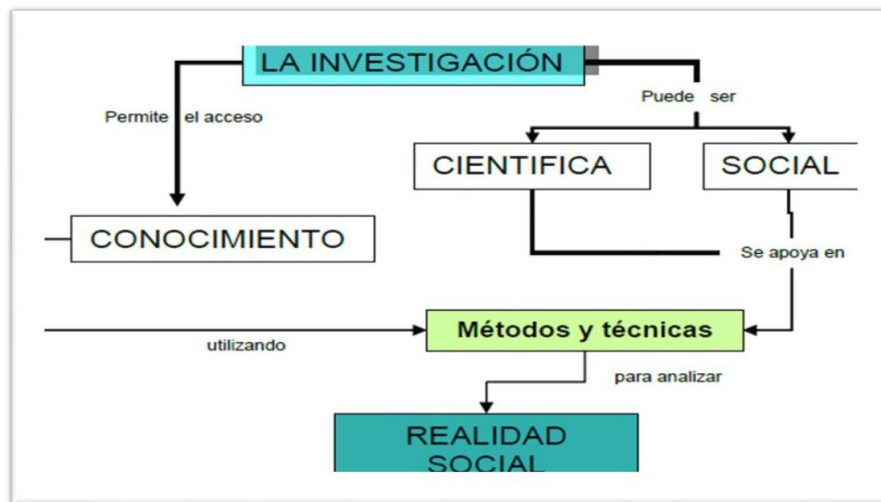
como variable independiente, para observar las consecuencias o respuestas que surgen. La variable dependiente es el resultado de este proceso.

3.3. Método de investigación.

El método utilizado en la investigación es el científico, porque se está aplicando los conocimientos existentes en la solución del problema. El método, es el conjunto de caminos, pasos o procedimientos lógicos más adecuados para lograr los objetivos definidos o determinados en el trabajo de investigación (ver Figura 5), teniendo como soporte principal a la observación y ésta debe ser explicado por las bases teóricas para el desarrollo correcto de todas las etapas del proceso de investigación científico.

Figura 4

Ciclo de la investigación.



Nota: Tomado de Bedoya Lima 2008, pag.9.

También, en el desarrollo de la investigación se usó el método no experimental y experimental (método cuantitativo científico); apoyado por los métodos generales: método inductivo, método deductivo, método analítico y método sintético, El método cuantitativo en una investigación analiza y describe la correlación de la variable independiente con la variable dependiente en el

fenómeno existente.

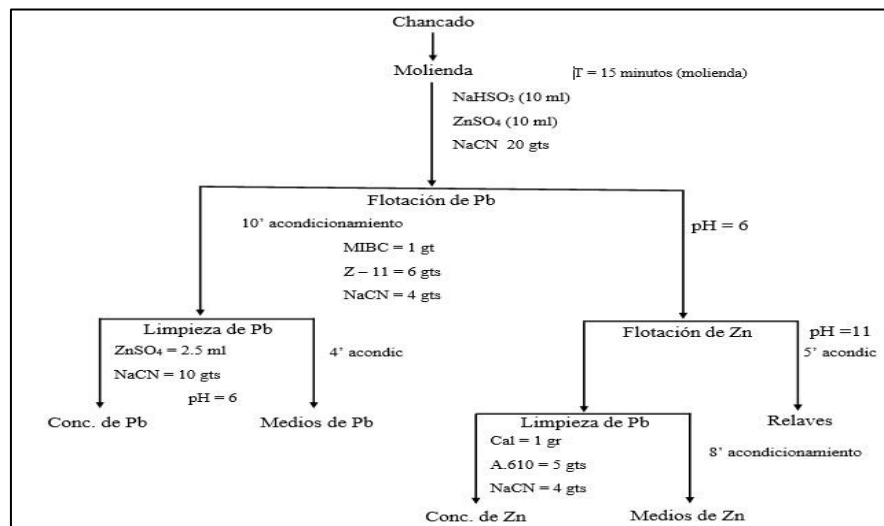
3.4. Diseño de investigación

Un diseño de investigación puede ser definido como una estructura, una organización esquematizada (flowsheet) de las pruebas a realizarse que el investigador adopta para relacionar y controlar las variables de estudio. El objetivo de cualquier diseño es imponer restricciones controladas a las observaciones de los fenómenos.

El diseño sirve como instrumento de dirección para el investigador, en tal sentido se convierte en un conjunto de pautas bajo los cuales se va a realizar un experimento o estudio. En otras palabras, el diseño implica pasos o acciones que debe seguir quien trabaja con un problema para poder encontrar las posibles soluciones al mismo. En la Figura 4, se presenta el diseño de la experimentación relacionado con la flotación de los valores metálicos como es el Pb, Zn y especialmente la Ag.

Figura 5

Plan del trabajo experimental del proceso de flotación del mineral



Nota: *Elaboración propia basado en la flotación experimental convencional de los minerales mangano argentífero.*

Por lo tanto, el diseño de investigación presentado es el plan general de la investigación científica, mediante diseños orientados en base a la observación en la experimentación metalúrgica.

3.5. Población y Muestra

La población, está constituido por los minerales mixtos (sulfurados + oxidados) polimetálicos complejos conteniendo óxidos de manganeso existentes en el denuncio minero Pumacahua en el distrito minero de Morococha

La muestra, está constituida por muestras representativas procedentes de la zona mencionado y para determinar la cantidad de muestra representativa se usó la ecuación básica de la Teoría de Pierre Gy. Para ello se hace uso de la siguiente ecuación:

$$M = C \times d^3 / s^2$$

Donde:

M = Peso mínimo de muestra requerido

(gr)

C = Constante de muestreo (g/cm^3)

d = Tamaño de partícula más grande dentro de la muestra (cm)

s = Medida del error estadístico y normalmente es 0.01

Constante de Muestreo (C)

$$C = f \times g \times l \times m$$

f = Factor de forma el cual es tomado como 0.5, excepto para minerales de oro que es 0.2

g = Factor de distribución de tamaño de partícula = 0.25

l = Factor de liberación

m = Factor mineralógico (g/cm^3)

Factor de liberación

$$l = (L/d)^{0.5}$$

L = Tamaño de liberación del mineral de interés (cm)

d = Tamaño de partícula más grande dentro de la muestra (cm)

Factor Mineralógico (m)

$$m = (1 - a) / a [(1 - a) r + a \cdot t]$$

a = Es la fracción del mineral de interés

r = Densidad del mineral de interés

t = Densidad de la ganga

En el Anexo 1, se ha determinado la cantidad de muestra representativa.

$$M = 64125 \text{ g} = 64.125 \text{ kg}$$

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

- a. Muestreo de campo:** Mediante el diseño de las estructuras geológicas reconocidas, la empresa ha diseñado los puntos a muestrear y para ello utilizará el método de taladros largos y acopio por puntos de las muestras.
- b. Análisis químico:** Las muestras recolectadas en el campo fueron sometidas a análisis químico para determinar las leyes de Ag, Pb, MnO₂ y otros elementos de interés.
- c. Análisis mineralógico:** Para identificar las especies mineralógicas presentes en las muestras y sus asociaciones, importantes para comprender el comportamiento metalúrgico; incluye microscopía óptica.
- d. Pruebas metalúrgicas:** Se realizará en el laboratorio de la empresa y se evaluará los resultados metalúrgicos de la concentración por flotación referido al % de recuperación del Pb, Ag y otros metales de interés y la lixiviación referidos al % de extracción Ag. Se desarrollarán pruebas de

lixiviación por agitación. Durante las pruebas metalúrgicas se registrarán las variables operacionales como: tiempo de agitación, temperatura, pH, velocidad de agitación, entre otras.

- e. **Técnica de la observación científica:** Consistirá en observar el fenómeno en el estudio experimental, cuyos sucesos deben ser analizados y explicados científicamente. Estas observaciones pueden ser directa, indirecta, estructurada y no estructurada.
- f. **Técnica documental:** Servirá para recopilar información teórica y datos cuantitativos secundarios articulados al tema de investigación.

Los instrumentos para la recolección de datos experimentales, fueron elegidos tomando en cuenta los factores o variables experimentales, determinados durante la operacionalización de las variables:

- Entrevistas
- Cuestionarios
- Reportes del análisis químico
- Formularios de los balances metalúrgico
- Informes técnicos de tratamientos.
- Plantillas del diseño experimental.

3.7. **Técnicas de procesamiento y análisis de datos**

Los datos que serán obtenidos experimentalmente, serán productos de las mediciones realizadas a los factores experimentales, estos datos deben ser presentados mediante números (cantidades) para ser analizados a través de métodos estadísticos o programas de software que ofrecen distintas herramientas muy ventajosas, siendo el procesamiento de los datos. El Análisis estadístico para analizar los datos recolectados, se realizó a través de las regresiones lineales

múltiples usando el estadígrafo del t-student comprendidos en las hojas de cálculo del Lotus 123 y el Excel.

3.8. Tratamiento estadístico

Se utilizará las técnicas de medidas siguientes:

- a. Estadística descriptiva:** Faculta a realizar el análisis, la descripción básica, el resumen y la presentación de los resultados del conjunto de datos derivados de la muestra. Ayuda a identificar patrones y peculiaridades relevantes de los datos.
- b. Pruebas de significancia estadística:** Esta medida de fiabilidad en los resultados de un análisis, nos permite evaluar la significancia de las diferencias o relaciones observadas y ayuda a determinar si existen diferencias estadísticamente significativas entre los métodos o condiciones evaluadas.
- c. Análisis de correlación:** Permite explorar las relaciones entre las diferentes variables; para demostrar la correlación entre las leyes de los valores metálicos del mineral en presencia del óxido de manganeso y las condiciones de extracción hidrometalúrgica; identificando que factores influyen en el proceso aplicado y establecer las relaciones causa efecto.

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

Ojeda et al., (2007) afirma, que los trabajos de investigación constituyen un aporte al estudio de los factores morales relacionados con la ética en la investigación; temática de gran relevancia y vigencia debido asu influencia en el campo de las ciencias humanas, área del conocimiento que, evidentemente, incluye el estudio y observancia de principios éticos que asignen a los humanos la dimensión real de su pensar reflexivo, su quehacer y sus manifestaciones de

vida compartida. En el desarrollo del presente proceso de investigación científica, se cumplirá con los siguientes principios éticos o morales:

- a.** En principio la investigación científica se desarrollará para el desarrollo o bienestar de la sociedad, por esta razón el investigador deberá demostrar sus principios morales; entonces la conducta ética es importante para avanzar o alcanzar los objetivos de investigación con responsabilidad social evitando o respetando las ideas de otras personas, el plagio parcial o total, tanto en las ciencias sociales y ciencias naturales.
- b.** Éticamente, se actuará en un contexto de respeto y reconocimiento de la propiedad intelectual del conocimiento relacionado al tema de investigación; la ética debe ser aplicada por los investigadores, respetando al conjunto de valores de normas de la ciencia de la conducta moral que permiten un mejor desarrollo en las actividades intelectuales al servicio de la sociedad humana.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del Trabajo de Campo

El estudio consistió en la evaluación metalúrgica experimental de las muestras representativas del yacimiento, que son minerales sulfurados de Pb, Ag, Zn con contenidos bajos de óxidos de manganeso (MnO_2 – pirolusita) y óxidos de PbO_x y ZnO_x cuyas leyes químicas promedias del mineral de cabeza se dan en la Tabla 3.

En este yacimiento, también se encuentran minerales de baja sulfuración y altos contenidos de Ag y MnO_2 donde las leyes químicas se reportan en la Tabla 4, este tipo de minerales requieren de tratamientos hidrometalúrgicos, porque al ser concentrados por flotación reportan bajas recuperaciones de plomo y plata (minerales refractarios), este último mineral es objeto de otra investigación metalúrgica.

4.1.1. Preparación mecánica del mineral y de muestras

La cantidad de mineral de 65 kg determinada por el método de Peier Gy (Capitulo III), fue debidamente muestreada del stock pile de la labor minera del

yacimiento. Este mineral en el laboratorio metalúrgico fue preparado mecánicamente a través de las operaciones de chancado, tamizado y homogenizado, reduciéndose el mineral de 3” a 100% -10 mallas. La preparación de muestras se llevó a cabo mediante las operaciones del cuarteo, roleado y homogenizado.

4.1.2. Caracterización físico-químico del mineral

Análisis químico del mineral.

- **Composición química de la muestra compósito de alta sulfuración**

Tabla 3

Análisis químico promedio de la muestra de alta sulfuración

% Pb	% Zn	Ag (Onzas /TC)	% Cu	% Fe
4.20	4.00	11.97	0.20	3.56

	% MnO ₂	% PbO _x	% ZnO _x
Cabeza	2.31	0.99	1.50
Conc. Pb	1.00		
Medios Pb	2.84		
Conc. Zn	4.08		
Medios Zn	3.00		
Relave	2.25	0.25	0.35

Nota: Elaboración propia basado al reporte químico compósito del mineral. Lab. Químico – Pan American Silver (2023).

- **Composición química de la muestra compósito de baja sulfuración**

Tabla 4

Análisis químico promedio de la muestra de baja sulfuración

% Pb	% Cu	Au (g/TC)	Ag (onzas/TC)	% MnO ₂	% Fe	As (ppm)	% Sb	% S
0.035	0.062	0.50	38.80	15.64	4.87	100.00	0.03	0.27

Nota: Elaboración propia basado al reporte químico compósito del mineral.

Lab. Químico – Pan American Silver (2023).

Gravedad específica del mineral.

Se utilizó el método de la fiola para determinar la gravedad específica del mineral.

Peso Fiola = 233.5 gr.

Peso Fiola + H₂O = 1231.4 gr.

H₂O = 997.9 gr (Volumen de agua inicial)

Peso mineral = 200 gr. (Peso sólido seco)

Peso Fiola + H₂O + Mineral = 1360 gr (A)

Peso del mineral + Fiola = 233.5 + 200 = 433.5 gr..... (B)

La diferencia (A-B) = Nos da el peso o el volumen total del agua final
= 1360 – 433.5 = 926.5 cc

Luego tenemos que: 997.9 – 926.5 = 71.4 cc.

Este último valor obtenido, es el volumen del mineral que ocupa.

Remplazando datos en la siguiente relación:

g.e. = Masa (gr) / Volumen (cc) = 200 gr. mineral seco / 71.4 cc = 2.8

Tabla 5

Gravedad específica promedio del mineral

A	B	A – B = C	Vol. H ₂ O inicial - C	g.e	g.e (promedio)
1360.5	433.8	926.7	71.6	2.79	
1360.0	433.5	926.5	71.4	2.80	2.80 g/cc
1359.8	433.4	926.4	71.0	2.82	

Nota: Elaboración propia.

4.1.3. Geología del yacimiento y Caracterización mineralógica del mineral

El tipo de yacimiento del depósito minero Pumacahua, se presenta en forma de vetas o capas contenidas entre corrientes de rocas ígneas. El manganeso se presenta bajo la forma de óxidos negros en la zona de oxidación de ciertas

vetas argentíferas. La mayor parte del manganeso de los óxidos negros de la zona de oxidación es de origen secundario formado por oxidación del mineral por los agentes atmosféricos.

Como la oxidación se llevó a cabo en el depósito desde la superficie hacia la profundidad, los minerales más refractarios para la extracción de sus valores son los superficiales y esta refractariedad disminuye en los minerales profundos.

El estudio genético de este yacimiento mangano-argentíferos, se reconocen dos tipos de depósitos; los primarios y los secundarios. En los depósitos primarios se incluyen los minerales a base de sulfuros, carbonatos, silicatos y posiblemente fosfatos.

Entre los depósitos secundarios se encuentran a los minerales oxidados que se forman cerca de los depósitos primarios, cuando las soluciones que contienen manganeso se ponen en contacto con el oxígeno atmosférico. En condiciones locales peculiares se forman junto con los óxidos de manganeso, psilomelán, pirolusita, manganita y braunita.

En la Tabla 6, se presenta la caracterización mineralógica del mineral fresco 100 % -10 mallas en rangos de tamaños de partícula (mallas -10 +35, -35 +100 y -100); en la cual se identifica los minerales libres y asociados en cada rango de mallas mencionadas, así también se presentan los diferentes grados de liberación de las especies mineralógicas. Del estudio microscópico para el mineral se concluye lo siguiente:

Es evidente que la muestra compósito presenta minerales valiosos de difícil liberación (Galena, plata, esfalerita, chalcopirita) comparados con los minerales de la ganga, puesto que; los minerales libres valiosos en los tres rangos de tamaños de partículas y con énfasis en la malla – 100 presentan baja liberación

aumentando moderadamente esta liberación en las partículas libres más finas. En cambio, la ganga en los minerales libres, presentan una mejor liberación.

En cuanto a los minerales asociados en los tres rangos de tamaños de partículas; se observa que se presentan en cantidades considerables, conteniendo valores metálicos en especial la galena y la plata en dobles, triples, cuádruples y quíntuples enlaces mineralógicos con los minerales de la ganga.

En los tres rangos de tamaños de partículas, se presentan dobles y triples enlaces que contienen a la pirolusita asociado a valores metálicos y con grados de liberación del tipo inclusión. Además, en la malla -100 encontramos partículas libres de Au y Ag

En Conclusión; del estudio microscópico para mineral de cabeza con leyes bajas de pirolusita., se prevé un grado de liberación moderado en la molienda para la recuperación especialmente del Pb y la Ag. Sin embargo; para el mineral con leyes altas de pirolusita asociados a la galena y la Ag las recuperaciones de estos bajarían justamente por la presencia de sus enlaces dobles y triples de difícil liberación, en este caso se puede recurrir para la extracción de los valores al uso de los procesos hidrometalúrgicos, considerando previamente los pretratamientos ácidos para romper los enlaces mineralógicos (inclusión, diseminado).

Tabla 6

Resumen minerográfico del mineral compósito del depósito Pumacahua.

MALLA -10 +35 ENLACES IMPORTANTES Y DE ESPECIES VALIOSAS				
Minerales libres	Nro. partículas	Peso específico especies	% Peso	Grado de liberación
Ganga	105		45.960	72.770
Hematita	14		10.915	79.545
Esfalerita	11		6.187	31.700
Galena	1		1.100	76.923
Pirita	1		0.743	88.944
	132		64.910	
Minerales asociados	Nro. partículas	Peso específico especies	% Peso	Grado de liberación
Ganga-hematita-limonita	3		1.475	Sandwich simple veteadado
Ganga-limonita	47		22.170	Limonita- impregnada en a ganga sandwich
Limonita-hematita	7		4.672	
Ganga-pirita	3		1.239	Simple ameboide
Ganga-hematita	6		3.269	Diseminado, inclusión
Galena-plata-pirolusita	2		0.976	Sandwich, Simple
Ganga-chalcopirita	1		0.404	Inclusión diseminado veteadado simple
Galena-plata-arsenopirita	1		0.460	Inclusión
Ganga-arsenopirita	1		0.414	Inclusión
	71		35.079	
	203		99.989	
MALLAS -35 +100				
Minerales libres	Nro. partículas	Peso específico especies	% Peso	Grado de liberación
Ganga	146		67.633	94.185
Hematita	14		10.536	90.066
Galena	3		3.207	87.209
Arsenopirita	1		0.870	74.074
Esfalerita	10		5.416	79.51
Pirita	1		0.715	80.00
	175		91.146	
Minerales asociados	Nro. partículas	Peso específico especies	% Peso	Grado de liberación
Hematita -ganga	3		2.836	Simple sándwich
Ganga-pirolusita	2		1.805	Inclusión simple
Ganga-pirolusita-hematita	1		0.430	Inclusión simple
Galena-plata-carbonatos	2		1.723	Simple sándwich
Hematita- Pirolusita-plata	1		0.735	Inclusión
Ganga-chalcopirita	1		0.395	Inclusión
Ganga-pirita-limonita	1		0.448	Simple inclusión
Ganga- arsenopirita	1		0.482	Inclusión
Ganga-galena-covelita	1		0.604	Inclusión- corona
Ganga-pirita	1		0.401	Diseminado
Ganga-galena-calcosita-covelita-pirita	1		0.839	Diseminado corona simple
Ganga- arsenopirita-limonita-chalcopirita	1		0.471	Simple inclusión
Ganga-galena-pirita	1		0.445	Inclusión diseminado
	17		8.854	
	192		100.00	
MALLA -100				
Minerales libres	Nro partículas	Peso específico especies	% Peso	Grado de liberación
Ganga	628		86.385	99.277
Plata	19		5.091	73.06
Limomita	14		0.710	90.50
Oro	1		0.983	100.00
Chalcopirita	2		0.427	83.33
Galena	1		0.382	58.72
Calcosina	1		0.287	100.00
	666		96.265	
Minerales asociados	Nro partículas	Peso específico especies	% Peso	Grado de liberación
Limonita- hematita	1		0.212	Corona
Ganga- calcopirita	1		0.169	Simple
Hematita- limonita	7		1.648	Coloforma, diseminado ameboide
Galena-hematita-plata	1		0.347	Simple
Ganga-hematita	6		1.216	Simple
Ganga-pirita-pirolusita	1		0.141	Diseminado
	17		3.733	
	683		99.998	

Nota: Lab. petromineralógico-Departamento de geología-Pan American Silver (2023)

4.1.4. Análisis granulométrico del mineral 100% - 10 mallas.

Para llevar a cabo el análisis granulométrico, inicialmente se procedió con el cuarteo de una muestra de 500 gramos a partir del mineral triturado a 100% - 10 mallas, los resultados obtenidos se muestran en la Tabla 7.

Tabla 7

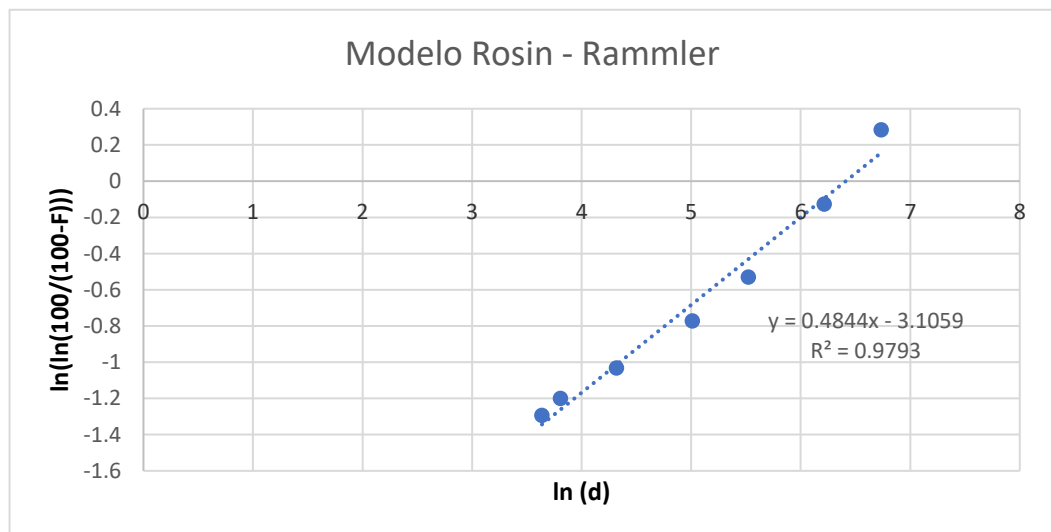
Distribución granulométrica del mineral 100% - 10 mallas.

Nº MALLAS (ASTM)	ABERTURA (micrones)	% PESO RETENIDO PARCIAL	% PESO RETENIDO ACUM.	% PASSING ACUM.	Ln (Ln (100/(F)))	Ln (d)
-10	20	26.50	26.50	73.50	0.28369322	6.73459166
35	500.000	14.90	41.40	58.60	-0.12568874	6.2146081
60	250.000	14.10	55.50	44.50	-0.52969051	5.52146092
100	150.000	7.50	63.00	37.00	-0.77211364	5.01063529
200	75.000	7.00	70.00	30.00	-1.03093043	4.31748811
325	45.000	4.00	74.00	26.00	-1.20029593	3.80666249
400	38.000	2.00	76.00	24.00	-1.29303411	3.63758616
-400	0.000	24.00	100.00	0.00		

Nota: Elaboración propia en base a datos para la regresión lineal al modelo de distribución Rosin Rammler.

Figura 6

Distribución del tamaño de partícula del mineral a – 10 mallas A.S.T.M.



Nota: Elaboración propia en base al ajuste de los puntos experimentales al modelo de distribución Rosin Rammler.

El método utilizado para obtener la función matemática de la distribución de partículas corresponde a R-R.

Linealizando

$$\ln (\ln (100/(100 - F))) = n \ln (d) - n \ln (b)$$

$$Y = m X + c$$

De la regresión lineal de la figura 6, obtenemos los valores de la función lineal.

$$n = 0.4844 - n \ln (b) = - 3.1059$$

$$\ln (b) = 3.1059/n$$

$$\ln (b) = 3.1059/0.4844 = 6.4118$$

$$b = e(6.4118) = 2.7172(6.4118)$$

$$b = 607.43$$

$$F = 100 - 100 e^{-\left(\frac{d}{b}\right)^n}$$

$$\ln \left[\ln \left(\frac{100}{100-F} \right) \right] = n \ln (d) - n \ln (b)$$

$$y = m x + c$$

$$n = 0.4844 - n \ln (b) = - 3.1059$$

$$\ln (b) = \frac{3.1059}{n} = \frac{3.1059}{0.4844} = 6.4118$$

$$b = e^{6.4118} = 2.7182^{6.4118} = 608.87$$

Ley de distribución según R-R.

$$F = 100 - 100 e^{-\left(\frac{d}{b}\right)^n} = 100 - 100 e^{-\left(\frac{d}{608.87}\right)^{0.4118}}$$

Entonces, para F = 80 % (% acumulado passing) se tiene d = 1932.33 micrones.

4.1.5. Determinación del Work index del mineral – Método estándar del Índice de Bond.

Datos para el ensayo:

Densidad del mineral = 2.572 gr/cm³

Volumen: 700 cm³

Peso: 1381.70 grs

% < 140 mallas: 6.83

Procedimiento:

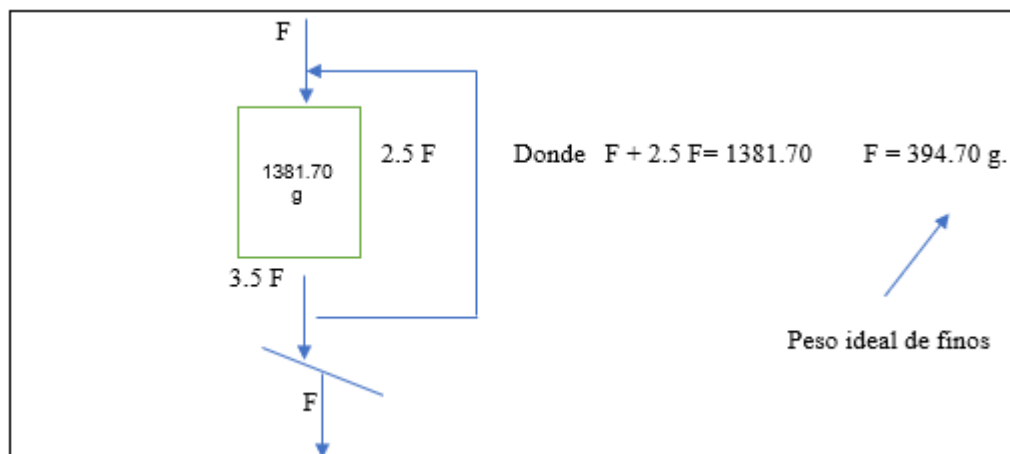
1. Se trituro aproximadamente 10 Kg de mineral a 100 % -10 mallas, de esto se tomó una muestra representativa (homogénea) y se realizó un análisis granulométrico completo, determinándose el % que pasa la malla 140 (105 micrones). Entonces:

Porcentaje de fino en la alimentación < 140#: 6.83 %

2. Se tomó como alimentación inicial 700 cm³ de material a 100 % -10 mallas en una probeta graduada de 1000 ml y de 57 mm. de diámetro. 700 m³ de mineral, con un peso de 1381.70 g
3. Esta muestra es colocada al molino de bolas de 12" x 12" el cual gira a 70 rpm.
4. Dado al peso de alimentación el balance del proceso es según la Figura 7.

Figura 7

Esquema para determinación del Work index con el molino estándar de Bond.



Nota: Elaboración propia en base al método estándar de Bond. Determinación del índice de trabajo.

El objetivo es que; luego de varios ciclos de molienda, el alimento al molino F , debe ser igual al peso del undersize del tamiz ($F = 394.70 \text{ g.}$). Estableciéndose así una carga circulante de 250 % y manteniéndose en el interior del molino 1381.70 g. (simulación). Será necesario después de cada molienda, la obtención de un peso ideal de finos.

Datos Importantes que considerar:

- Repetir el ciclo de molienda hasta que el peso del material menor a 140 mallas obtenido por revolución se mantenga constante o sufra una inversión.
- Se usará un mínimo de 8 ciclos.
- Analizar granulométricamente el producto final (F) cuando la carga circulante se aproxime a 250%, o bien, cuando el contenido menor a 140 mallas en el producto se aproxime al fino contenido en la alimentación.

En el Anexo 2, se presenta los 8 ciclos de molienda cuando la carga circulante se mantiene constante de 2.50.

Tabla 8*Test de Bond aplicado al mineral mixto complejo*

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Periodo	Revolución del Molino	Producto (grs)			Pesos < 140 mallas			Carga Circulante
		+ 140 mallas	- 140 mallas	- 140 mallas + pérdidas	En la alimentación Nueva	Producido	Producido por revolución del molino	
1	100	1139.2	231.5	242.5	94.37	148.13	1.48	4.70
2	203	1079.6	294.8	302.1	16.56	285.54	1.40	3.57
3	270	1018.5	356.3	363.2	20.63	342.57	1.27	2.80
4	295	992.2	380.1	389.4	24.80	364.6	1.24	2.55
5	298	943.6	432.6	438.1	26.60	411.5	1.38	2.15
6	267	1014.5	359.6	367.2	29.91	337.29	1.26	2.76
7	290	981.2	390.1	400.5	25.08	375.42	1.29	2.45
8	287	984.7	386.2	397.0	27.35	369.65	1.29	2.50

Nota: Elaboración propia en base al cálculo del grado de moliendabilidad a diferentes velocidades estimadas.

En la Tabla 8, se presentan los resultados de la prueba y se observa que en el octavo ciclo la carga circulante es aproximadamente la misma que el séptimo ciclo, para casi las mismas revoluciones. Por lo cual, damos por finalizado las pruebas para el mineral mixto complejo.

Determinación del Word Índice de Bond para el mineral: Existen 2 fórmulas.

- Primera Fórmula:

$$Wi = 1.6(P)^{0.5}(Gbp)^{-0.82} \left(\frac{KWh}{TC}\right)$$

- Segunda Fórmula:

$$Wi = \frac{44.5}{(P)^{0.23}(Gbp)^{0.82} \left(\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}}\right)} \left(\frac{KWh}{TC}\right)$$

Donde:

Wi= Índice de trabajo del mineral, en Kwh/TC

P = Abertura de la malla de corte en micrones = 106 micrones (malla de corte de 140 mallas).

Gbp = índice de moliendabilidad = 1.29

F₈₀ = Tamaño en micrones de la alimentación, que pasa en un 80%. = 1933 micrones (determinado en el punto 4.1.4)

P₈₀ = Tamaño en micrones del producto menor a la malla de corte correspondiente al último ciclo, que pasa en un 80%. Para el valor de P₈₀ se toma de la Tabla 9.

Tabla 9

Valores de P80 según malla

Malla	Valor de P ₈₀ (Micrones)
100	112
140	68
200	48
325	25

Nota: Elaboración propia en base a los P80 obtenidos a diferentes mallas.

Cálculo del índice de Bond del mineral:

- Primera Fórmula:

$$Wi = 1.6(P)^{0,5}(Gbp)^{-0,82} \left(\frac{KWh}{TC}\right)$$

$$Wi = 1.6 * (106)^{0,5} * (1.29)^{-0,82} \quad wi = 13.37 \left(\frac{KWh}{TC}\right)$$

- Segunda Fórmula:

$$Wi = \frac{44.5}{(P)^{0,23}(Gbp)^{0,82} \left(\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}}\right)} \left(\frac{KWh}{TC}\right)$$

$$Wi = \frac{44.5}{(106)^{0,23}(1.29)^{0,82} * \left(\frac{10}{\sqrt{68}} - \frac{10}{\sqrt{1933}}\right)} \quad wi = 12.54 \left(\frac{KWh}{TC}\right)$$

Entonces, el w_i en promedio del mineral es 13 KWh/TC.

4.1.6. Grado de liberación o molienda

Se llevó a cabo 5 operaciones de molienda del mineral de tamaño 100% malla -10, a diferentes tiempos de molienda según se indican en la Tabla 10 y para cada molienda se utilizó 1 kg de muestra representativa. Posteriormente se realizó el análisis granulométrico con la malla 200 (74 micrones) a los productos molidos, para esto se obtuvo 100 g de muestra representativa de cada producto y con los % passing de la malla se construyó la Figura 8, lo cual permitió obtener el modelo matemático de la liberación de partículas a través de la regresión lineal del Excel.

Tabla 10

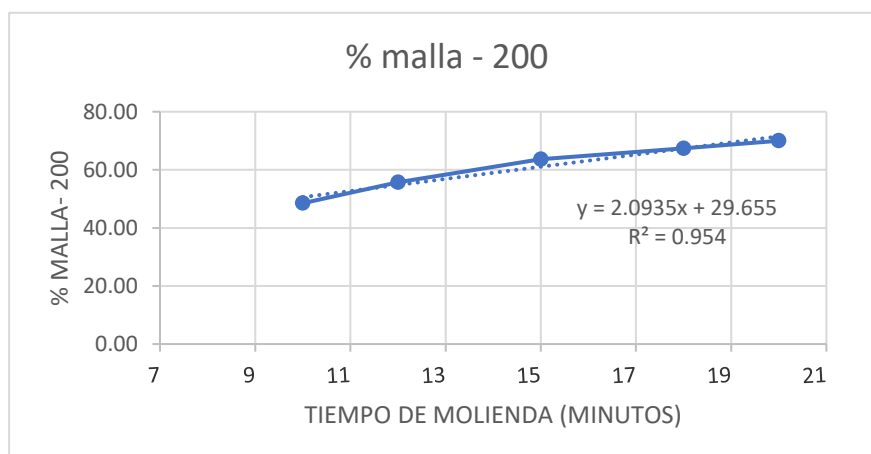
Grados de molienda a varios tiempos en minutos

Tiempo molienda (minutos)	% malla - 200
10	48.50
12	55.76
15	63.65
18	67.38
20	70.00

Nota: Elaboración propia en base a los resultados obtenidos del grado de liberación a diferentes tiempos de molienda.

Figura 8

Modelo matemático de la liberación de las especies mineralógicas.



Nota: Elaboración propia en base a la obtención del modelo de liberación del mineral en la malla -200.

El coeficiente de correlación es 0.954, lo cual indica un buen ajuste de los

datos experimentales con los datos teóricos del modelo matemático.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de los resultados

4.2.1. Evaluación del beneficio metalúrgico al mineral sulfurados de Pb,

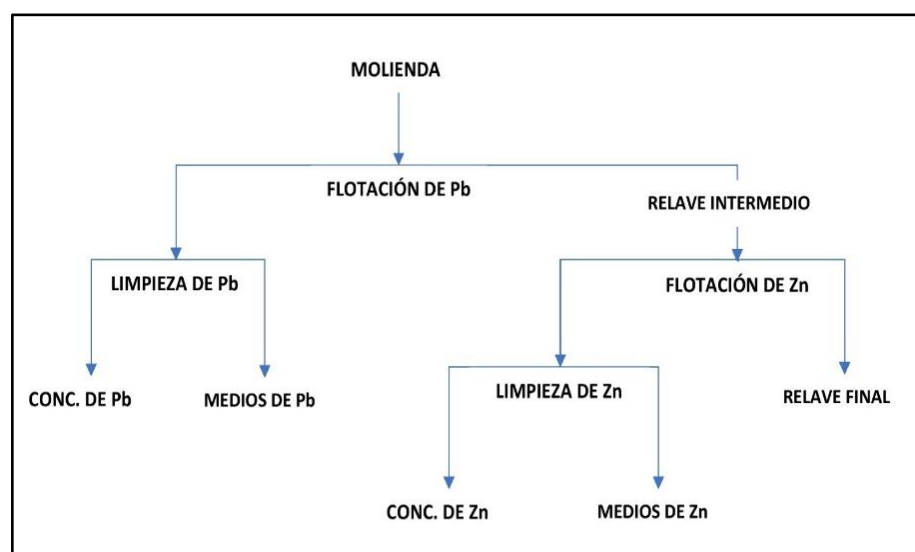
Ag, Zn con contenidos bajos de manganeso (MnO_2)

➤ Planeamiento de las pruebas experimentales.

Todas las pruebas batch, se realizaron mediante el diseño o plan experimental del tratamiento al mineral indicado en el Figura 9. De acuerdo al contenido de las especies químicas y a las características mineralógicas, de este mineral se obtienen un concentrado de Pb con un valor agregado de Ag, un concentrado de Zn y un relave final.

Figura 9

Tratamiento del mineral sulfurado a nivel batch.



Nota: Elaboración propia en base al planeamiento experimental de la flotación del mineral Pb-Zn.

Para la molienda del mineral en todas las pruebas se utilizó 1 kg de mineral más 600 cc de H_2O . Entonces las características de la pulpa son:

Constante de sólidos

$$K = \frac{G.e-1}{G.e} = \frac{2.8-1}{2.8} = 0.64$$

Densidad de la pulpa

$$W = w(K) + 1000 = 1000 \text{ g } (0.64) + 1000 = 1640 \text{ g/l}$$

Porcentaje de sólidos

$$\% S = \frac{W-1000}{W(K)} \times 100 = \frac{1640-1000}{1640(0.64)} \times 100 = 61\%$$

➤ **Pruebas preliminares.**

A. Objetivo

- Establecer la prueba estándar inicial a través de la evaluación del comportamiento metalúrgico del mineral.
- Conocer las correlaciones y los principales desplazamientos entre las especies químicas en el proceso de flotación, por medio de la evaluación estadística usando el estadígrafo t-student de la regresión lineal múltiple.

B. Condiciones operativas de las pruebas

El análisis y resultado de la primera prueba sirvió para regular condiciones operativas de la segunda prueba y así sucesivamente. Entonces, el avance o progreso de estas pruebas se llevó a cabo en función al análisis y observación de la calidad de espumas de flotación, la presencia de las especies valiosas y no valiosas en las espumas de los concentrados y relaves (lavados de la pulpa mediante los plateos en luna de reloj), los grados y las recuperaciones de los concentrados calculadas en los balances metalúrgicos, etc., todas ellas reguladas por las condiciones operativas aplicadas a cada prueba; dosificación de reactivos, tiempos de molienda, tiempos de acondicionamiento y flotación,

pH, etc.

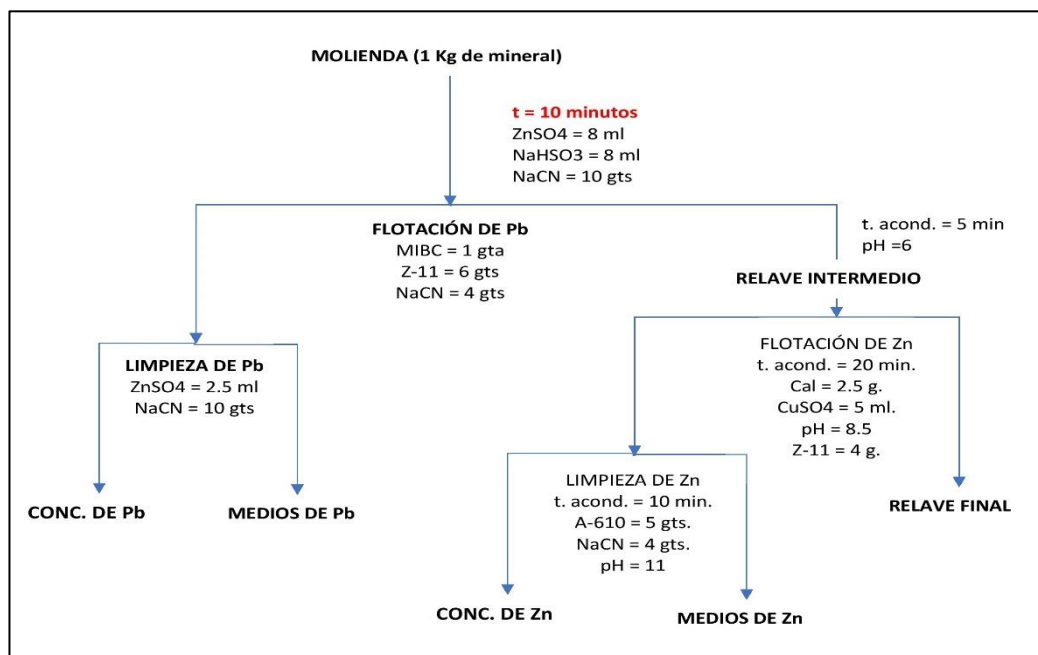
C. Presentación: Ejecución de las pruebas.

Prueba E-01

Condiciones operativas

Figura 10

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba PRE-01



Nota: Elaboración propia.

Tabla 11

Balace metalúrgico de la Prueba E-01

	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación			
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag	
Cabeza	997.0	88.13	4.39	3.84	6.78	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0	
Conc. Pb	17.0	1.75	47.07	6.40	129.0	1.44	3.10	18.30	2.85	32.45	
Medios Pb	65.0	6.52	28.50	9.20	80.8	1.04	4.80	42.36	15.61	7.77	
Conc. Zn	30.0	3.01	9.12	19.24	28.8	0.40	3.40	6.26	15.20	12.78	
Medios Zn	132.0	1.32	2.80	12.40	9.8	0.28	4.00	8.46	42.74	19.14	
Relave	753.0	75.53	1.43	1.20	2.5	0.06	3.05	24.62	23.60	27.86	
* onzas /TC.			Conc. + Medios					60.66	57.94	40.22	

Nota: Elaboración propia basado en los resultados de la flotación referidos al grado de concentrado y recuperación Pb-Ag-Zn.

Pruebas E-02 E-14

Los resultados obtenidos de estas pruebas preliminares se dan en el Anexo 3.

D. Análisis e interpretación de los resultados

Análisis estadístico:

De los balances metalúrgicos de las pruebas dados en el Anexo 3, se han obtenido datos importantes de los concentrados de Pb y relaves, referidos a las especies químicas de interés (Pb, Ag) en los diferentes grados de concentrados y recuperaciones de las pruebas, ver Tabla 12.

Tabla 12

Principales resultados de las pruebas preliminares.

PRUEBAS	Ag(CC. Pb)	Ag (relave)	R. Ag(CC. Pb)	Pb(CC. Pb)	R. Pb(CC. Pb)	Fe(CC Pb)
E-01	190.60	2.00	74.21	70.11	72.39	12.20
E-02	224.10	2.10	74.20	76.19	67.52	9.60
E-03	168.60	1.90	70.42	60.44	65.78	12.80
E-04	206.40	2.80	66.51	64.82	59.93	9.10
E-05	209.80	2.50	40.22	75.57	60.66	7.90
E-06	105.60	1.90	81.71	38.78	85.09	21.10
E-07	103.20	2.10	82.22	38.38	87.32	18.40
E-08	259.00	3.40	66.26	81.54	63.21	16.50
E-09	138.30	2.80	65.72	51.87	68.78	8.28
E-10	129.20	2.10	75.16	48.07	71.25	11.60
E-11	112.30	1.90	76.33	39.33	75.01	10.73
E-12	123.50	2.10	73.94	45.98	73.58	8.20
E-13	68.10	2.60	77.96	27.17	77.51	10.53
E-14	169.40	2.20	79.38	62.61	77.39	9.56

Nota: Elaboración propia basado en los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas iniciales.

Variables de interés (especies químicas):

Ag(CC. Pb) : ley de Ag en el concentrado de Pb (onzas /TC)

Ag (relave) : ley de Ag en el relave (onzas/TC)

Pb(CC. Pb) : ley del Pb en el concentrado de Pb (%)

R. Ag (CC. Pb) : Recuperación de Ag en el concentrado de Pb

R. Pb(CC .Pb) : Recuperación del Pb en el concentrado de Pb

Fe(CC. Pb) : ley del Fe en el concentrado de Pb

Relación de las variables (regresión lineal múltiple):

Entonces se tiene la Tabla 12, un conjunto de columnas de datos experimentales (variables), que así solas no nos dicen nada, tenemos que buscar las interrelaciones si existen o no entre estas variables la significancia de estas variables en el proceso mediante el análisis estadístico.

De las regresiones múltiples lineales realizadas (Tablas del 13 al 17), se han obtenido los t-student de las variables (V.I.) para las distintas respuestas (V.D.), con estos datos se evaluaron la relación, influencia y/o desplazamientos de los otros elementos (V.I.) con respecto al elemento de importancia (V.D.) respectivamente. El t-student se calcula en la regresión dividiendo el valor del coeficiente entre su error típico del coeficiente.

Tabla 13

Ag(CC.Pb) Vs Ag (relave), R.Ag(CC.Pb), Pb(CC. Pb), R.Pb(CC.Pb), Fe(CC.Pb).

Resultado de la regresión					
Constante	184.223558				
Error típico de est Y	14.8826233				
R cuadrado	0.95611909				
Nº de observaciones	14				
Grados de libertad	8				
Ag(CC.Pb)	Ag (relave)	R.Ag(CC.Pb)	Pb(CC. Pb)	R. Pb(CC.Pb)	Fe(CCPb)
Coeficientes X	3.31033083	0.30108349	2.24234506	-3.1767286	3.67774349
Error típico del coef	11.2635047	0.60789903	0.38484063	1.13990772	1.35461743
T-STUDENT	0.29389883	0.49528535	5.8266849	-2.78682961	2.71496838

Nota: Elaboración propia en base a los resultados estadísticos de la regresión lineal múltiple, teniéndose como variable dependiente Ag(CC.Pb).

Tabla 14*Ag (relave) Vs R.Ag (CC.Pb), Pb(CC. Pb), R. Pb(CC.Pb), Fe(CC.Pb)*

Resultado de la regresión				
Constante	5.18192827			
Error típico de est Y	0.44043791			
R cuadrado	0.32255601			
Nº de observaciones	14			
Grados de libertad	9			
Ag (relave)	R.Ag(CC.Pb)	Pb(CC. Pb)	R. Pb(CC.Pb)	Fe(CC.Pb)
Coeficientes X	-0.00511373	-0.00382889	-0.03713584	0.03192407
Error típico del coef	0.01790929	0.01131727	0.03138136	0.03865054
T-STUDENT	-0.28553487	-0.33832289	-1.18337252	0.82596677

Nota: Elaboración propia en base a los resultados estadísticos de la regresión lineal múltiple, teniéndose como variable dependiente Ag(relave).

Tabla 15*R.Ag(CC.Pb) Vs Pb(CC. Pb), R. Pb(CC.Pb), Fe(CC.Pb)*

Resultado de la regresión			
Constante	7.33629346		
Error típico de est Y	7.77689608		
R cuadrado	0.58142985		
Nº de observaciones	14		
Grados de libertad	10		
R.Ag(CC.Pb)	Pb(CC. Pb)	R. Pb(CC.Pb)	Fe(CCPb)
Coeficientes X	-0.02524564	0.89732867	0.11443248
Error típico del coef	0.19967173	0.47593517	0.68149998
T-STUDENT	-0.12643572	1.88540104	0.16791267

Nota: Elaboración propia en base a los resultados estadísticos de la regresión lineal múltiple, teniéndose como variable dependiente R.Ag(CC.Pb).

Tabla 16*Pb(CC. Pb) Vs R. Pb(CC.Pb), Fe(CC.Pb)*

Resultado de la regresión		
Constante	171.064406	
Error típico de est Y	11.7433867	
R cuadrado	0.58765337	
Nº de observaciones	14	
Grados de libertad	11	
Pb(CC. Pb)	R. Pb(CC.Pb)	Fe(CC.Pb)
Coeficientes X	-1.79299043	1.13313364
Error típico del coef	0.47354347	0.9707201
T-STUDENT	-3.786327	1.16731243

Nota: Elaboración propia en base a los resultados estadísticos de la regresión lineal múltiple, teniéndose como variable dependiente Pb(CC.Pb).

Tabla 17*R. Pb(CC.Pb) VS Fe(CC.Pb).*

Resultado de la regresión	
Constante	58.130629
Error típico de est Y	7.15884378
R cuadrado	0.31510426
Nº de observaciones	14
Grados de libertad	12
R. Pb(CC.Pb)	Fe(CC.Pb)
Coefficientes X	1.15069786
Error típico del coef	0.48972895
T-STUDENT	2.34966272

Nota: Elaboración propia en base a los resultados estadísticos de la regresión lineal múltiple, teniéndose como variable dependiente R.Pb(CC.Pb).

Tabla 18*Resultados de los t-student obtenidas de las variables relacionadas.*

VD./VI.	Ag (relave)	R.Ag(CC.Pb)	Pb(CC. Pb)	R. Pb(CC.Pb)	Fe(CC.Pb)
Ag(CC.Pb)	0.29389883	0.49528535	5.8266849	-2.78682961	2.71496838
Ag (relave)	-	-0.28553487	-0.33832289	-1.18337252	0.82596677
R.Ag(CC.Pb)	-	-	-0.12643572	1.88540104	0.16791267
Pb(CC. Pb)	-	-	-	-3.786327	1.16731243
R.Pb(CC. Pb)	-	-	-	-	2.34966272

Nota: Elaboración propia en base a los t-student de las regresiones lineales múltiples.

Comparando con el t-student de tabla que al 95% de confianza es

2, se elimina todos los valores menores y con ello se obtiene la Tabla 19

Tabla 19*t-student mayores a t-student de tabla = 2.*

VD./VI.	Ag (relave)	R.Ag(CC.Pb)	Pb(CC. Pb)	R. Pb(CC.Pb)	Fe(CC.Pb)
Ag(CC.Pb)	-	-	5.8266849	-2.78682961	2.71496838
Ag (relave)	-	-	-	-	-
R.Ag(CC.Pb)	-	-	-	-	-
Pb(CC.Pb)	-	-	-	-3.786327	-
R.Pb(CC. Pb)	-	-	-	-	2.34966272

Nota: Elaboración propia en base a los t-student de las regresiones lineales múltiples más significativas.

Interpretación de resultados:

1. Del resultado de la regresión presentado en el Cuadro 13, se observa un R^2 de 0.96 para la variable respuesta relacionada con las demás

variables en evaluación, esto se interpreta que las correlaciones de las pruebas son buenas, es decir se tiene buenos datos.

2. Según la Tabla 19:

- **A mayor ley de Pb, mayor ley de Ag en el concentrado de Pb (5.83).**
- **A mayor ley de Fe, mayor ley de Ag en el concentrado de Pb (2.71).**

De lo mencionado se puede interpretar que existe un desplazamiento considerable del Pb asociado a la Ag en la flotación de sulfuros a las condiciones operativas aplicadas. Esto es bueno desde el punto de vista metalúrgico, porque la Ag le da un valor agregado económico al concentrado de Pb. Mineralógicamente, existe la presencia considerable de galena argentífera o tetraedrita en el concentrado de plomo, donde el plomo puede estar sustituido por la plata en la estructura atómica o solamente se encuentran pequeños minerales de plata incrustados. También, parte considerable del Fe o piritita se desplaza en la flotación asociada a la Ag, esto incrementa la recuperación de la Ag en el concentrado de Pb.

- **A mayor recuperación de Pb, menor ley de Pb en el concentrado de Pb (-3.79).**
- **A mayor recuperación de Pb, menor ley de Ag en el concentrado de Pb (-2.79).**

Esta relación inversa entre la recuperación del Pb y la ley del Pb es evidente en el proceso de flotación de sulfuros y se tiene en cuenta que la ley del Pb debe estar por encima del 50% requisito para la comercialización y el % de Recuperación por encima del 80% del Pb. Según los resultados de las pruebas preliminares se observa que se cumple con la ley de Pb a estas alturas quedando por mejorar el % de recuperación del Pb en el concentrado de Pb. También; a recuperación alta de Pb, menor ley de Pb y Ag en el concentrado de Pb.

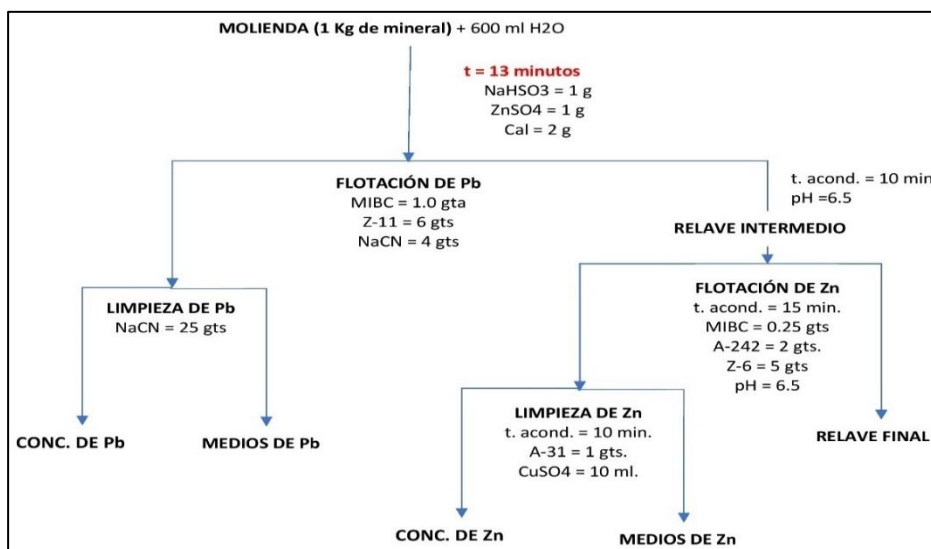
- **A mayor ley de Fe, mayor recuperación de Pb en el concentrado de Pb (2.35).**

La presencia de una parte de la pirita asociada a la galena en el concentrado de Pb es evidente lo cual sube la recuperación del Pb en detrimento de la ley de Pb en el concentrado.

3. Prueba estándar (Prueba E-14):

Figura 11

Condiciones operativas de la Prueba E-14.



Nota: Elaboración propia.

Tabla 20*Balance metalúrgico de la Prueba E-14 (Prueba estándar)*

	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación			RC.
			% Pb	% Zn	Ag*	%MnO ₂	%Pb	%Zn	Ag	
Cabeza	993.0	100.0	4.70	4.43	12.41	2.40	100.0	100.0	100.0	
Conc. Pb	58.0	5.84	50.83	13.10	136.0	1.00	63.23	17.26	64.02	17.12
Medios Pb	56.0	5.64	11.78	18.10	33.8	2.84	14.16	23.03	15.36	17.73
Conc. Zn	29.0	2.92	2.66	25.40	12.90	4.08	1.65	16.74	3.04	
Medios Zn	90.0	9.06	1.99	9.20	5.50	3.00	3.84	18.81	4.02	
Relave	760..0	76.54	1.05	1.40	2.20	2.23	17.02	24.16	13.56	
Conc. + Medios			62.61	34.60	169.80		77.39	35.55	79.38	

Nota: Elaboración propia.

De los resultados de la prueba estándar inicial establecida (Prueba E-14 y la Tabla 20), se observa que la ley de Ag en el relave es alta (2.20 onzas/TC) y con una recuperación de 77.39% Pb en el concentrado de Pb. Entonces, se continua la investigación en base a esta prueba con fines a obtener mejores resultados metalúrgicos referidos a la ley del Pb, recuperación del Pb y lo que es más importante bajar la ley de Ag en el relave, para esto se evaluó importantes variables operativas de la flotación del mineral.

4.2.2. Evaluación del grado de molienda en el proceso de flotación del mineral

A partir de la Prueba estándar E-14, se evalúa el grado de liberación y/o exposición de las especies mineralógicas en el proceso de flotación del mineral a diferentes tiempos de molienda, para lo cual se llevó a cabo las Pruebas metalúrgicas E-15 al E-19.

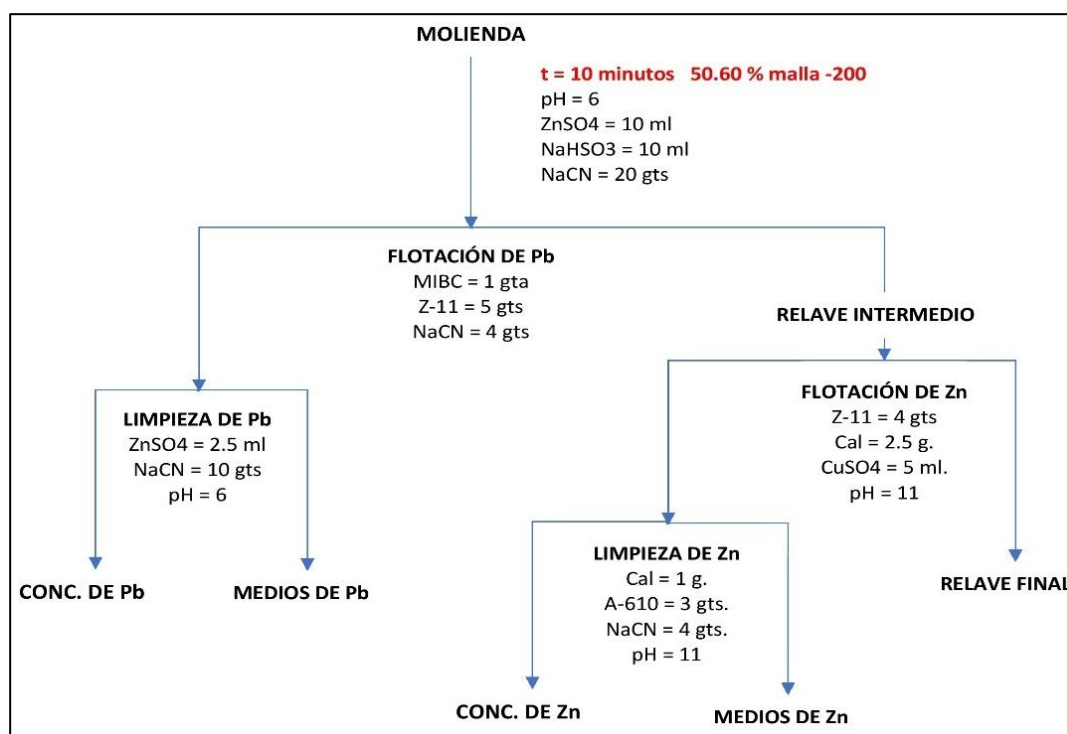
Presentación:

A continuación, se presentan las pruebas realizadas a diferentes tiempos de molienda y condiciones operativas.

PRUEBA E-15

Figura 12

Condiciones operativas de la Prueba E-15



Nota: Elaboración propia.

Tabla 21

Balace metalúrgico de la Prueba E-15

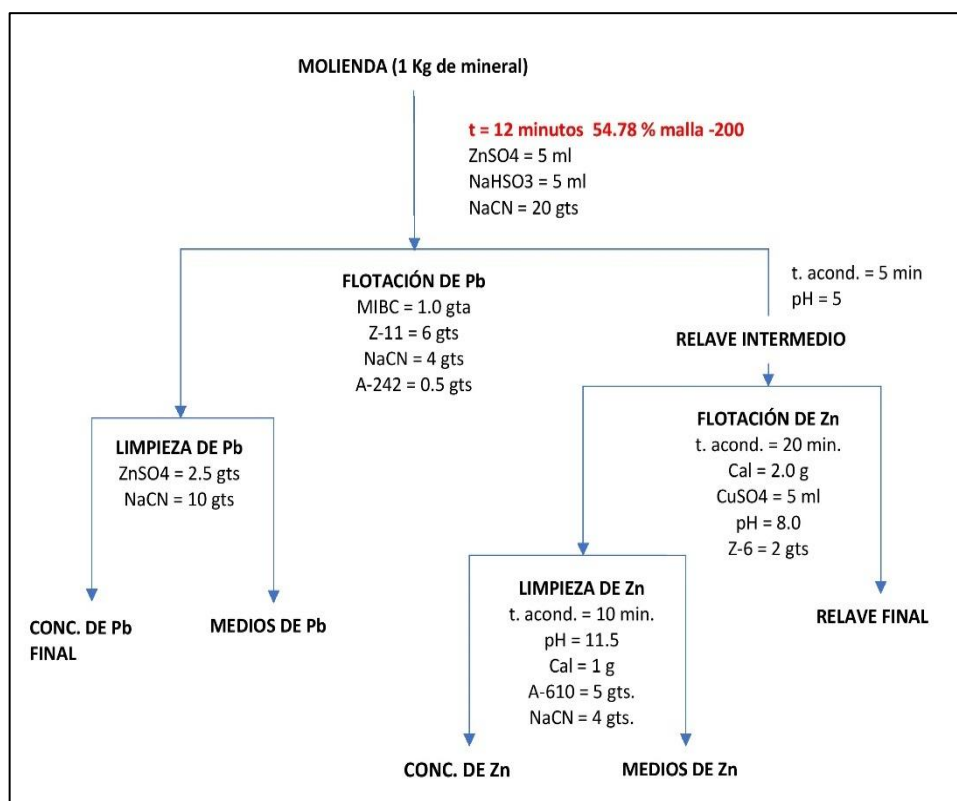
	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación			
			% Pb	% Zn	Ag	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	958.0	99.99	4.04	3.97	11.80	0.19	3.27	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	42.0	4.38	53.79	9.00	142.8	1.60	4.00	53.12	9.93	53.07
Medios Pb	50.0	5.22	16.32	12.20	47.80	1.36	8.20	19.22	17.34	21.14
Conc. Zn	21.0	2.19	5.13	38.20	20.30	0.24	4.20	2.54	21.07	3.77
Medios Zn	85.0	8.87	3.61	14.20	11.40	0.12	4.00	7.23	31.70	8.57
Relave	760.0	79.33	1.00	1.00	2.00	0.04	2.80	17.89	19.96	13.45
Conc. + Medios			70.11	52.40	190.6			72.34	52.77	74.21

Nota: Elaboración propia.

PRUEBA E-16

Figura 13

Condiciones operativas de la Prueba E-16



Nota: Elaboración propia.

Tabla 22

Balance metalúrgico de la Prueba E-16

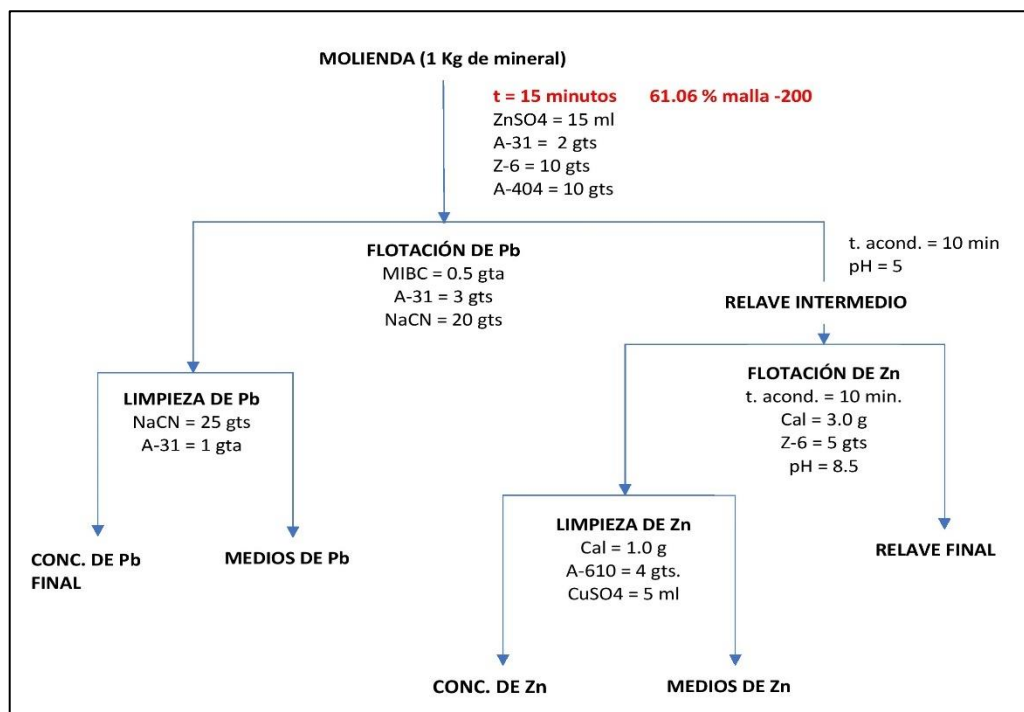
	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación			
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	1000.0	100.0	4.49	4.06	11.64	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	39.0	3.9	53.58	7.70	154.4	2.32	3.00	46.53	7.41	51.76
Medios Pb	33.0	3.3	11.24	18.10	52.0	0.64	6.10	13.40	11.47	14.75
Conc. Zn	22.0	2.2	8.74	24.00	29.0	0.28	3.60	4.27	13.02	5.48
Medios Zn	95.0	9.5	6.08	12.00	10.4	0.20	4.60	12.87	28.11	8.49
Relave	811	81.5	1.27	2.00	2.80	0.04	3.25	22.93	39.9	19.52
Conc. + Medios			64.82	36.00	206.4			59.93	41.13	66.51

Nota: Elaboración propia.

PRUEBA E-17

Figura 14

Condiciones operativas de la Prueba E-17



Nota: Elaboración propia.

Tabla 23

Balace metalúrgico de la Prueba E-17

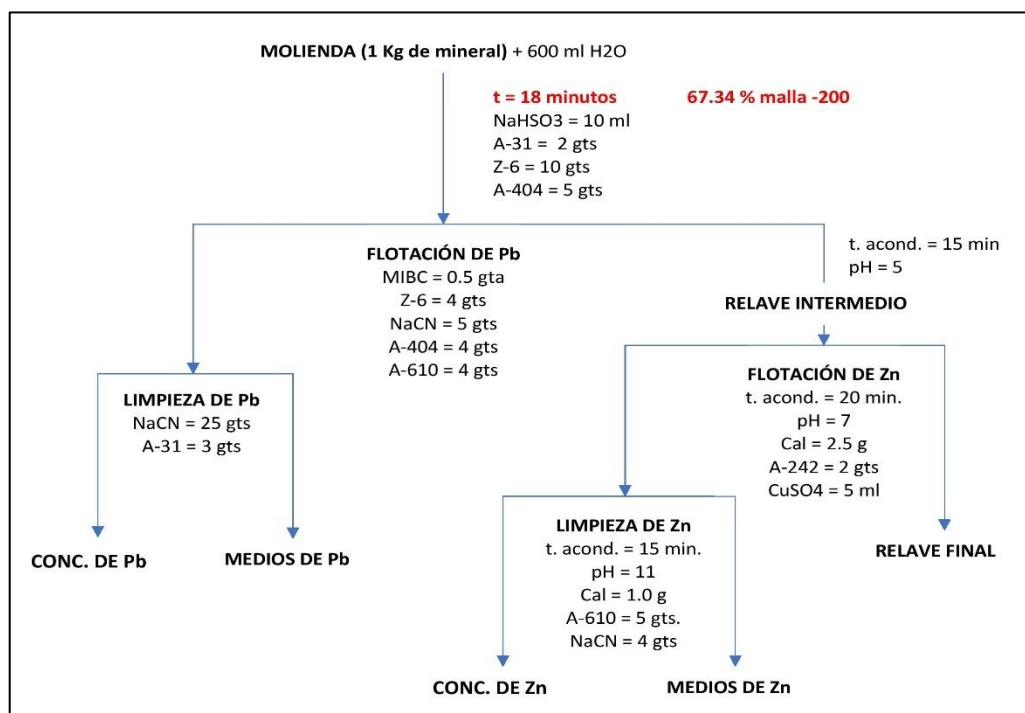
	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación			
			% Pb	% Zn	Ag*	%C u	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	955.0	100.0	4.49	4.31	12.42	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	64.0	6.70	38.57	11.30	100.8	1.68	8.40	57.60	17.55	54.35
Medios Pb	36.0	3.77	13.30	9.28	37.5	1.84	9.80	11.18	8.04	11.37
Conc. Zn	43.0	4.50	4.75	20.00	18.5	0.40	3.20	4.76	20.88	6.71
Medios Zn	156.0	16.34	2.90	7.20	9.20	0.28	4.40	10.55	27.26	12.09
Relave	656.0	68.69	1.04	1.65	2.80	0.06	1.85	15.91	26.27	15.48
Conc. + Medios			51.87	27.00	138.3			68.78	48.18	65.72

Nota: Elaboración propia.

PRUEBA E-18

Figura 15

Condiciones operativas de la Prueba E-18



Nota: Elaboración propia.

Tabla 24

Balance metalúrgico de la Prueba E-18

	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Mn ₂ O ₃	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	993.0	100.0	4.70	4.43	12.41	2.40	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	58.0	5.84	50.83	13.10	136.0	1.00	63.23	17.26	64.02
Medios Pb	56.0	5.54	10.36	18.10	34.35	2.84	13.16	23.03	15.42
Conc. Zn	29.0	2.92	2.66	25.40	12.90	4.16	1.65	16.74	3.04
Medios Zn	90.0	9.06	1.99	9.40	5.50	3.10	3.84	17.25	4.02
Relave	760.0	76.54	1.05	1.40	1.90	2.25	17.02	24.16	13.56
Conc. + Medios			61.19	34.80	170.35		76.39	33.99	79.44

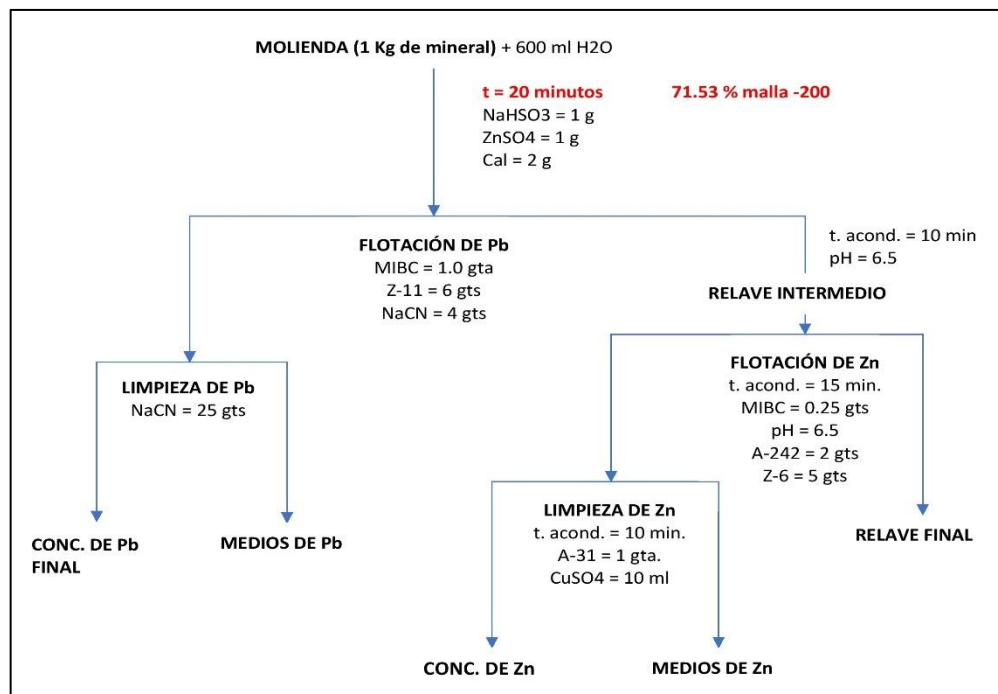
* onzas /TC.

Nota: Elaboración propia.

PRUEBA E-19

Figura 16

Condiciones operativas de la Prueba E-19



Nota: Elaboración propia.

Tabla 25

Balace metalúrgico de la Prueba E-19

	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	%Ag
Cabeza	958.0	100.00	4.67	4.38	12.41	0.15	3.53	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	112.0	11.69	27.17	14.10	71.5	1.70	8.40	67.95	37.60	67.40
Medios Pb	26.0	2.71	12.16	2.60	40.8	1.84	9.80	7.06	1.62	8.93
Conc. Zn	72.0	7.52	2.66	12.40	7.9	0.40	3.20	4.29	21.26	4.79
Medios Zn	158.0	16.49	1.98	6.40	7.1	0.28	4.40	6.99	24.07	9.44
Relave	590.0	61.59	1.04	1.10	2.20	0.06	1.85	13.71	15.45	9.44
Conc. + Medios			39.33	18.80	112.30			75.01	45.33	76.33

Nota: Elaboración propia.

Análisis estadístico e interpretación de los resultados:

De los balances metalúrgicos de las Pruebas E – 15 al E - 19, se han obtenido datos importantes de los concentrados de Pb y relaves, referidos a las

especies químicas de interés en los diferentes grados de concentrados y recuperaciones de las pruebas, ver Tabla 26.

Tabla 26

Resultados de las Pruebas E – 15 al E-19 a diferentes tiempos de molienda.

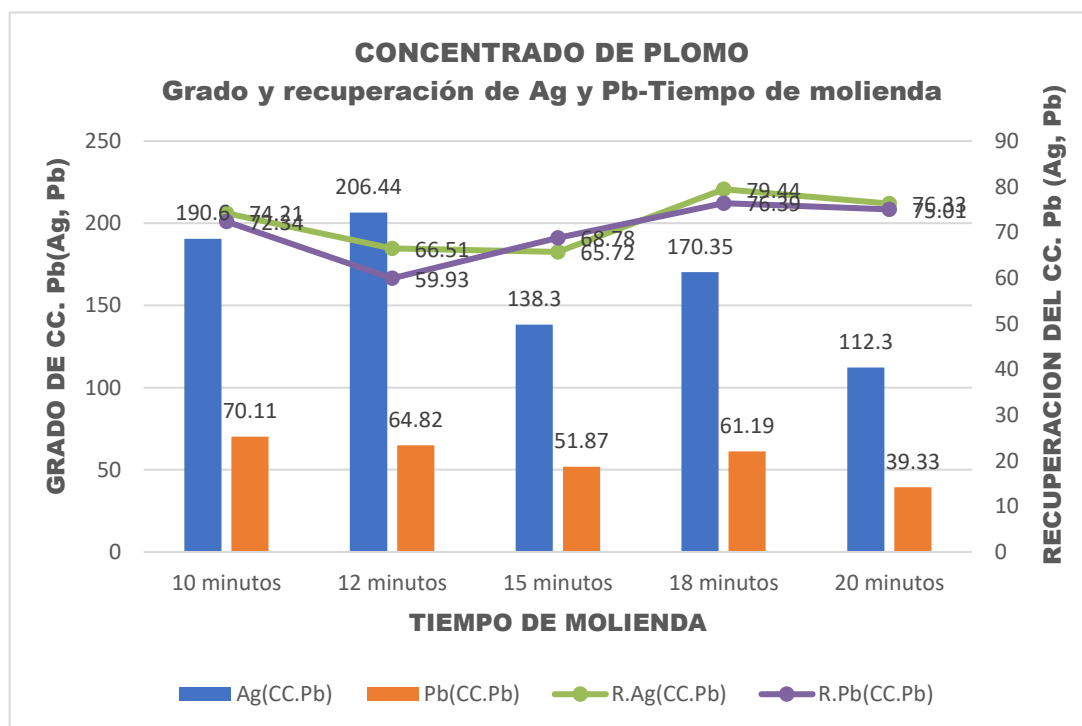
Pruebas	Tiempo molienda (minutos)	Concentrado de Pb				Cabeza onzas Ag/TC	Relave onzas Ag/TC
		onzas Ag/TC	% Pb	R. %Ag	R. %Pb		
E-15	10	190.60	70.11	74.21	72.34	11.80	2.00
E-16	12	206.44	64.82	66.51	59.93	11.64	2.80
E-17	15	138.30	51.87	65.72	68.78	12.42	2.80
E-18	18	170.35	61.19	79.44	76.39	12.41	1.90
E-19	20	112.30	39.33	76.33	75.01	12.41	2.20

Nota: Elaboración propia.

Luego se elaboró la Figura 17 y la 18 y con ello el análisis e interpretación correspondiente.

Figura 17

Variaciones del grado y recuperación de la Ag y Pb en relación al tiempo de molienda en el CC, de Pb.



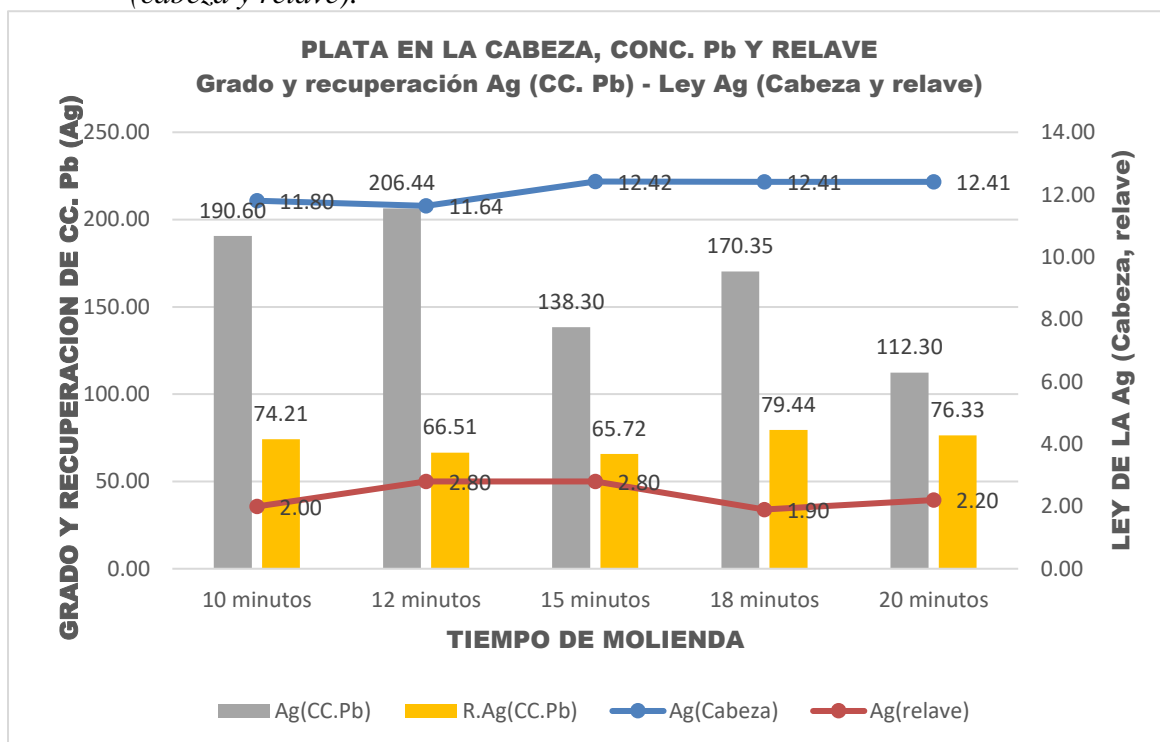
Nota: Elaboración propia.

En la Figura 17, podemos apreciar que al aumentar el tiempo de molienda los contenidos de Ag y Pb varían con tendencia a bajar, mientras que sus recuperaciones tienden a subir en el concentrado de Pb.

Aparentemente la Prueba E-16 realizada a 12 minutos de molienda, presenta los mejores resultados metalúrgicos es decir 206.44 onzas Ag/TC y 64.82 % Pb; sin embargo, la recuperación de la Ag (66.51 %) y la recuperación del Pb (59.93 %) en el concentrado de Pb son bajos. En todo caso en la Prueba E-18 a un tiempo de molienda de 18 minutos se ha obtenido los mejores resultados con 170.35 onzas de Ag/TC, 61.19 % Pb y recuperaciones de 76.39 % Pb, 79.44 % Ag en el concentrado de Pb.

Figura 18

Variaciones del grado y recuperación Ag (CC. Pb) en relación a la ley Ag (cabeza y relave).



Nota: Elaboración propia.

En la Figura 18, se observa; que a manera que progresa el tiempo de liberación, el contenido de Ag tiende a bajar y se mantiene casi constante la

recuperación de Ag en el concentrado de Pb. Además, en la Prueba E-18 se registra un contenido menor de 1.90 onzas de Ag /TC en el relave.

Entonces; los mejores resultados en el concentrado de Pb se dan en la Prueba E-18 realizada a 18 minutos de molienda, con un contenido de 170.35 onzas Ag/TC, 79.44 % recuperación de Ag y 1.90 onzas de Ag/TC en el relave.

Comparando estos resultados con los resultados de la Prueba estándar (E-14), observamos lo siguiente: se mantiene el grado y recuperación del Pb, se observa una ligera mejoría en el grado de la Ag y también una ligera reducción de la Ag en el relave.

4.2.3. Evaluación de la dosificación del reactivo de flotación thio-carbanilida

El objetivo de la investigación en esta parte, es el de seguir evaluando la posibilidad de reducir aún más el contenido de Ag en el relave, teniendo como base la Prueba E-18 con un tiempo de molienda de 18 minutos, puesto que sus resultados parciales del grado de concentrado y recuperación de la Ag y Pb en el concentrado de Pb mejoran.

Para ello se prueba el uso y la dosificación del reactivo colector suplementario thio-carbanilida AERO 130 de American Cyanamid Company la cual recomienda: que el punto preferido de adición es el circuito de molienda (también puede añadirse directamente al circuito de flotación) y su uso debe ser casi siempre conjuntamente con otros promotores AEROFLOATS y Xantatos.

Presentación

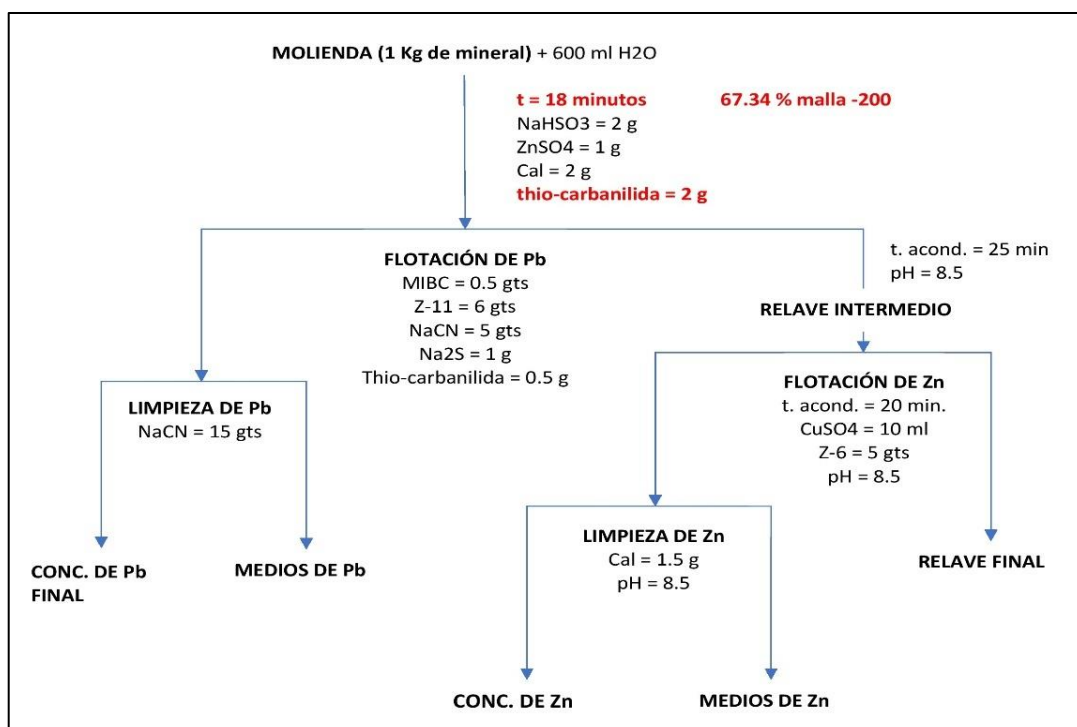
A continuación, se presentan las Pruebas E-20 a E-25 todas ellas con un tiempo de molienda de 18 minutos y un grado de molienda de 67.34 % malla - 200, donde se experimenta diferentes dosificaciones del promotor altamente

selectivo thio-carbanilida recomendado especialmente para la flotación de menas complejas de Cu, Pb, Ag y Zn.

PRUEBA E-20

Figura 19

Condiciones operativas de la Prueba E-20



Nota: Elaboración propia.

Tabla 27

Resultados metalúrgicos de la Prueba E-20.

	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%MnO2	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	1042.0	100.00	4.60	4.32	11.30		100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	82.0	7.87	40.66	13.53	110.0	1.00	70.03	24.57	76.82
Medios Pb	63.0	6.05	6.84	7.50	20.0	2.84	9.05	10.50	10.73
Conc. Zn	55.0	5.28	2.09	34.40	12.7	4.08	2.42	41.99	5.96
Medios Zn	142.0	13.63	1.52	2.60	2.9	3.00	4.54	8.19	3.51
Relave	700.0	67.18	0.95	0.95	0.5	2.23	13.96	14.75	2.98
Conc. + Medios			47.50	37.00	130.00		79.08	50.18	87.55

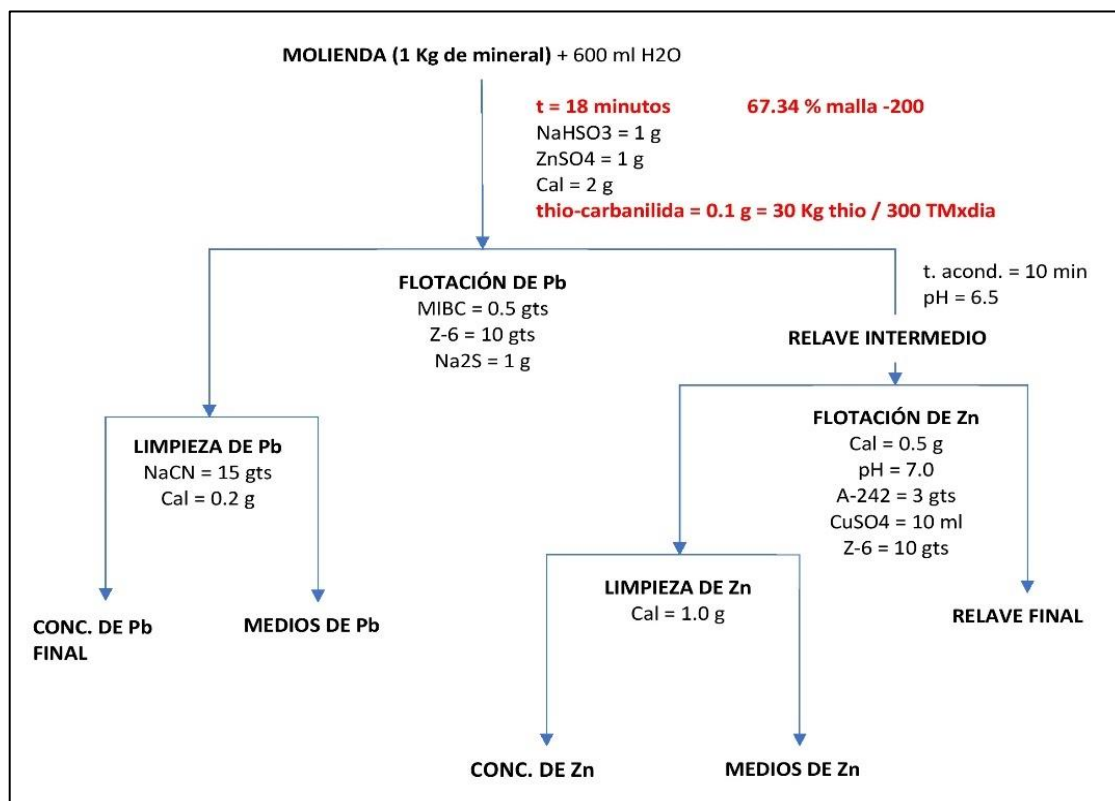
* onzas /TC.

Nota: Elaboración propia.

PRUEBA E-21

Figura 20

Condiciones operativas de la Prueba E-21



Nota: Elaboración propia.

Tabla 28

Resultados metalúrgicos de la Prueba E-21

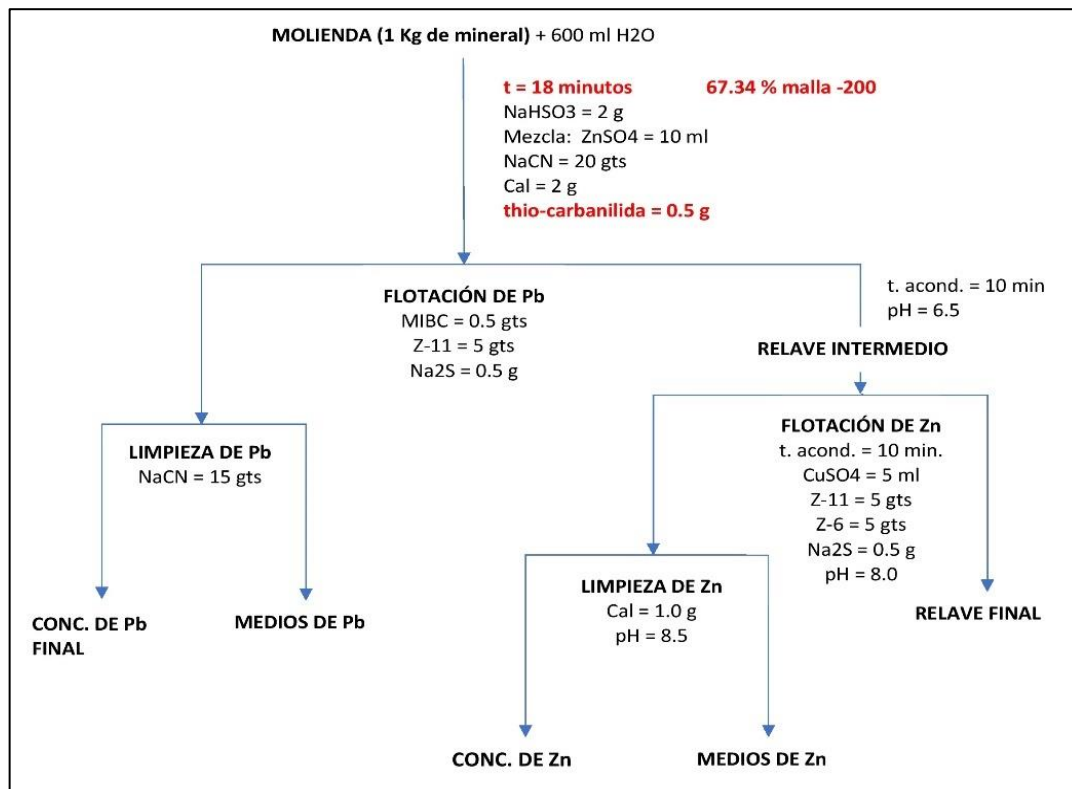
	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%MnO2	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	998.0	100.00	4.60	4.30	12.30		100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	61.0	6.11	49.97	18.30	142.8	1.00	66.56	16.19	71.03
Medios Pb	45.0	4.51	5.70	10.60	23.0	2.84	5.61	11.21	8.44
Conc. Zn	86.0	8.62	3.42	25.20	15.0	4.08	6.42	50.92	10.52
Medios Zn	126.0	12.63	1.90	2.20	3.8	3.00	5.22	6.51	3.91
Relave	680.0	68.14	1.09	0.95	1.1	2.23	16.19	15.17	6.10
Conc. + Medios			55.67	27.40	165.80		72.17	57.43	79.47

Nota: Elaboración propia.

PRUEBA E-22

Figura 21

Condiciones operativas de la Prueba E-2



Nota: Elaboración propia.

Tabla 29

Resultados metalúrgicos de la Prueba E-22

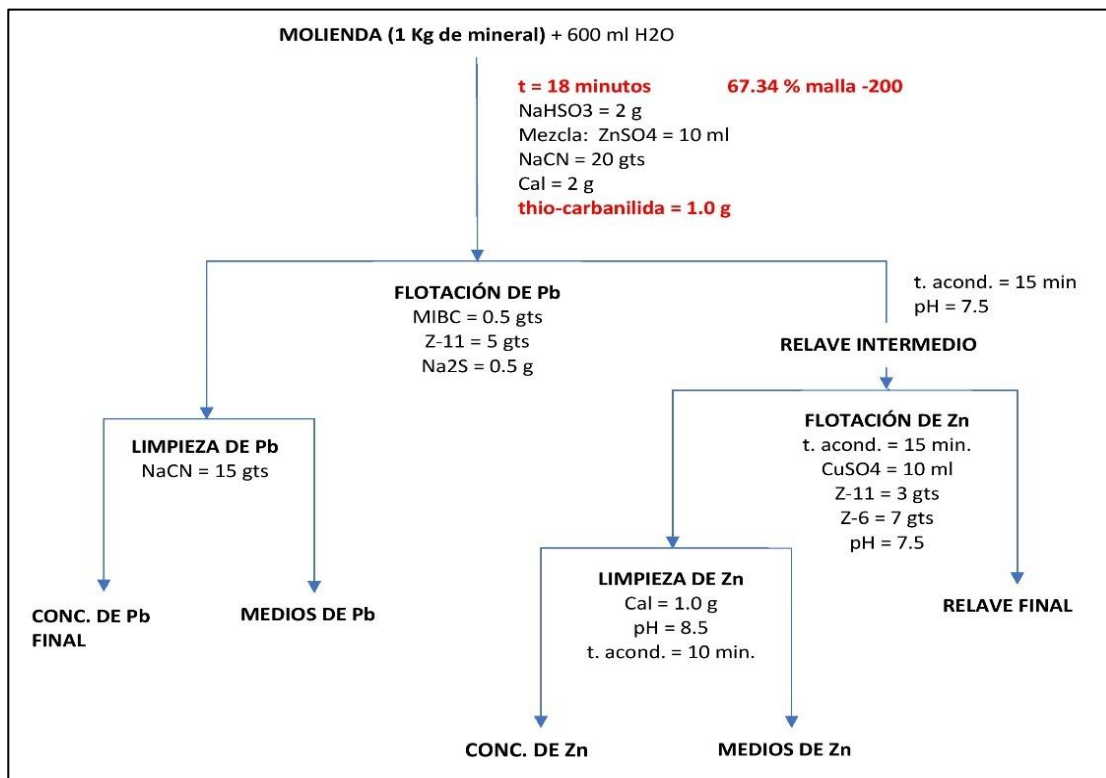
	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación			RC.
			% Pb	% Zn	Ag*	%MnO2	%Pb	%Zn	Ag	
Cabeza	996.0	100.00	4.60	4.24	12.20		100.0	100.0	100.0	
Conc. Pb	66.0	6.63	47.31	11.50	132.5	1.00	68.89	17.96	72.05	15.09
Medios Pb	25.0	2.51	11.59	11.70	45.4	2.84	6.40	6.93	9.35	39.84
Conc. Zn	57.0	5.72	3.51	39.60	18.2	4.08	4.41	53.42	8.54	
Medios Zn	83.0	8.33	2.70	2.60	6.4	3.00	4.94	5.11	4.38	
Relave	765.0	76.81	0.91	1.00	0.9	2.23	15.36	16.58	5.68	
Conc. + Medios			58.90	42.20	177.90		75.29	58.53	81.40	

Nota: Elaboración propia.

PRUEBA E-23

Figura 22

Condiciones operativas de la Prueba E-23



Nota: Elaboración propia.

Tabla 30

Resultados metalúrgicos de la Prueba E-23.

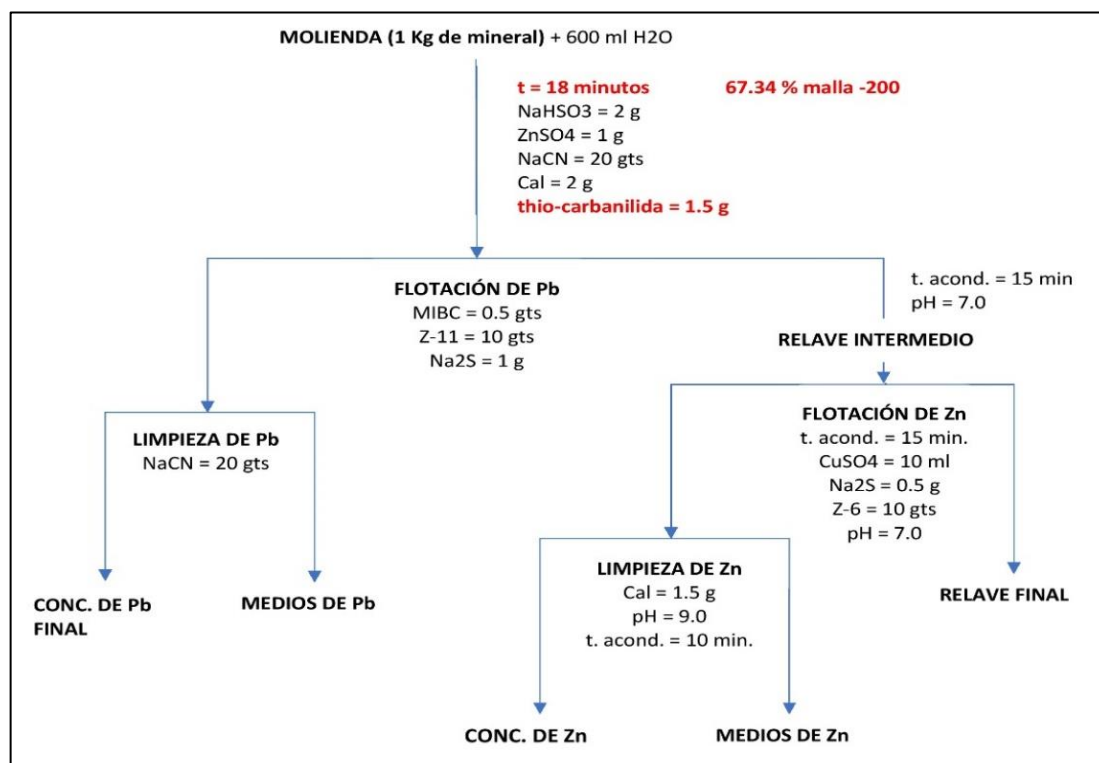
	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%MnO2	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	1000	100.00	4.30	4.03	11.30		100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	72.0	7.20	41.61	12.30	111.5	1.20	69.89	21.99	71.21
Medios Pb	45.0	4.50	7.79	8.40	27.4	3.10	8.19	9.38	10.94
Conc. Zn	45.0	4.50	1.80	38.00	12.3	4.12	1.89	42.44	4.91
Medios Zn	102	10.2	1.21	2.40	4.2	2.98	2.87	6.08	3.80
Relave	736	73.6	1.00	1.10	1.4	2.27	17.16	20.11	9.14
Conc. + Medios			49.40	40.40	138.90		78.08	48.52	82.15

Nota: Elaboración propia.

PRUEBA E-24

Figura 23

Condiciones operativas de la Prueba E-24



Nota: Elaboración propia.

Tabla 31

Resultados metalúrgicos de la Prueba E-24.

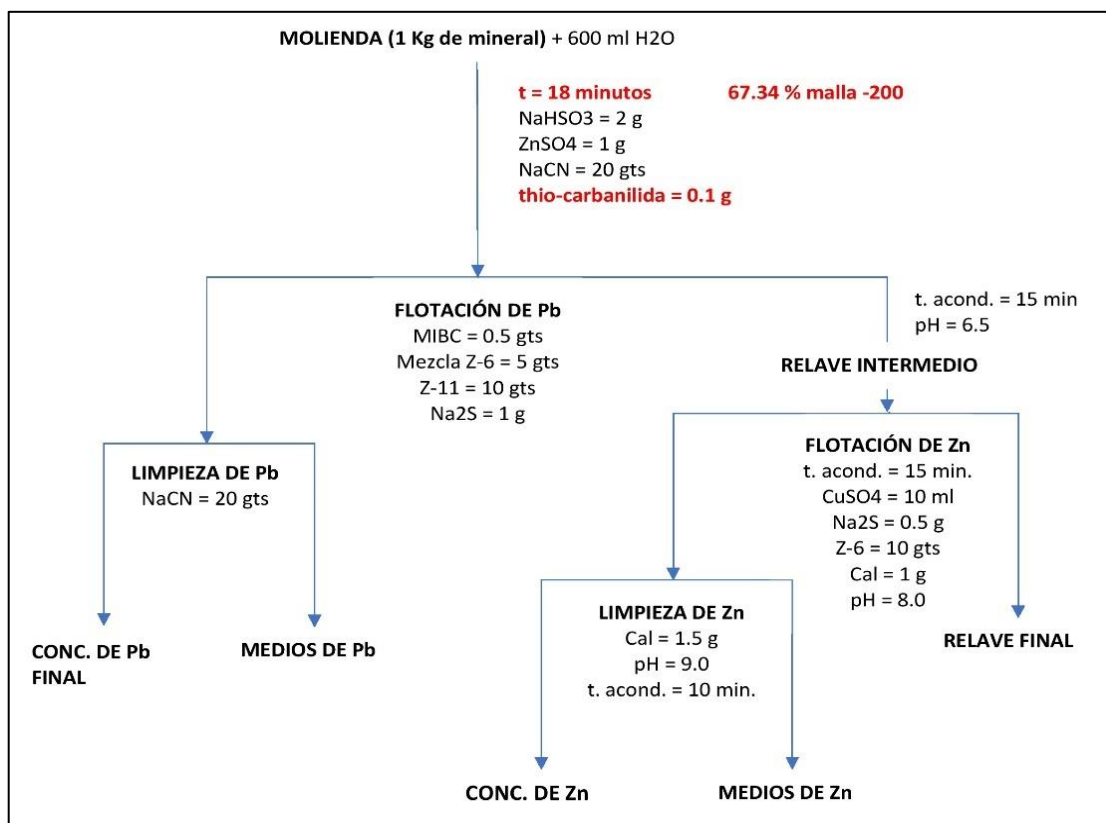
	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%MnO ₂	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	1008.0	100.00	4.62	4.36	12.62		100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	93.0	9.23	38.52	18.30	109.7	0.90	77.11	38.72	80.22
Medios Pb	40.0	3.97	6.08	8.20	19.5	2.34	5.22	7.46	6.13
Conc. Zn	38.0	3.77	1.60	36.40	12.5	4.58	1.31	31.46	3.73
Medios Zn	77.0	7.64	1.30	2.40	6.5	3.14	2.15	4.25	3.94
Relave	760.0	75.40	0.87	1.05	1.0	1.98	14.21	18.11	5.98
Conc. + Medios			44.60	38.80	129.20		82.33	35.71	86.35

Nota: Elaboración propia.

PRUEBA E-25

Figura 24

Condiciones operativas de la Prueba E-25



Nota: Elaboración propia.

Tabla 32

Resultados metalúrgicos de la Prueba E-25.

	Peso	%W	Leyes químicas				Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%MnO ₂	%Pb	%Zn	%Ag
Cabeza	1000.0	17.0	4.30	3.96	12.04		100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	70.0	7.0	41.80	10.00	123.5	1.25	68.43	17.67	71.83
Medios Pb	75.0	7.5	5.70	9.00	21.5	2.32	10.01	17.04	13.40
Conc. Zn	45.0	4.5	1.80	38.60	13.2	3.88	1.89	43.84	4.94
Medios Zn	110.0	11.0	1.60	2.00	4.4	2.95	4.12	5.55	4.02
Relave	700.0	70.0	0.95	0.90	1.0	2.34	15.55	15.90	5.81
Conc. + Medios			47.50	40.60	145.00		78.44	49.39	85.23

Nota: Elaboración propia.

Análisis e interpretación de resultados:

1. De los balances metalúrgicos de las Pruebas E-20 al E-25 se obtienen importantes datos para cada prueba y con ellos se elaboró la Tabla 33. Estos datos corresponden a la dosificación del reactivo thio-carbanilida, grado de concentrado y recuperación del Pb, Ag, Zn de los concentrados de Pb.

Tabla 33

Resultados del concentrado de Pb - Pruebas E-20 al E- 25.

PRUEBAS	DOSIFICACION THIO-CARBANILIDA			GRADO DE CONCENTRADO		
	Figura	gr	Kg/300 TM x día	% Pb	onzas Ag/TC	% Zn
E-20	1	2.50	750.00	47.50	130.00	37.00
E-21	2	0.10	30.00	55.67	165.80	27.40
E-22	3	0.50	150.00	58.90	177.90	42.20
E-23	4	1.00	300.00	49.04	138.90	40.40
E-24	5	1.50	450.00	44.60	129.20	38.80
E-25	6	0.10	30.00	47.50	145.00	40.60

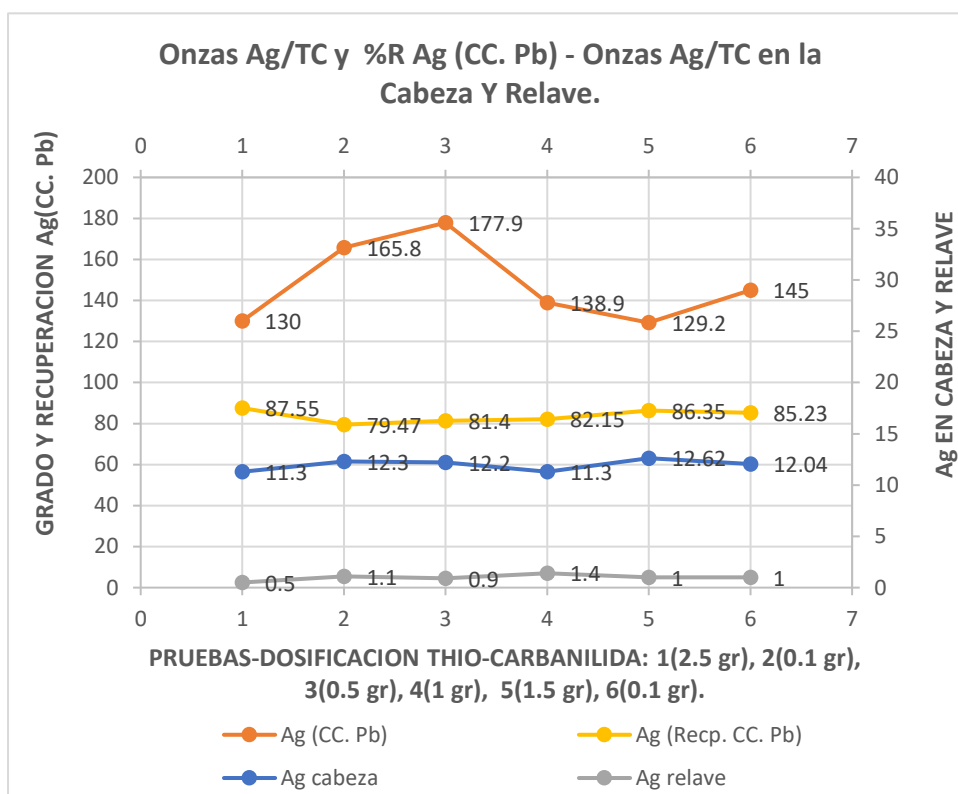
RECUPERACION			CABEZA	RELAVE
% Pb	% Ag	% Zn	Onzas Ag/TC	onzas Ag/TC
79.08	87.55	50.18	11.30	0.50
72.17	79.47	57.43	12.30	1.10
75.29	81.40	58.53	12.20	0.90
78.08	82.15	48.52	11.30	1.40
82.33	86.35	35.71	12.62	1.00
78.44	85.23	49.39	12.04	1.00

Nota: Elaboración propia.

Luego se elaboraron las Figuras 25, 26, 27 y con ellos los análisis e interpretaciones correspondiente.

Figura 25

Resultados de las pruebas de dosificación de thio-carbanilida con respecto al grado y recuperación de la Ag en el concentrado de Pb y Ag en cabeza y relave



Nota: Elaboración propia.

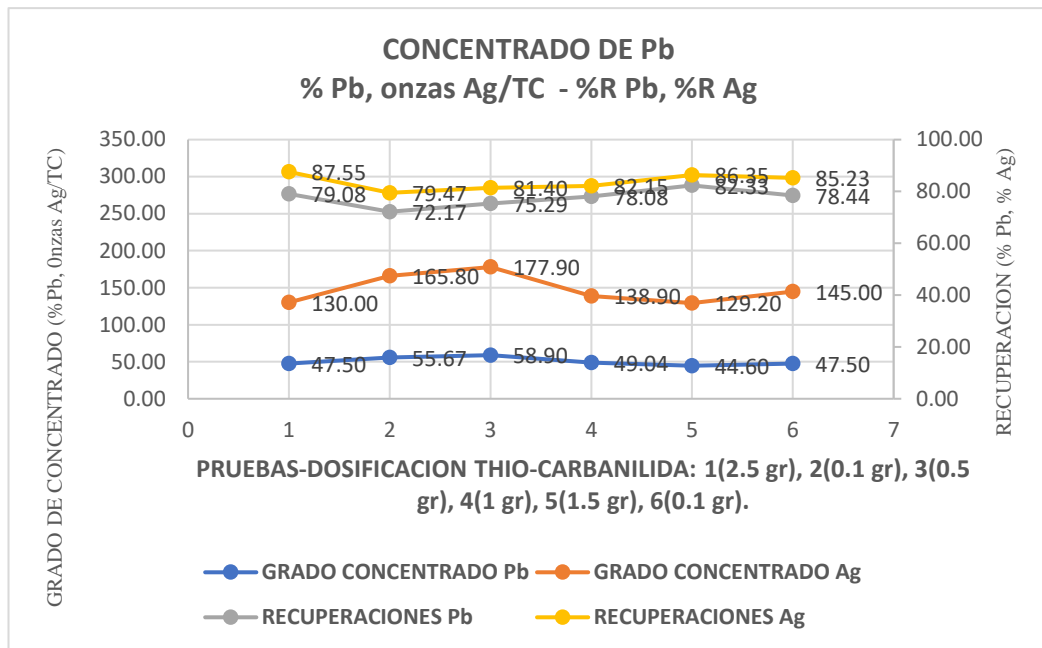
En la Figura 25, se observa que la Prueba E-20 (prueba 1 en la Figura) con una dosificación de 2.5 gr de thio-carbanilida, se obtuvo 0.5 onzas Ag/TC y una recuperación de 87.55 % de Ag en el concentrado de Pb. Estos resultados son muy buenos, sin embargo, el grado o contenido de la Ag es bajo (130 onzas Ag/TC) y la dosificación del reactivo es alto (2.5 gr para 1 kg de mineral). En estas circunstancias en el concentrado de Pb teniendo la Ag como valor agregado, se requiere un mejor grado o contenido de la Ag.

La Prueba E-22 (prueba 3 en la Figura) con un consumo moderado de 0.5 gr de Thio-carbanilida para 1 kg de mineral, reúne estas condiciones en el

concentrado de Pb; con 177.90 onzas Ag/TC, 81.40 % de recuperación de Ag y un relave con 0.90 onzas Ag/TC

Figura 26

Resultados de las pruebas de dosificación de thio-carbanilida con respecto al grado de concentración y recuperación Pb, Ag.

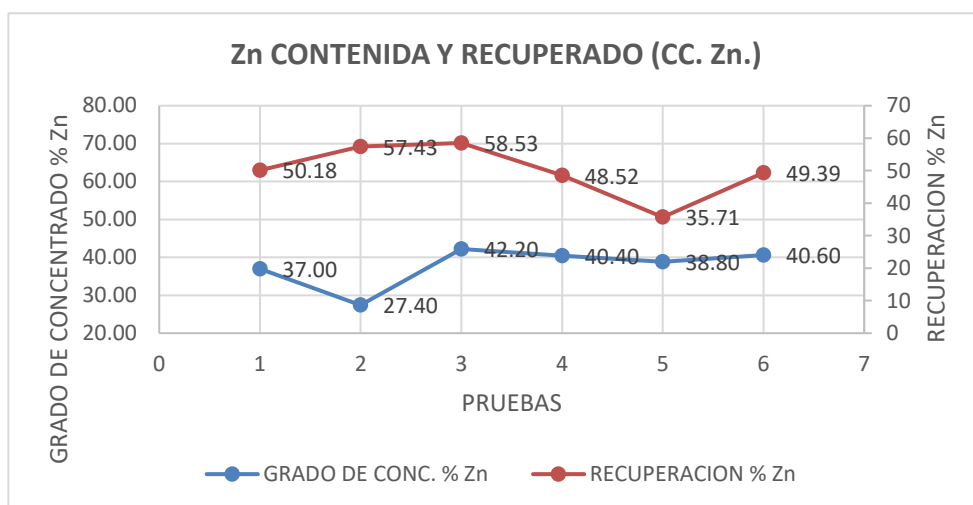


Nota: *Elaboración propia.*

En la Figura 26; incidiendo en la Prueba E-22, el concentrado de Pb tiene una ley de 58.90% Pb, 75.29% de recuperación Pb y 177.90 onzas Ag/TC con 81.40% de recuperación de Ag. Estos resultados son muy buenos.

Figura 27

Grado de concentrado y recuperación del Zn (CC. Zn)



Nota: Elaboración propia.

Según la Figura 27, en la Prueba E-22, se observa que se obtiene un concentrado de Zn con un grado de 42.20% Zn (con una limpieza) y una recuperación de 58.53% de recuperación de Zn, estos resultados no son tan buenos y eso se debe a la complejidad mineralógica del Zn en el mineral, la presencia de Zn marmatítico asociado con pirita y con amarres mineralógicos del tipo incluido y diseminado. Por lo tanto, queda la posibilidad de realizar una limpieza más al concentrado de Zn para pasar el mínimo requerido del grado de concentración (45% de Zn), para la comercialización de este concentrado.

En resumen final; se ha obtenido en el concentrado de Pb, buenos resultados referidos al grado de concentración y recuperación del Pb y con respecto a la Ag (que le da el valor agregado a este concentrado) los resultados son considerables, Cabe recalcar, que el logro más importante alcanzado es el de haber bajado la Ag en el relave de 2.20 onzas Ag/TC (Prueba estándar E-14) a 0.90 onzas Ag/TC (Prueba E-22) con un consumo moderado de 0.5 gr de

thiocarbanilida/1 Kg de mineral y de 0.5 onzas Ag/TC en el relave (Prueba E-20) con un consumo de 2.5 gr de thiocarbanilida/ kg de mineral.

4.3. Prueba de hipótesis

4.3.1. Proceso de concentración por flotación aplicado a minerales de alta sulfuración

Para contrastar las hipótesis planteadas en el estudio, se utiliza el análisis de varianza que va a permitir aceptar o rechazar la hipótesis nula comparando 2 muestras independientes con varianzas iguales y con ello determinar cuál de las combinaciones de las condiciones operativas y los reactivos tuvo mayor efectividad en el mejoramiento de la recuperación del Pb, Ag en el concentrado de Pb y la reducción de la Ag en el relave.

Primera muestra: Se elaboró la Tabla 34, en base a los resultados obtenidos para el concentrado de Pb y Ag en el relave (Pruebas preliminares incluida la prueba estándar E-9 al E-14), pruebas que se llevaron a cabo combinando los reactivos Z-6, Z-11, NaHSO₃, ZnSO₄, NaCN, Z-11, A-31, A-242, A-404; con tiempos de molienda variables de 10 a 15 minutos.

Segunda muestra: Se elaboró la Tabla 35, en base a los resultados obtenidos para el concentrado de Pb y Ag en el relave (Pruebas E-20 al E-25), pruebas que se llevaron a cabo combinando los reactivos Z-6, Z-11, NaHSO₃, ZnSO₄, NaCN, thio-carbanilida, Na₂S; con un tiempo de molienda de 18 minutos para todas las pruebas.

Tabla 34

Datos obtenidos balances metalúrgicos de las pruebas preliminares E-09 al E-14.

Pruebas	Grado de concentrado Pb		Recuperación		Relave
	% Pb	(Onzas Ag /TC)	% Pb	% Ag	(Onzas Ag/TC)
E-09	51.87	138.30	68.78	65.72	2.80
E-10	48.07	129.20	71.25	75.16	2.10
E-11	39.33	112.30	75.01	76.33	1.90
E-12	45.98	123.50	73.58	73.94	2.10
E-13	27.17	68.10	77.51	77.96	2.60
E-14	62.61	169.40	77.39	79.38	2.20
Media muestral	Ȳ1		73.92	74.75	2.28

Nota: Elaboración propias.

Tabla 35

Datos obtenidos de los balances metalúrgicos de las pruebas E-20 al E-25.

Pruebas	Grado de concentrado		Recuperación		Relave
	% Pb	Ag (Onzas /TC)	% Pb	% Ag	(Onzas Ag/TC)
E-20	47.50	130.00	79.08	87.55	0.50
E-21	55.67	165.80	72.17	79.47	1.10
E-22	58.90	177.90	75.29	81.40	0.90
E-23	49.04	138.90	78.08	82.15	1.40
E-24	44.60	129.20	82.33	86.35	1.00
E-25	47.50	145.00	78.44	85.23	1.00
Media muestral	Ȳ2		77.57	83.69	0.98

Nota: Elaboración propia.

A. Hipótesis de Investigación

Hipótesis Nula (H₀)

La flotación del concentrado de Pb en condiciones mejoradas y con la dosificación del colector suplementario thio-carbanilida AERO 130 , **no mejora** el % recuperación del Pb en el concentrado de Pb, el porcentaje de recuperación de la Ag en el concentrado de Pb y la reducción del contenido

de Ag en el relave final.

Hipótesis alterna (Ha)

La Flotación del concentrado de Pb en condiciones mejoradas y con la dosificación del colector suplementario thio-carbanilida AERO 130 **mejora** el % recuperación del Pb en el concentrado de Pb, el porcentaje de recuperación de la Ag en el concentrado de Pb y la reducción del contenido de Ag en el relave final.

% Recuperacion del Pb en el concentrado de Pb.

Se toma en cuenta estos resultados metalurgicos, para la demostracion de la hipótesis estadística de la tesis (comparar medias de dos muestras).

$$H_0: \mu_1 = \mu_2$$

$$H_a: \mu_1 \neq \mu_2$$

B. Nivel de significancia:

$$\alpha = 0.05$$

C. Grados de libertad (2 muestras): $n_1 + n_2 - 2 = 6 + 6 - 2 = 10$

D. Estadístico de prueba: t estudent que es bilateral o de 2 colas.

$$s_1^2 = \frac{\sum(y_i - \bar{y}_1)^2}{(n_1 - 1)} = \frac{59.83}{(6 - 1)} = 11.97 \qquad s_2^2 = \frac{\sum(y_i - \bar{y}_2)^2}{(n_2 - 1)} = \frac{60.30}{(6 - 1)} = 12.06$$

Varianza común:

$$Sp^2 = \frac{(n_1 - 1)s_1^2 + (n_2 - 1)s_2^2}{n_1 + n_2 - 2} = \frac{(6 - 1)11.97 + (6 - 1)12.06}{6 + 6 - 2} = \frac{120.15}{10} = 12.00$$

t calculado:

$$t_c = \frac{\bar{y}_1 - \bar{y}_2}{Sp \sqrt{\frac{1}{n_1} + \frac{1}{n_2}}} = \frac{73.92 - 77.57}{3.46 \sqrt{\frac{1}{6} + \frac{1}{6}}} = \frac{-3.65}{1.97} = -2.00$$

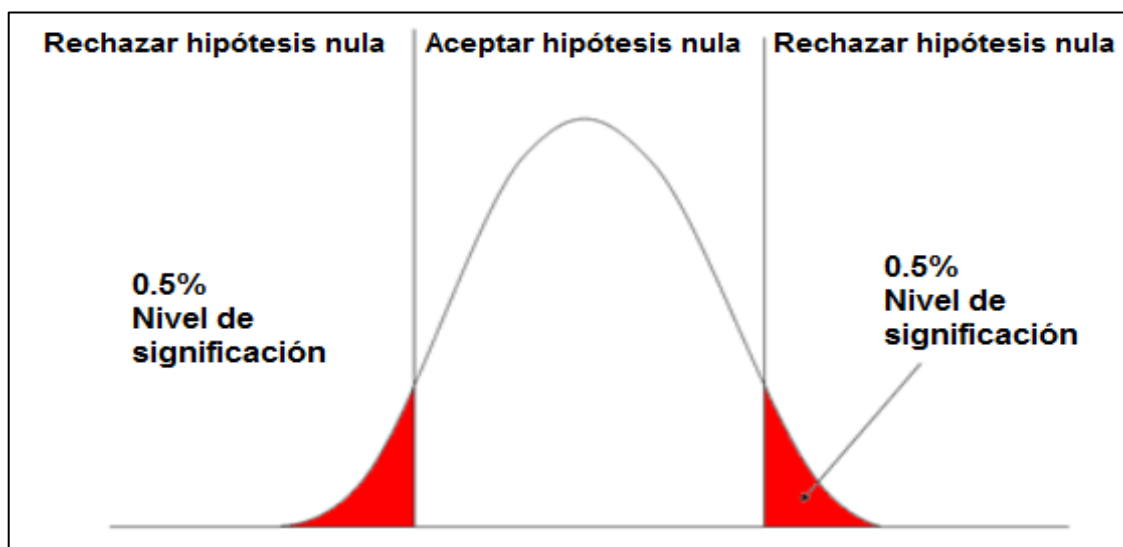
E. Valor de decisión:

Se rechaza la Ho: Si $|t_c| > t_{tabla}$ (Se acepta la Ha)

Reemplazando valores: $|-2.00| > 1.81$ $2 > 1.81$

Figura 28

Campana de Gauss y estadístico de prueba bilateral o de dos colas.



Nota: Elaboración propia.

$$t_{\text{tabla o critico}} = t(\alpha = 0.05; \text{G.L.} = 10) = 1.81 \quad t_c = t_{\text{calculada}} = 2.00$$

F. Decisión:

Se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alterna (H_a).

G. Conclusión:

Existe suficiente evidencia para afirmar que la flotación del concentrado de Pb en condiciones mejoradas y con la dosificación del colector suplementario thio-carbanilida AERO 130, mejora el % de recuperación del Pb en el concentrado de Pb, con 0.05% de significancia, ver Tabla 36.

De la misma manera se realizó la prueba de hipótesis para el % recuperación de la Ag en el concentrado de Pb y la reducción del contenido de Ag (onzas Ag/TC) en el relave final, ver Tabla 36.

Tabla 36*Resultados de las hipótesis de investigación.*

		% Recuperación		Relave
		% Pb	% Ag	Onz Ag/TC
Media de la muestra 1	\bar{Y}_1	73.92	74.75	2.28
Media de la muestra 2	\bar{Y}_2	77.57	83.69	0.98
Varianza de la muestra 1	s_1^2	11.97	22.64	0.35
Desviación estandar muestra 1	S_1	3.46	4.76	0.59
Varianza de la muestra 2	s_2^2	12.06	9.75	0.09
Desviación estandar muestra 2	S_2	3.47	3.12	0.30
Varianza combinada	Sp^2	12.00	16.20	0.11
Desviación estandar combinada	Sp	3.46	4.03	0.33
Grados de libertad	G.L	10	10	10
t-student calculada	t_c	-2.00	-3.82	6.84
t-student tabla ($\alpha = 0.05$, GL= 10)	t_t	1.81	1.81	1.81
Desición estadística: Se acepta		Ha	Ha	Ha
		$ t_c > t_t$	$ t_c > t_t$	$ t_c > t_t$

Nota: Elaboración propia

4.4. Discusión de resultados

Se llevo a cabo, en función a los objetivos específicos planteados y los resultados metalúrgicos obtenidos (ver Tabla 37).

Tabla 37*Comparación de resultados metalúrgicos entre la Prueba estándar (E-14) y las condiciones mejoradas Prueba E-22.*

		Conc. Pb		Conc. Zn		Relave	RC.		
		Grado de CC.		G.CC.	Recup				
		% Pb	Onzas Ag/TC	%Pb	%Ag	% Zn	% Zn	Onzas Ag/TC	
P.E. E-14		62.61	169.40	77.39	79.38	34.60	35.55	2.20	17.12
C.M. E-22		58.90	177.90	75.29	81.40	42.20	58.53	0.90	15.09

Nota: Elaboración propia.

Efecto de la caracterización mineralógica, física y química del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata

La mejora del grado y recuperación de la Ag en el concentrado de Pb y la reducción de la Ag en el relave, es consecuencia en parte importante de haber calificado mineralógicamente el tipo de mineral primario de alta sulfuración y que fue objeto de estudio (sulfuros, carbonatos, silicatos, fosfatos que ensaya en promedio 12 oz Ag/TC y 2.5 % MnO₂). El mineral secundario de baja sulfuración reporta bajas recuperaciones de Pb y Ag (minerales oxidados que ensaya en promedio 39 oz Ag/TC y 16 % MnO₂)

La mineralogía de este tipo de mineral es variada y compleja en sus vetas y niveles de explotación, parte de la Ag se encuentra asociada a la pirolusita MnO₂ y a mayor contenido de Ag mayor contenido de MnO₂, esto incide directamente en la recuperación de la Ag en el proceso de flotación. Según **Ortiz (2006)**, menciona dos aspectos importantes que corroboran nuestro resultado; primero, estos minerales frente a los procesos comunes tienen un comportamiento refractario y que en la mayoría de casos los métodos comunes son ineficaces para extraer los valores metálicos y segundo, estos minerales constan de una parte dócil al beneficio y la otra parte refractaria a los diversos tratamientos y que según la experiencia se ha demostrado que la parte refractaria del mineral mixto, principalmente lo constituye leyes considerables de MnO₂ asociada a la Ag, con presencia de Au, Cu, As, Sb, S, Fe que proceden de la zona superficial de baja sulfuración del depósito mineralizado.

4.4.1. Efecto del grado de molienda del mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata

Los mejores resultados en el concentrado de Pb se obtuvieron en la Prueba

E-18 realizada a 18 minutos de molienda correspondiente a un grado de molienda de 67.34% malla -200, con un contenido de 170.35 onzas Ag/TC, 79.44 % recuperación de Ag y 1.90 onzas de Ag/TC en el relave. Comparando estos resultados con la prueba estandar, se observa lo siguiente: se mantiene el grado y recuperación del Pb, existe una ligera mejoría en el contenido de la Ag y una ligera reducción de la Ag en el relave. Estas ligeras mejorías, es consecuencia de la difícil liberación de pirolusita asociados a la galena, la plata y ganga existentes en los enlaces dobles, triples incluso en las mallas finas y amares mineralogicos del tipo oclusión y diseminado (Tabla 6).

Según **Gutiérrez (2017)**, menciona que los minerales de compleja mineralogía son de difícil liberación de sus valores en la molienda. Además, que el efecto de la granulometría y los tiempos de molienda en la flotación es fundamental para operar eficientemente el circuito de flotación y obtener como resultado concentrados de mineral valioso que cumpla con los requisitos estipulados por los compradores, sin vernos afectados por castigos al precio, como pérdidas al relave.

4.4.2. Efecto de la dosificación del reactivo thio-carbanilida en el mineral mixto mangano-argentífero en la recuperación de la plata.

Los resultados finales obtenidos en el concentrado de Pb, son muy buenos referidos al grado de concentración y recuperación del Pb y con considerables contenidos de Ag (valor agregado).

La consecuencia más importante al haber dosificado en la molienda el reactivo thio-carbanilida AERO 130 de American Cyanamid Company, es haber bajado la Ag en el relave de 2.20 onzas Ag/TC (Prueba estándar E-14) a 0.90 onzas Ag/TC (Prueba E-22) con un consumo moderado de 0.5 gr de

thiocarbanilida/Kg de mineral y de 0.5 onzas Ag/TC en el relave (Prueba E-20) con un consumo de 2.5 gr de thiocarbanilida/ kg de mineral.

Según **YIANATOS (2005)**, el reactivo de flotacion thio-carbanilida, es un colector suplementario, anionico tipo Thiol, su grupo polar contiene azufre divalente el que normalmente se utiliza para flotar sulfuros. Su propiedad más destacable es la de ser un excelente colector para la galena y no hidrofobizar la superficie de la pirita.

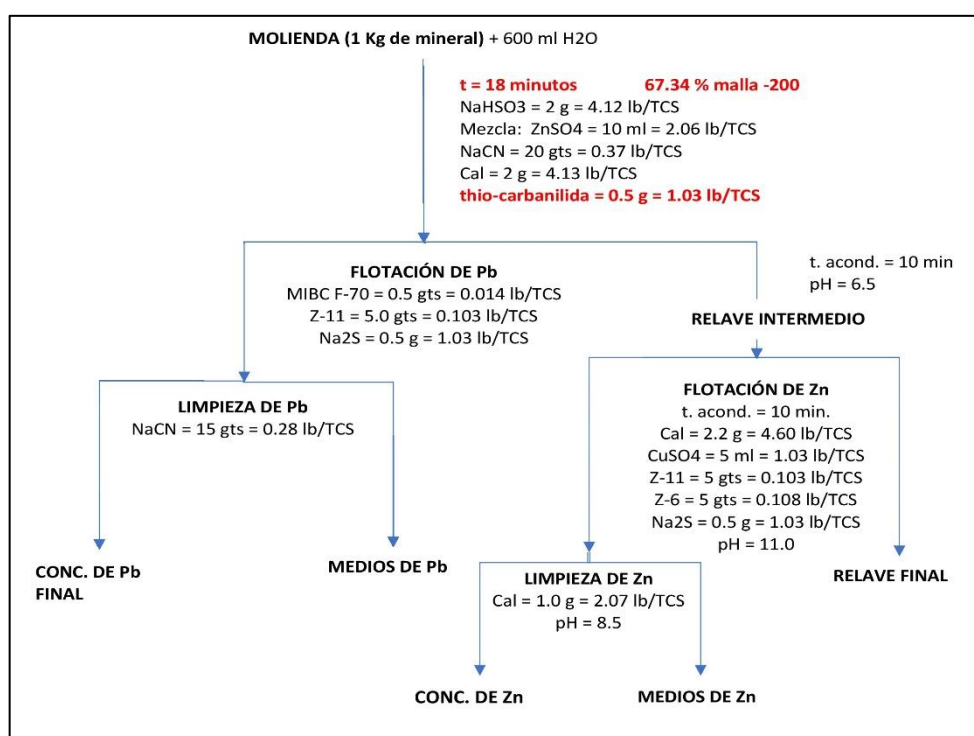
CONCLUSIONES

La flotación de este tipo de mineral de caracterización mineralógica compleja con leyes promedios de 2.30% de MnO₂, permite recuperar la plata y obtener un buen contenido de plata en el concentrado de Pb y bajar la ley de plata en el relave final.

Los mejores resultados metalúrgicos para la prueba de grado de molienda se obtuvieron en la prueba N°18 correspondiente a un tiempo de molienda de 18 minutos y un grado de liberación 67.3% malla -200.

Los resultados óptimos del concentrado de plomo se obtuvieron en la prueba N°22 con la dosificación del 0.5 gr del reactivo thio-carbanilida equivalente a un consumo de 1.03 lb/TCS de mineral y las condiciones operativas óptimas de esta prueba se muestran en la Figura 29.

Figura 29: Condiciones operativas óptimas de la prueba N°22



Nota: Elaboración propia.

RECOMENDACIONES

1. Se sugiere continuar con el desarrollo de las pruebas metalúrgicas con fines de mejorar el grado o calidad del concentrado de Zn; esto es posible llevando a cabo una segunda limpieza al concentrado y optimizando el contenido de Zn en los medios de las dos limpiezas en total para también subir la recuperación del Zn en el concentrado.
2. Para los minerales de baja sulfuración, se sugiere el desarrollo de las pruebas hidrometalúrgicas con fines de: primero; solubilizar el MnO_2 que encapsula la Ag con H_2SO_4 o HCl , luego precipitar la Ag libre de la solución acuosa con Zn en polvo y segundo fundir el precipitado para obtener las barras doré de Ag.
3. Para las pruebas experimentales sugeridas, se requiere mantener los equipos debidamente calibrados y libres de contaminación para obtener resultados precisos en el análisis de minerales.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Arnau, J. (1993). Metodologies quantitatives in the investigación psicológica. Métodos, dessensys i tècniques en investigación psicológica. Barcelona.
- Azañedo O, A (2000), Flotación de minerales polimetálicos sulfurados de Pb, Cu y Zn. UNMSM Perú.
- Bugbee, E.E.: Min. Congress Jour. March 1930, p. 271.
- Clevenger-Carol: U.S. Bureau of Mines, Bull. 226, p. 24; 1925.
- Chia, J. (1985). “Influencia de Molienda y Clasificación en la flotación de minerales Sulfurados”, Universidad Nacional de Ingeniera, Lima-Perú.
- Devanney-Clemmer: Eng. Min. Journal 128, p.506, 1929.
- Davis: U.S. Bureau of Mines, Rep. Of investigation 3033 y 3034; 1990.
- Gaudin, A.M.: Flotación Mc Graw Hill. Publ. Co. 1932. p. 365.
- Gutierrez, L. Informe de Laboratorio N°1: Efecto de la Granulometría de un Mineral, Universidad de Concepción 2017
- Hanco, O. M. (2018). Reemplazo de los colectores convencionales (xantatos) por colectores innovadores en el proceso de flotación de minerales cupríferos. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Luyo López, Hernando Uriel. “Lixiviación ácida de pirolusita (MnO_2); usando ácido nítrico (HNO_3) como agente oxidante”. Tesis de título de Ingeniero en metalurgia y materiales. México 2017.
- López Valdivieso, Alejandro y Reyes Bahena, Juan (1997). “Recuperación de la plata en minerales con alto contenido de manganeso”. Universidad Autónoma de San Luis de Potosí-Bolivia. XXII Convención AIMMGM, México.
- López J. (1966), Estudio de recuperación de plata en la flotación de galena. Universidad de Murcia Facultad de ciencias.

Lintol, R.: Jour. Chem. Met. Min. Soc. of South África. Vol. 9. Pp. 51- 52,307-308, 1908.

Neal, W.: Min. Sci. Press, Vol. 109, p. 158, febrero 1917.

Ortiz Mena, Rafael. Minerales mangano-argentíferos oxidados, Genesis y beneficio metalúrgico”. Boletín de la sociedad geológica mexicana. Tomo XI- 1-6. Pag.33.

Ojeda, J., Quintero, J., & Machado, I. (2007). La ética en la investigación.

Pavez, O. (2000) “Apuntes de concentración de minerales I” Universidad de Atacama Facultad de ingeniería Departamento de Metalurgia, Atacama-Chile.

Romero Manzanares, Antonio Domingo, (2014) tesis “Lixiviación de manganeso del concentrado de Pb-Ag para la producción de sulfato de manganeso”. UNMSM-Lima Perú.

Sanchez Carlessi, Hugo. Metodología y diseños en la investigación científica. Universidad Ricardo Palma. Editorial Universitario. Lima Perú 2002.

Ramos Samanez, John (2019). Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas de flotación de un mineral complejo polimetálico del distrito de Palca - Huancavelica Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional Mayor de San Marcos Lima Perú.

Sandoval Lara, P. A. (2020). Propuesta técnica para el procesamiento de mineral polimetálico proveniente de la región de Coquimbo. Tesis de pregrado para optar el título de Ingeniero Civil en Minas. Universidad Andrés Bello.

Sutulov Alexander (1963). Flotación de minerales. Concepción Chile 331p.

Taya Flores, W. H. (2018). “Optimización de la flotación polimetálica en la Planta Concentradora Mallay.”. Tesis. Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa-Perú.

Vidalón Gálvez, José (2004). Reactivos de Flotación de Minerales Oxidados y No Metálicos. Curso de Capacitación. Colegio de Ingenieros del Perú Lima.

Varela Quijala, Niurka. Brossard Pérez, (2001). Estudio de la Flotación de Minerales Sulfurados de Cobre a Escala de Laboratorio. Parte II. Tecnología Química Vol. XXI, No. 3. Universidad de Oriente.

Wartenweiler (1917): Min. Sci. Press. Vol. 109, p. 160.

Yianatos Juan, (2005), Flotación de minerales. Universidad Técnica Santa María.

ANEXOS

ANEXO 1: INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

DETERMINACIÓN DEL TAMAÑO DE MUESTRA.

Para determinar el tamaño mínimo de muestra, consideramos que el mineral de cabeza ensaya 4.20 % de Pb el cual será muestreado para analizar con un nivel de confianza de $s = 0.01$. Según el estudio de caracterización mineralógica la galena (PbS) acompañado de Ag y MnO_2 es esencialmente liberada de la ganga de cuarzo-pirita a un tamaño de 170 micrones.

$$d = 15000 \text{ micrones} = 1.50 \text{ cm} \quad (1000 \text{ micrones} = 0,1 \text{ cm})$$

$$r = 7.5 \quad t = 2.65$$

Cálculo del factor de liberación (l):

$$l = (L/d)^{0.5} = (170/15000)^{0.5} = 0.1065$$

Cálculo del factor del mineral de interés (galena) en la muestra.

$$x = 4.20\% \text{ Pb} \quad a = \text{fracción del mineral de interés}$$

$$PM_{PbS} = 207.19 + 32.07 = 239.26 \text{ g/mol}$$

$$\% \text{ Pb}_{PbS} = (207.19/239.26) * 100 =$$

$$86.60\%$$

$$100\% \text{ PbS} \quad \text{-----} \quad 86.6 \% \text{ Pb}$$

$$\% a \quad \text{-----} \quad 4.2 \% \text{ Pb} \quad \quad \% a = 4.849 \% \text{ PbS}$$

$$a = 0.04849 \text{ de PbS (en fracción)}$$

Cálculo del factor mineralógico

$$m = (1-a)/a [(1-a)r + a.t] = (1-0.04849) / 0.04849 ((1-0.04849)(7.5) + 0.04849 (2.65)) = 142.585 \text{ g/cm}^3$$

Cálculo de la constante de muestreo

$$C = 0.5 \times 0.25 \times 0.1065 \times 142.585 = 1.90 \text{ g/cm}^3$$

Peso mínimo de muestra requerido (gr)

$$M = Cx d^3 / s^2$$

$$M = 1.90 \times 1.5^3 / 0.01^2 = 64125 \text{ g} = 64.125 \text{ kg}$$

ANEXO 2:

CICLOS DE MOLIENDA (8), HASTA OBTENER UNA CARGA

CIRCULANTE CONSTANTE DE 2.50.

a. Primer periodo:

- Moler en seco en el molino de Bond los 700 cm³ de muestra durante 100 revoluciones (programar). Columna 2.
- Sacar el producto molido y separar la fracción sobre 140 # y la fracción menor a 140#, posteriormente se pesan.

Los resultados después del tamizaje son:

- Material > 140#: 1139.2 g. Columna 3.
- Finos < 140#: 231.5 g. Columna 4.
- Perdidas = 1381.70 - (1139.2 + 231.5) = 11
(-140 mallas) + perdidas = 231.5 + 11 = 242.5. Columna 5.
- Finos ya presentes: 1381.70 x 6.83/100 = 94.37 gr. Columna 6.
- Finos netos producidos: 242.5 - 94.37 = 148.13 gr. Columna 7.
- Se calcula lo producido por revolución del molino (Gbp)

$$Gbp = \frac{\text{Finos netos producidos}}{N^{\circ} \text{ de rev}} = \frac{148.13}{100} = 1.48 \text{ gr de finos/rev. Columna 8.}$$

- El pasante se retira (Fino < 140 #) empaqueta y etiqueta adecuadamente. La fracción de tamaño > 140 # retorna al molino, al cual se le añade alimentación fresca en reemplazo de la fracción fina retirada, hasta reconstituir la carga inicial.
- La Carga circulante se determina según la siguiente formula:

$$\text{Carga Circulante} = \frac{\text{Material} > 140\#}{\text{Finos} < 140\#} = \frac{1139.2}{242.5} = 4.70$$

b. Segundo periodo

La fracción de tamaño mayor a la malla de corte de la operación anterior más la alimentación fresca adicionada, componen la alimentación de este ciclo. El número de revoluciones de esta etapa se calcula como el cociente entre el peso ideal de finos menos los finos añadidos en la carga fresca inicial, y el valor del Gbp del ciclo anterior:

$$N^{\circ} \text{ de revoluciones} = (394.70 - 94.37) / 1.48 = 203 \text{ rev. Columna 2.}$$

Transcurridas estas revoluciones, se descarga el molino y se criba el material (utilizando un tamiz de 140#). Los resultados después de la molienda son:

- Material > 140#: 1079.6 g. Columna 3.
- Finos < 140#: 294.8. Columna 4.
- Perdidas = $1381.70 - (1079.6 + 294.8) = 7.3$

$$(-140 \text{ mallas}) + \text{perdidas} = 294.8 + 7.3 = 302.1. \text{ Columna 5.}$$

- Finos ya presentes:

$$\begin{aligned} \text{En la alimentación nueva} &= -140 \text{ mallas (fila 1)} \times \% -140 \text{ mallas} \\ &= 242.5 \times 6.83/100 = 16.56 \text{ gr. Columna 6.} \end{aligned}$$

- Finos netos producidos = columna 5 – columna 6

$$= 302.1 - 16.56 = 285.54 \text{ Columna 7.}$$

- Se calcula lo producido por revolución del molino (Gbp)

$$\text{Gbp} = \frac{\text{Finos netos producidos}}{N^{\circ} \text{ de rev}} = \frac{285.54}{203} = 1.40 \text{ g/rev.}$$

El pasante se retira (Fino < 140 #) empaqueta y etiqueta adecuadamente.

La fracción de tamaño > 140 # retorna al molino, al cual se le añade alimentación fresca en reemplazo de la fracción fina retirada, hasta reconstituir la carga inicial.

- La Carga circulante se determina según la siguiente formula:

$$\text{Carga Circulante} = \frac{\text{Columna 3}}{\text{Columna 5}} = \frac{1079.6}{302.1} = 3.57$$

c. Tercer periodo

La fracción de tamaño mayor a la malla de corte de la operación anterior más la alimentación fresca adicionada, componen la alimentación de este ciclo. El número de revoluciones de esta etapa se calcula como el cociente entre el peso ideal de finos menos los finos añadidos en la carga fresca inicial, y el valor del Gbp del ciclo anterior:

$$\text{N}^\circ \text{ de revoluciones} = (394.70 - 16.56) / 1.40 = 270 \text{ rev. Columna 2.}$$

Transcurridas estas revoluciones, se descarga el molino y se criba el material (utilizando un tamiz de 140#). Los resultados después de la molienda son:

- Material > 140#: 1018.5 g. Columna 3.
- Finos < 140#: 356.3. Columna 4.
- Perdidas = 1381.70 - (1018.5 + 356.3) = 6.9

$$(-140 \text{ mallas}) + \text{perdidas} = 356.3 + 6.9 = 363.2. \text{ Columna 5.}$$

- Finos ya presentes:

En la alimentación nueva = -140 mallas (fila 1) x % -140 mallas

$$= 302.1 \times 6.83/100 = 20.63 \text{ gr. Columna 6.}$$

- Finos netos producidos = columna 5 – columna 6

$$= 363.2 - 20.63 = 342.57 \text{ Columna 7.}$$

- Se calcula lo producido por revolución del molino (Gbp)

$$\text{Gbp} = \frac{\text{Finos netos producidos}}{\text{N}^\circ \text{ de rev}} = \frac{342.57}{270} = 1.27 \text{ g/rev.}$$

El pasante se retira (Fino < 140 #) empaqueta y etiqueta adecuadamente.

La fracción de tamaño > 140 # retorna al molino, al cual se le añade

alimentación fresca en reemplazo de la fracción fina retirada, hasta reconstituir la carga inicial.

- La Carga circulante se determina según la siguiente fórmula:

$$\text{Carga Circulante} = \frac{\text{Columna 3}}{\text{Columna 5}} = \frac{1018.5}{363.2} = 2.80$$

d. Cuarto periodo

La fracción de tamaño mayor a la malla de corte de la operación anterior más la alimentación fresca adicionada, componen la alimentación de este ciclo. El número de revoluciones de esta etapa se calcula como el cociente entre el peso ideal de finos menos los finos añadidos en la carga fresca inicial, y el valor del Gbp del ciclo anterior:

$$\text{N}^\circ \text{ de revoluciones} = (394.70 - 20.63) / 1.27 = 295 \text{ rev. Columna 2.}$$

Transcurridas estas revoluciones, se descarga el molino y se criba el material (utilizando un tamiz de 140#). Los resultados después de la molienda son:

- Material > 140#: 992.2 g. Columna 3.
- Finos < 140#: 380.1 Columna 4.
- Perdidas = 1381.70 - (992.2 + 380.1) = 9.4

$$(-140 \text{ mallas}) + \text{perdidas} = 380.1 + 9.4 = 389.5 \text{ Columna 5.}$$

- Finos ya presentes:

$$\begin{aligned} \text{En la alimentación nueva} &= -140 \text{ mallas (fila 1)} \times \% -140 \text{ mallas} \\ &= 363.2 \times 6.83/100 = 24.80 \text{ gr. Columna 6.} \end{aligned}$$

- Finos netos producidos = columna 5 – columna 6

$$= 389.4 - 24.80 = 364.60 \text{ Columna 7.}$$

- Se calcula lo producido por revolución del molino (Gbp)

$$\text{Gbp} = \frac{\text{Finos netos producidos}}{\text{N}^\circ \text{ de rev}} = \frac{364.6}{295} = 1.24 \text{ g/rev. (Columna 8.}$$

El pasante se retira (Fino < 140 #) empaqueta y etiqueta adecuadamente. La fracción de tamaño > 140 # retorna al molino, al cual se le añade alimentación fresca en reemplazo de la fracción fina retirada, hasta reconstituir la carga inicial.

- La Carga circulante se determina según la siguiente formula:

$$\text{Carga Circulante} = \frac{\text{Columna 3}}{\text{Columna 5}} = \frac{992.2}{389.4} = 2.55$$

e. Quinto periodo

La fracción de tamaño mayor a la malla de corte de la operación anterior más la alimentación fresca adicionada, componen la alimentación de este ciclo. El número de revoluciones de esta etapa se calcula como el cociente entre el peso ideal de finos menos los finos añadidos en la carga fresca inicial, y el valor del Gbp del ciclo anterior:

$$\text{N}^\circ \text{ de revoluciones} = (394.70 - 24.80) / 1.24 = 298 \text{ rev. Columna 2.}$$

Transcurridas estas revoluciones, se descarga el molino y se criba el material (utilizando un tamiz de 140#). Los resultados después de la molienda son:

- Material > 140#: 943.6 g. Columna 3.
- Finos < 140#: 432.6 Columna 4.
- Perdidas = $1381.70 - (943.6 + 432.6) = 5.5$

$$(-140 \text{ mallas}) + \text{perdidas} = 432.6 + 5.5 = 438.10 \text{ Columna 5.}$$

- Finos ya presentes:

$$\text{En la alimentación nueva} = -140 \text{ mallas (fila 1)} \times \% -140 \text{ mallas}$$

$$= 389.4 \times 6.83/100 = 26.60 \text{ gr. Columna 6.}$$

- Finos netos producidos = columna 5 – columna 6

$$= 438.1 - 26.60 = 411.5 \text{ Columna 7.}$$

- Se calcula lo producido por revolución del molino (Gbp)

$$\text{Gbp} = \frac{\text{Finos netos producidos}}{\text{Nº de rev}} = \frac{411.5}{298} = 1.38 \text{ g/rev. (Columna 8.}$$

El pasante se retira (Fino < 140 #) empaqueta y etiqueta adecuadamente.

La fracción de tamaño > 140 # retorna al molino, al cual se le añade alimentación fresca en reemplazo de la fracción fina retirada, hasta reconstituir la carga inicial.

- La Carga circulante se determina según la siguiente formula:

$$\text{Carga Circulante} = \frac{\text{Columna 3}}{\text{Columna 5}} = \frac{943.6}{438.1} = 2.15$$

f. Sexto periodo

La fracción de tamaño mayor a la malla de corte de la operación anterior más la alimentación fresca adicionada, componen la alimentación de este ciclo. El número de revoluciones de esta etapa se calcula como el cociente entre el peso ideal de finos menos los finos añadidos en la carga fresca inicial, y el valor del Gbp del ciclo anterior:

$$\text{Nº de revoluciones} = (394.70 - 26.60) / 1.38 = 267 \text{ rev. Columna 2.}$$

Transcurridas estas revoluciones, se descarga el molino y se criba el material (utilizando un tamiz de 140#). Los resultados después de la molienda son:

- Material > 140#: 1014.5 g. Columna 3.
- Finos < 140#: 359.6 Columna 4.
- Perdidas = 1381.70 - (1014.5 + 359.6) = 7.6

$$(-140 \text{ mallas}) + \text{perdidas} = 359.6 + 7.6 = 367.2 \text{ Columna 5.}$$

- Finos ya presentes:

$$\text{En la alimentación nueva} = -140 \text{ mallas (fila 1)} \times \% -140 \text{ mallas}$$

$$= 438.1 \times 6.83/100 = 29.91 \text{ gr. Columna 6.}$$

- Finos netos producidos = columna 5 – columna 6

$$= 367.2 - 29.91 = 337.29 \text{ Columna 7.}$$

- Se calcula lo producido por revolución del molino (Gbp)

$$\text{Gbp} = \frac{\text{Finos netos producidos}}{\text{N}^\circ \text{ de rev}} = \frac{337.29}{267} = 1.26 \text{ g/rev. (Columna 8.}$$

El pasante se retira (Fino < 140 #) empaqueta y etiqueta adecuadamente.

La fracción de tamaño > 140 # retorna al molino, al cual se le añade alimentación fresca en reemplazo de la fracción fina retirada, hasta reconstituir la carga inicial.

- La Carga circulante se determina según la siguiente formula:

$$\text{Carga Circulante} = \frac{\text{Columna 3}}{\text{Columna 5}} = \frac{1014.5}{367.2} = 2.76$$

g. Séptimo periodo

La fracción de tamaño mayor a la malla de corte de la operación anterior más la alimentación fresca adicionada, componen la alimentación de este ciclo. El número de revoluciones de esta etapa se calcula como el cociente entre el peso ideal de finos menos los finos añadidos en la carga fresca inicial, y el valor del Gbp del ciclo anterior:

$$\text{N}^\circ \text{ de revoluciones} = (394.70 - 29.91) / 1.26 = 290 \text{ rev. Columna 2.}$$

Transcurridas estas revoluciones, se descarga el molino y se criba el material (utilizando un tamiz de 140#). Los resultados después de la molienda son:

- Material > 140#: 981.2 g. Columna 3.
- Finos < 140#: 390.1 Columna 4.
- Perdidas = 1381.70 - (981.2 + 390.1) = 10.4

$$(-140 \text{ mallas}) + \text{perdidas} = 390.1 + 10.4 = 400.5 \text{ Columna 5.}$$

- Finos ya presentes:

En la alimentación nueva = -140 mallas (fila 1) x % -140 mallas
= 367.2 x 6.83/100 = 25.08 gr. Columna 6.

- Finos netos producidos = columna 5 – columna 6

$$= 400.5 - 25.08 = 375.42 \text{ Columna 7.}$$

- Se calcula lo producido por revolución del molino (Gbp)

$$\text{Gbp} = \frac{\text{Finos netos producidos}}{\text{N}^\circ \text{ de rev}} = \frac{375.4}{290} = 1.29 \text{ g/rev. (Columna 8.}$$

El pasante se retira (Fino < 140 #) empaqueta y etiqueta adecuadamente.

La fracción de tamaño > 140 # retorna al molino, al cual se le añade alimentación fresca en reemplazo de la fracción fina retirada, hasta reconstituir la carga inicial.

- La Carga circulante se determina según la siguiente formula:

$$\text{Carga Circulante} = \frac{\text{Columna 3}}{\text{Columna 5}} = \frac{981.2}{400.5} = 2.45$$

h. Octavo periodo

La fracción de tamaño mayor a la malla de corte de la operación anterior más la alimentación fresca adicionada, componen la alimentación de este ciclo. El número de revoluciones de esta etapa se calcula como el cociente entre el peso ideal de finos menos los finos añadidos en la carga fresca inicial, y el valor del Gbp del ciclo anterior:

$$\text{N}^\circ \text{ de revoluciones} = (394.70 - 25.08) / 1.29 = 287 \text{ rev. Columna 2.}$$

Transcurridas estas revoluciones, se descarga el molino y se criba el material (utilizando un tamiz de 140#). Los resultados después de la molienda son:

- Material > 140#: 984.7 g. Columna 3.
- Finos < 140#: 386.2 Columna 4.
- Perdidas = 1381.70 - (984.7 + 386.2) = 10.8

(-140 mallas) + perdidas = 386.2 + 10.8 = 397 Columna 5.

- Finos ya presentes:

En la alimentación nueva = -140 mallas (fila 1) x % -140 mallas

$$= 400.5 \times 6.83/100 = 27.35 \text{ gr. Columna 6.}$$

- Finos netos producidos = columna 5 – columna 6

$$= 397.0 - 27.35 = 369.65 \text{ Columna 7.}$$

- Se calcula lo producido por revolución del molino (Gbp)

$$\text{Gbp} = \frac{\text{Finos netos producidos}}{\text{Nº de rev}} = \frac{369.65}{287} = 1.29 \text{ g/rev. (Columna 8).}$$

El pasante se retira (Fino < 140 #) empaqueta y etiqueta adecuadamente.

La fracción de tamaño > 140 # retorna al molino, al cual se le añade alimentación fresca en reemplazo de la fracción fina retirada, hasta reconstituir la carga inicial.

- La Carga circulante se determina según la siguiente formula:

$$\text{Carga Circulante} = \frac{\text{Columna 3}}{\text{Columna 5}} = \frac{984.7}{397.0} = 2.50$$

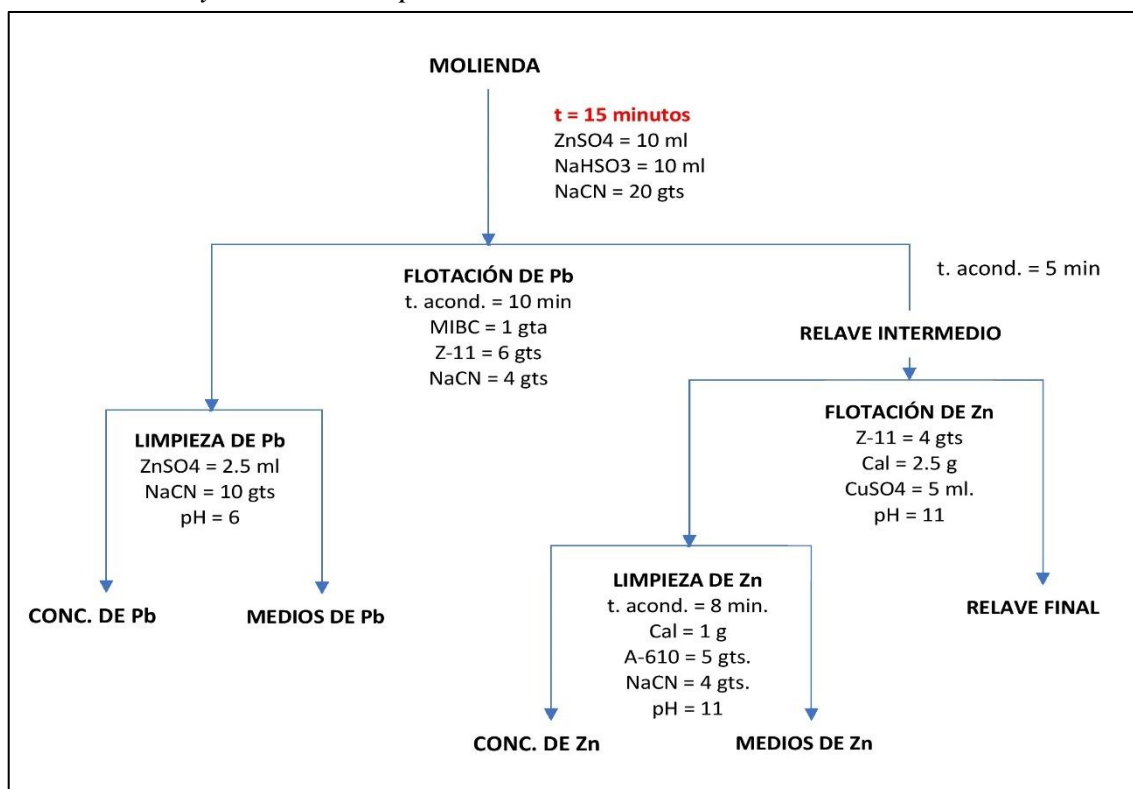
ANEXO 3:

PRUEBAS PRELIMINARES

1. Balance metalúrgico de la Prueba E-02

Figura 30:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-02



Nota: Elaboración propia.

Tabla 38:

Balance metalúrgico de la Prueba E-02

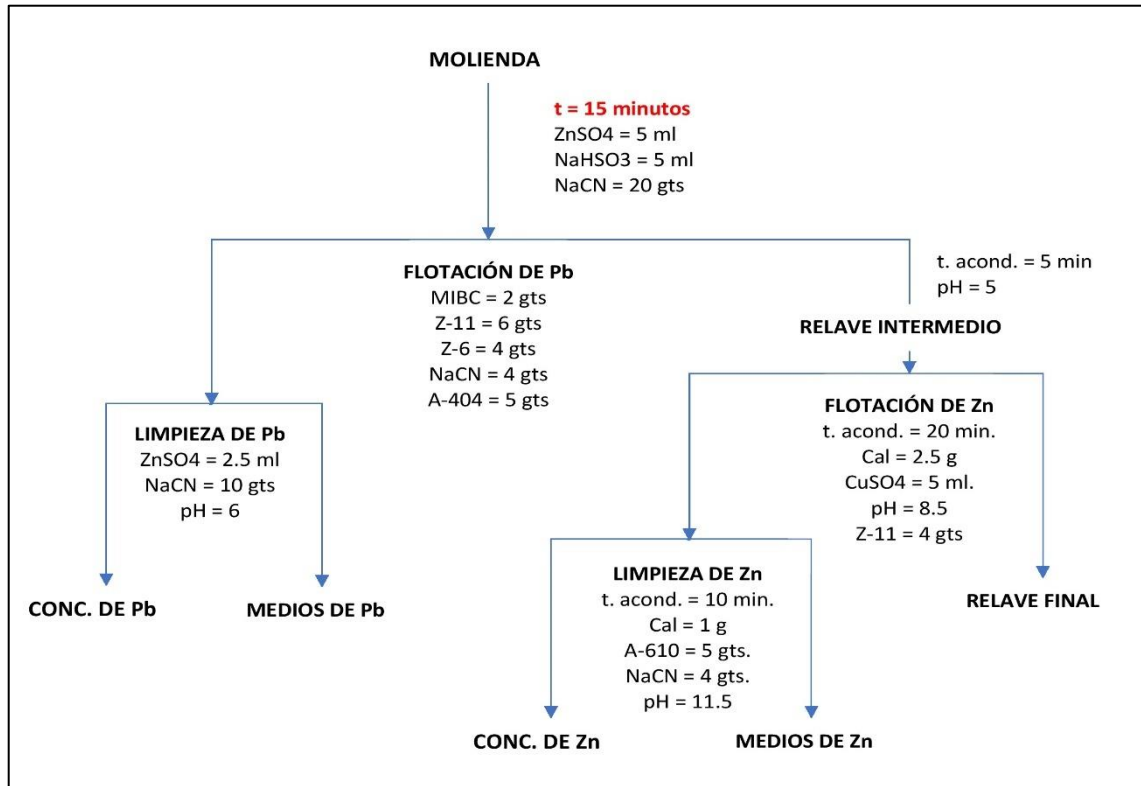
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	998.0	100.0	4.30	4.12	11.71	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	35.0	3.51	54.91	7.00	160.2	2.40	3.10	44.75	5.95	47.96
Medios Pb	48.0	4.81	21.28	13.60	63.90	0.80	6.50	23.77	15.86	26.24
Conc. Zn	16.0	1.60	5.32	21.60	19.80	0.28	4.10	1.98	8.41	2.71
Medios Zn	66.0	6.61	6.08	20.80	14.40	0.16	3.60	9.34	33.36	8.13
Relave	833.0	83.47	1.04	1.80	2.10	0.05	3.35	20.16	36.42	14.96
Conc. + Medios								68.52	41.87	74.20

Nota: Elaboración propia.

2. Balance metalúrgico de la Prueba E-03

Figura 31:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-03



Nota: Elaboración propia.

Tabla 39:

Balance metalúrgico de la Prueba E-03

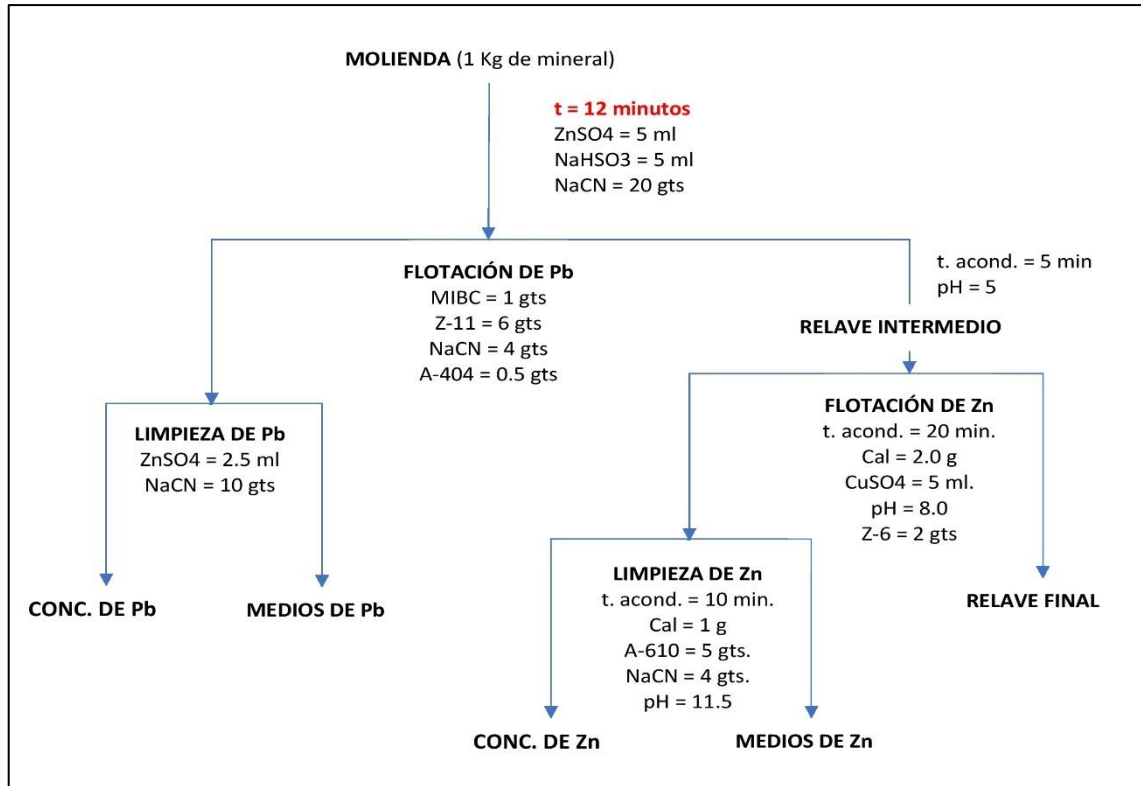
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	996.0	99.99	4.56	4.27	11.93	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	52.0	5.33	49.40	9.20	131.0	1.76	5.30	56.59	11.25	57.34
Medios Pb	36.0	3.61	11.59	12.00	37.6	0.56	7.50	9.19	15.25	13.08
Conc. Zn	28.0	2.81	8.45	27.40	29.0	0.32	3.40	5.22	18.05	6.84
Medios Zn	100.0	10.04	3.89	14.60	12.2	0.16	4.20	8.56	34.35	10.27
Relave	780.0	78.31	1.19	1.15	1.90	0.04	3.00	20.44	21.10	12.47
Conc. + Medios								65.78	52.40	70.42

Nota: Elaboración propia.

3. Balance metalúrgico de la Prueba E-04

Figura 32:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-04



Nota: Elaboración propia.

Tabla 40:

Balance metalúrgico de la Prueba E-04

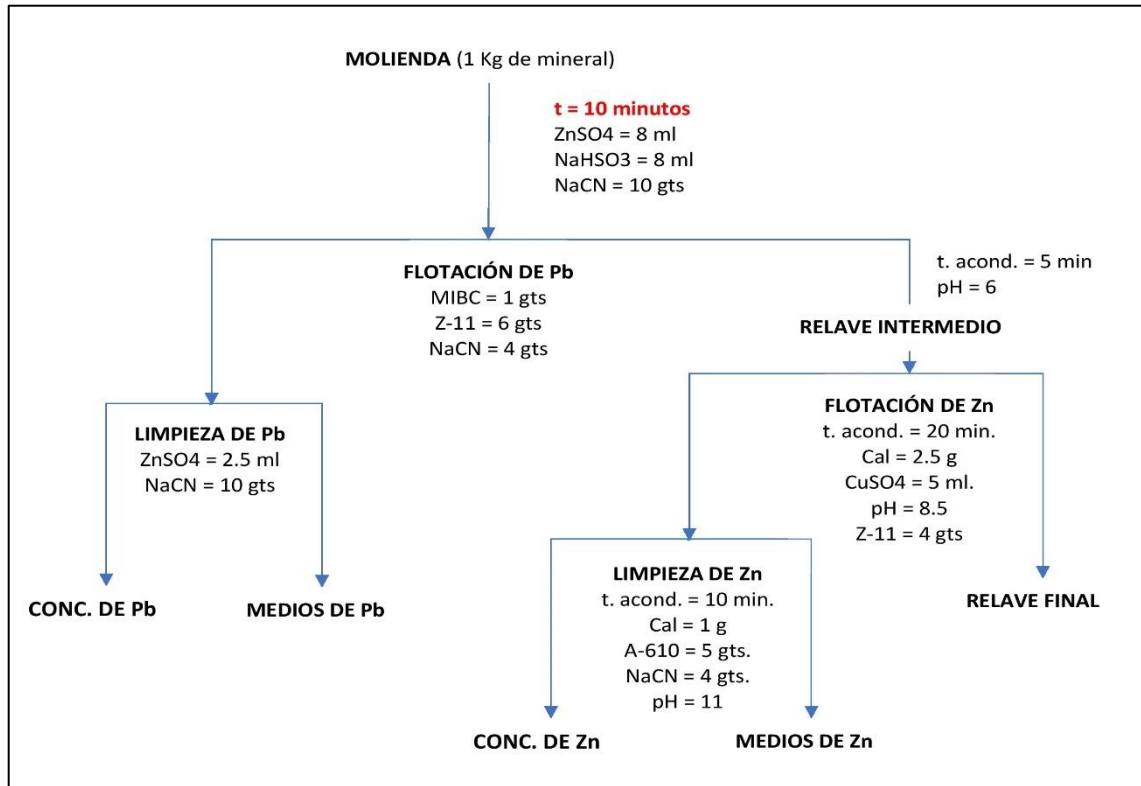
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	1000.0	100.0	4.49	4.06	11.64	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	39.0	3.9	53.58	7.70	154.4	2.32	3.00	46.53	7.41	51.76
Medios Pb	33.0	3.3	18.24	18.10	52.0	0.64	6.10	13.40	11.47	14.75
Conc. Zn	22.0	2.2	8.74	24.00	29.0	0.28	3.60	4.27	13.02	5.48
Medios Zn	95.0	9.5	6.08	12.00	10.4	0.20	4.60	12.87	28.11	8.49
Relave	811	81.5	1.27	2.00	2.8	0.04	3.25	22.93	39.99	19.52
* onzas /TC.			Conc. + Medios					59.93	41.13	66.51

Nota: Elaboración propia.

4. Balance metalúrgico de la Prueba E-05

Figura 33:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-05



Nota: Elaboración propia.

Tabla 41:

Balance metalúrgico de la Prueba E-05

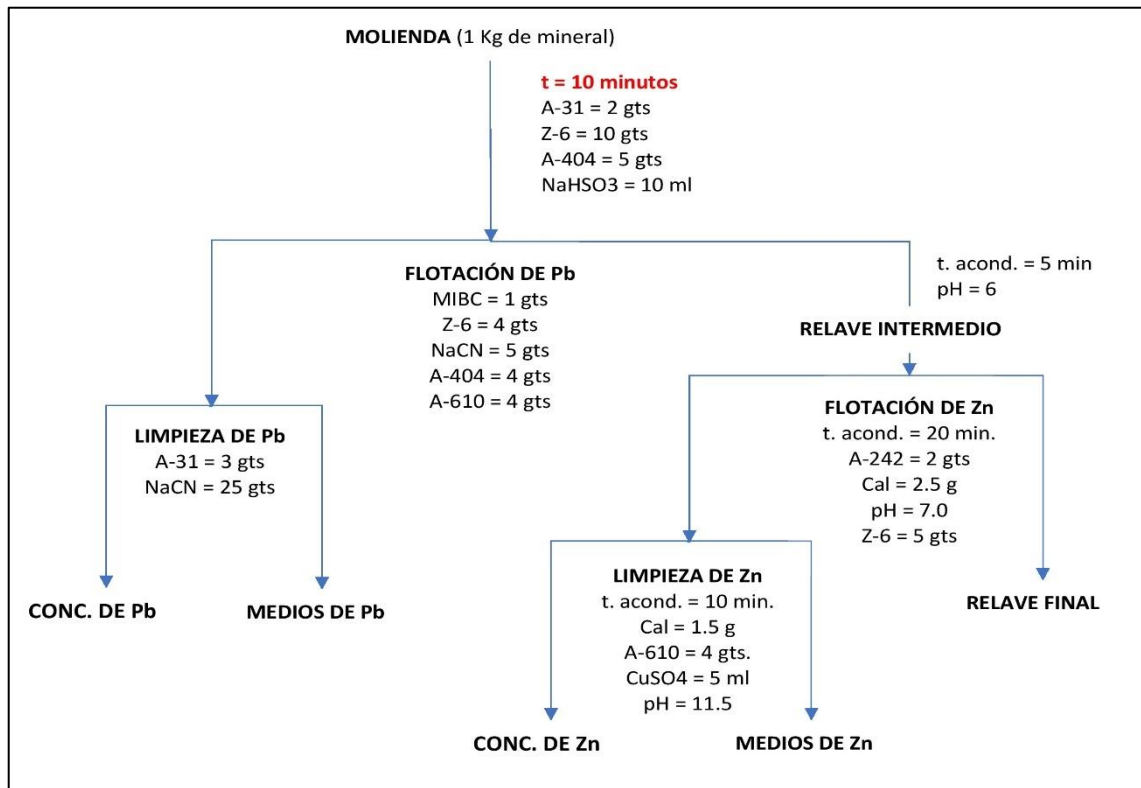
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	997.0	88.13	4.39	3.84	6.78	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	17.0	1.75	47.07	6.40	129.0	1.44	3.10	18.30	2.85	32.45
Medios Pb	65.0	6.52	28.50	9.20	80.8	1.04	4.80	42.36	15.61	7.77
Conc. Zn	30.0	3.01	9.12	19.24	28.8	0.40	3.40	6.26	15.20	12.78
Medios Zn	132	1.32	2.80	12.40	9.8	0.28	4.00	8.46	42.74	19.14
Relave	753	75.53	1.43	1.20	2.5	0.06	3.05	24.62	23.60	27.86
* onzas /TC.			Conc. + Medios					60.66	57.94	40.22

Nota: Elaboración propia.

5. Balance metalúrgico de la Prueba E-06

Figura 34:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-06



Nota: Elaboración propia.

Tabla 42:

Balance metalúrgico de la Prueba E-06

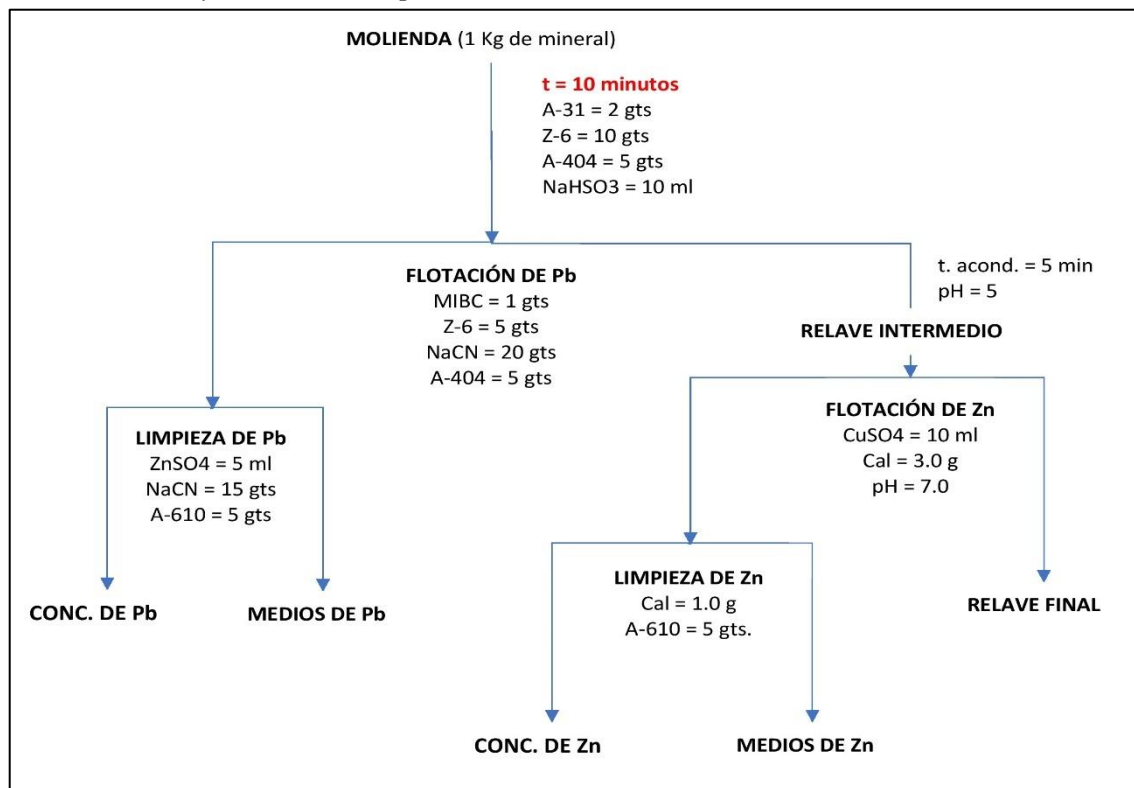
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación			
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag	
Cabeza	939.0	88.13	4.31	4.21	12.09	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0	
Conc. Pb	90.0	1.75	28.90	16.70	80.00	1.04	10.00	65.07	38.06	63.44	
Medios Pb	81.0	6.52	9.88	9.60	25.6	0.64	11.10	20.02	19.70	18.27	
Conc. Zn	44.0	3.01	2.94	15.80	8.4	0.26	4.00	3.23	17.60	3.26	
Medios Zn	100.0	1.32	1.99	3.80	5.2	0.24	3.42	4.98	9.62	4.58	
Relave	624.0	75.53	0.43	0.95	1.9	0.04	1.60	6.70	15.02	10.45	
			Conc. + Medios						85.09	27.22	81.71

Nota: Elaboración propia.

6. Balance metalúrgico de la Prueba E-07

Figura 35:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-07



Nota: Elaboración propia.

Tabla 43:

Balance metalúrgico de la Prueba E-07

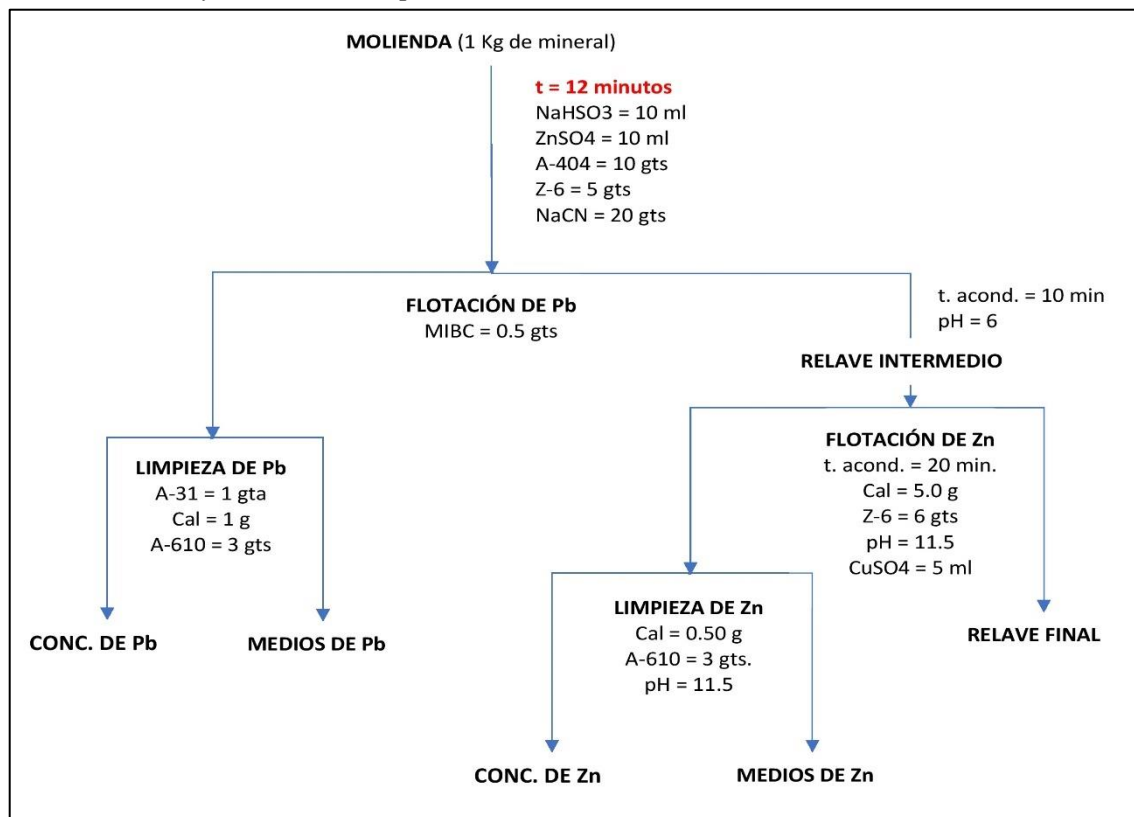
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	993.0	100.0	4.20	3.79	12.03	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	94.0	9.47	32.30	14.10	83.80	0.96	8.40	72.95	35.23	65.97
Medios Pb	100.0	10.07	6.08	10.10	19.40	0.56	9.80	14.57	26.85	16.25
Conc. Zn	45.0	4.53	2.18	8.00	8.3	0.32	3.20	2.35	9.57	3.13
Medios Zn	104.0	10.47	0.95	4.00	3.7	0.22	4.40	2.37	11.06	3.22
Relave	650.0	65.46	0.51	1.00	2.1	1.04	1.85	7.96	17.28	11.43
* onzas /TC. Conc. + Medios								87.32	20.63	82.22

Nota: Elaboración propia.

7. Balance metalúrgico de la Prueba E-08

Figura 36:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-08



Nota: Elaboración propia.

Tabla 44:

Balance metalúrgico de la Prueba E-08

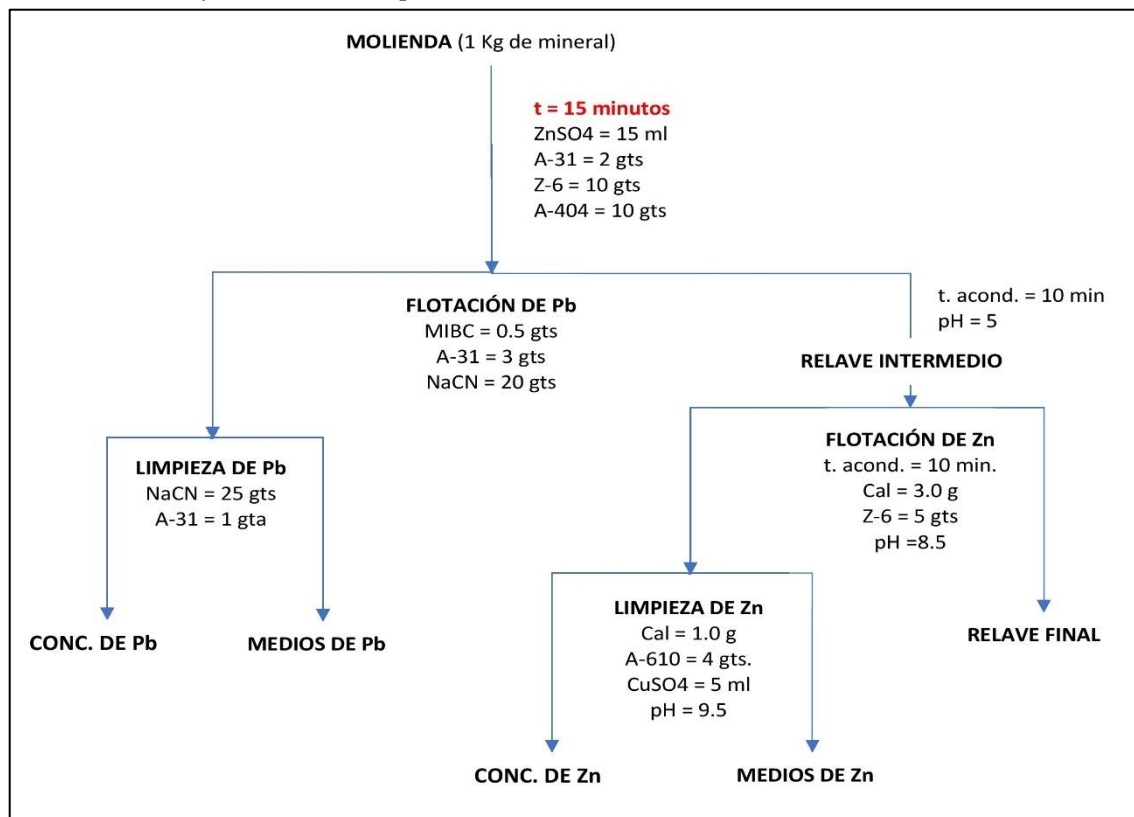
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	998.0	100.0	4.49	4.00	12.28	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	50.0	5.01	48.48	8.90	132.0	1.68	8.40	54.31	11.14	53.82
Medios Pb	12.0	1.02	33.06	9.60	127.0	1.84	9.80	8.90	2.88	12.44
Conc. Zn	20.0	2.00	5.89	19.40	24.0	0.40	3.20	2.64	9.72	3.91
Medios Zn	97.0	9.72	3.04	8.60	9.0	0.28	4.40	6.61	20.89	7.12
Relave	819.0	82.06	1.50	2.70	3.4	0.06	1.85	27.54	55.37	22.71
* onzas /TC.			Conc. + Medios					63.21	30.61	66.26

Nota: Elaboración propia.

8. Balance metalúrgico de la Prueba E-09

Figura 37:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-09



Nota: Elaboración propia.

Tabla 45:

Balance metalúrgico de la Prueba E-09

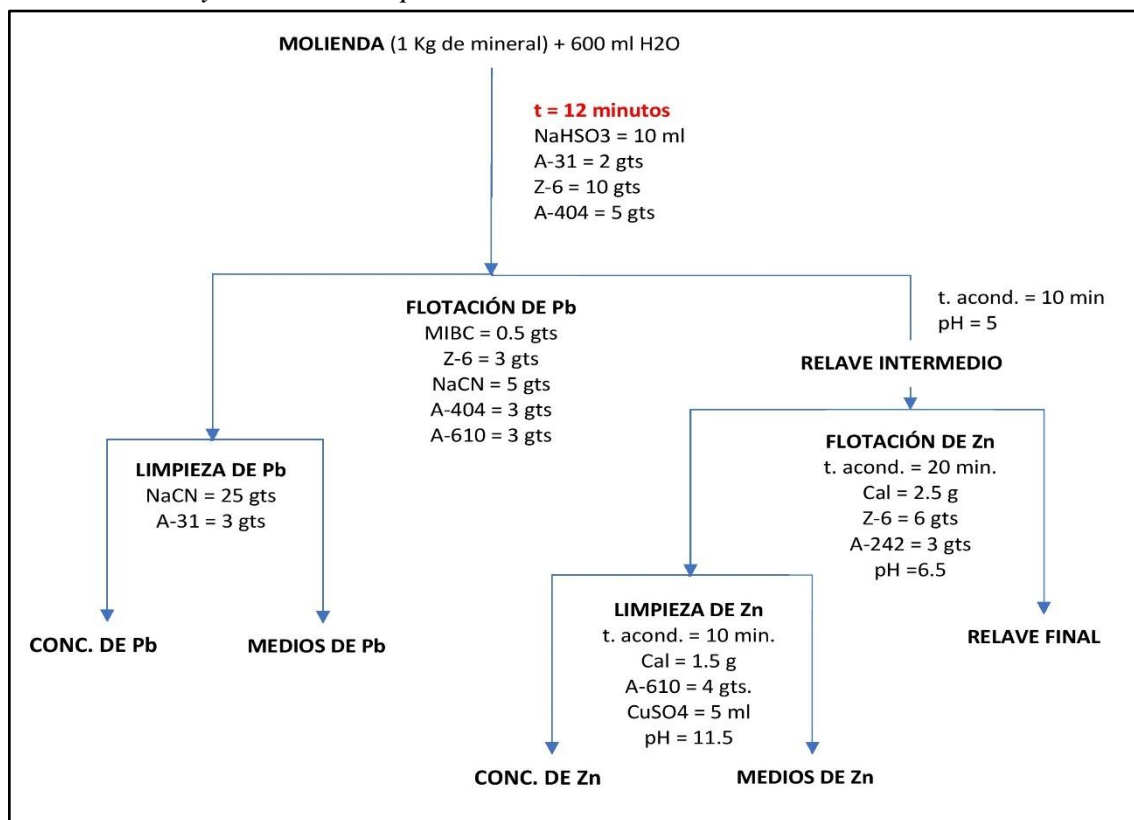
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación			
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag	
Cabeza	955.0	100.0	4.49	4.31	12.42	0.18	3.53	100.0	100.0	100.0	
Conc. Pb	64.0	6.70	38.57	11.30	100.8	1.68	8.40	57.60	17.55	54.35	
Medios Pb	36.0	3.77	13.30	9.28	37.5	1.84	9.80	11.18	8.04	11.37	
Conc. Zn	43.0	4.50	4.75	20.00	18.5	0.40	3.20	4.76	20.88	6.71	
Medios Zn	156.0	16.36	2.90	7.20	9.2	0.28	4.40	10.55	27.26	12.09	
Relave	656.0	68.69	1.04	1.65	2.8	0.06	1.85	15.91	26.27	15.48	
		* onzas /TC.	Conc. + Medios					68.78	48.18	65.72	

Nota: Elaboración propia.

9. Balance metalúrgico de la Prueba E-10

Figura 38:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-10



Nota: Elaboración propia.

Tabla 46:

Balance metalúrgico de la Prueba E-10

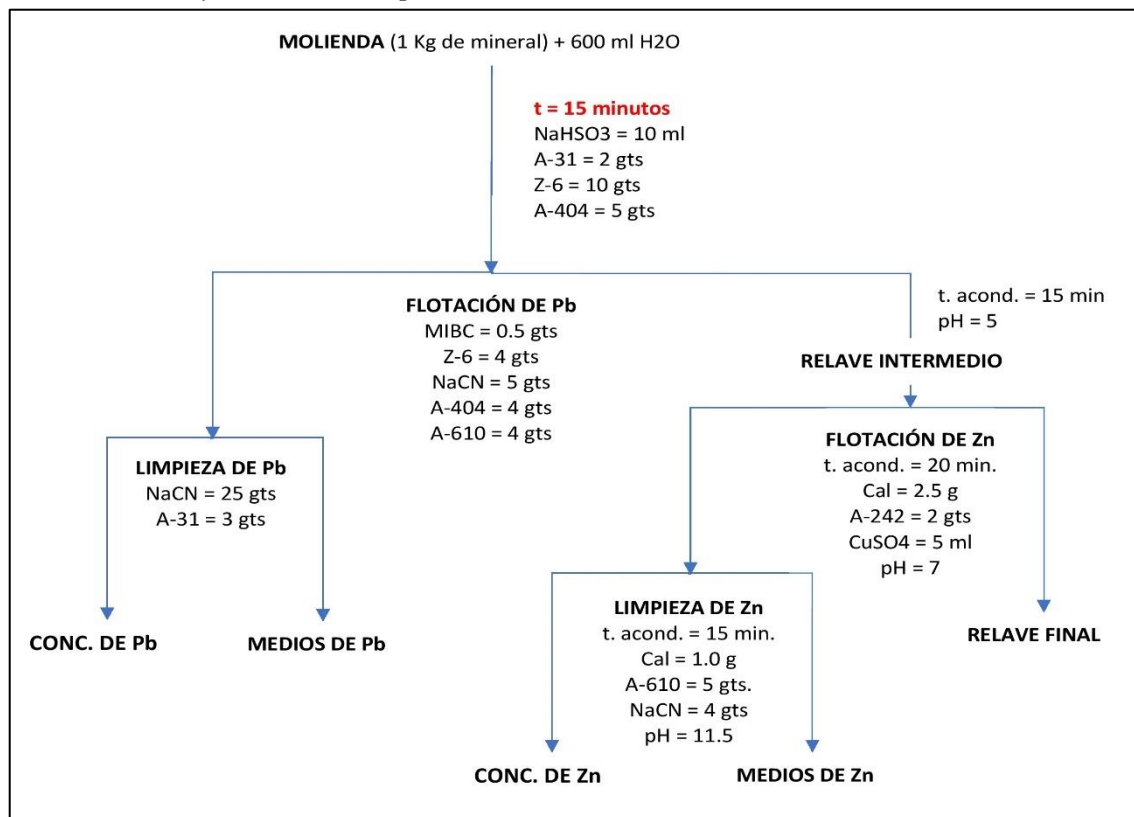
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	993.0	100.0	4.49	4.31	12.42	0.17	3.43	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	100.0	10.07	31.92	16.70	81.0	1.65	8.30	65.92	37.53	68.63
Medios Pb	16.0	1.60	16.15	11.60	48.2	1.64	9.80	5.33	4.18	6.53
Conc. Zn	50.0	5.04	3.70	14.40	10.4	0.40	3.20	3.82	16.18	4.41
Medios Zn	157.0	15.81	3.04	6.60	6.4	0.45	4.20	9.85	23.28	2.51
Relave	670.0	67.47	1.09	1.25	2.1	0.06	1.25	15.08	18.83	11.92
* onzas /TC.			Conc. + Medios					71.25	39.46	75.16

Nota: Elaboración propia.

10. Balance metalúrgico de la Prueba E-11

Figura 39

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-11



Nota: Elaboración propia.

Tabla 47:

Balance metalúrgico de la Prueba E-11

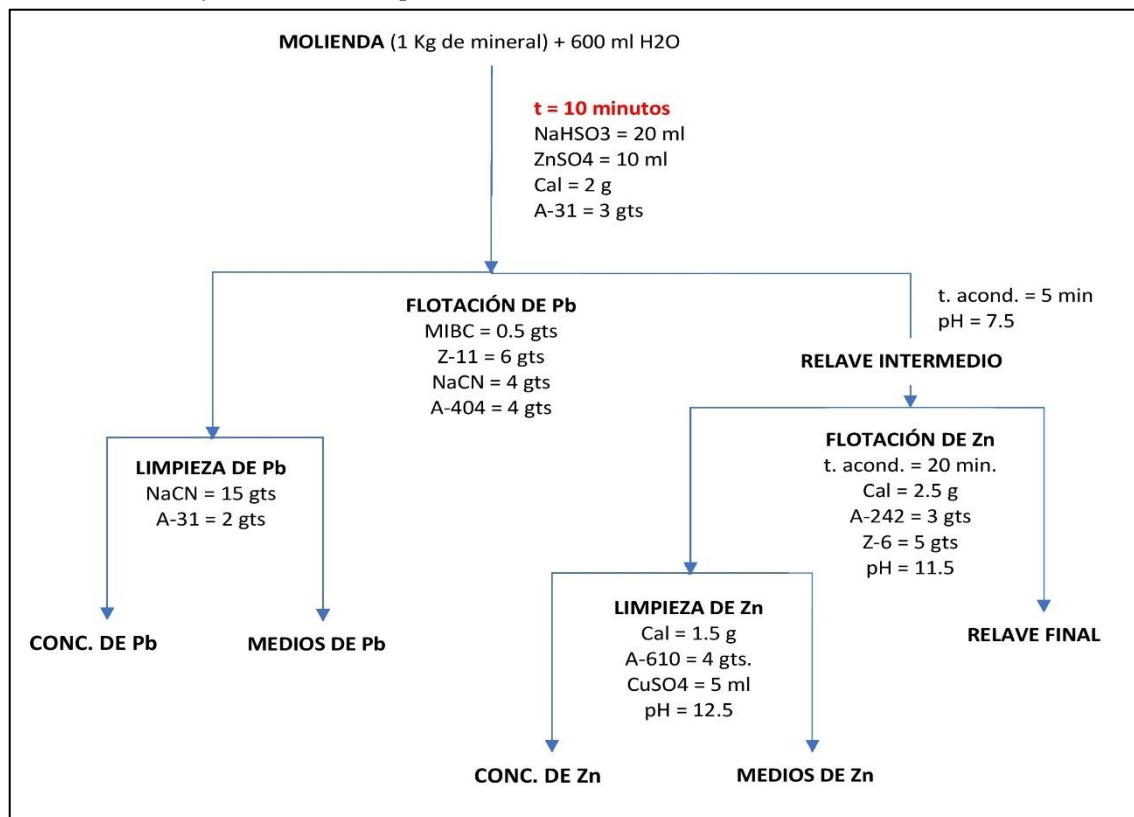
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	%Ag
Cabeza	958.0	100.0	4.67	4.38	12.41	0.19	3.43	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	112.0	11.69	27.17	14.10	71.5	1.71	8.30	67.95	37.60	67.40
Medios Pb	26.0	2.71	12.16	2.60	40.8	1.54	9.80	7.06	1.62	8.93
Conc. Zn	72.0	7.52	2.66	12.40	7.9	0.41	3.20	4.29	21.26	4.79
Medios Zn	158.0	16.49	1.98	6.40	7.1	0.55	4.20	6.99	24.07	9.44
Relave	590.0	61.59	1.04	1.10	1.9	0.03	1.25	13.71	15.45	9.44
* onzas /TC. Conc. + Medios			39.33	18.80	112.30			75.01	45.33	76.33

Nota: Elaboración propia.

11. Balance metalúrgico de la Prueba E-12

Figura 40:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-12



Nota: Elaboración propia.

Tabla 48:

Balance metalúrgico de la Prueba E-12

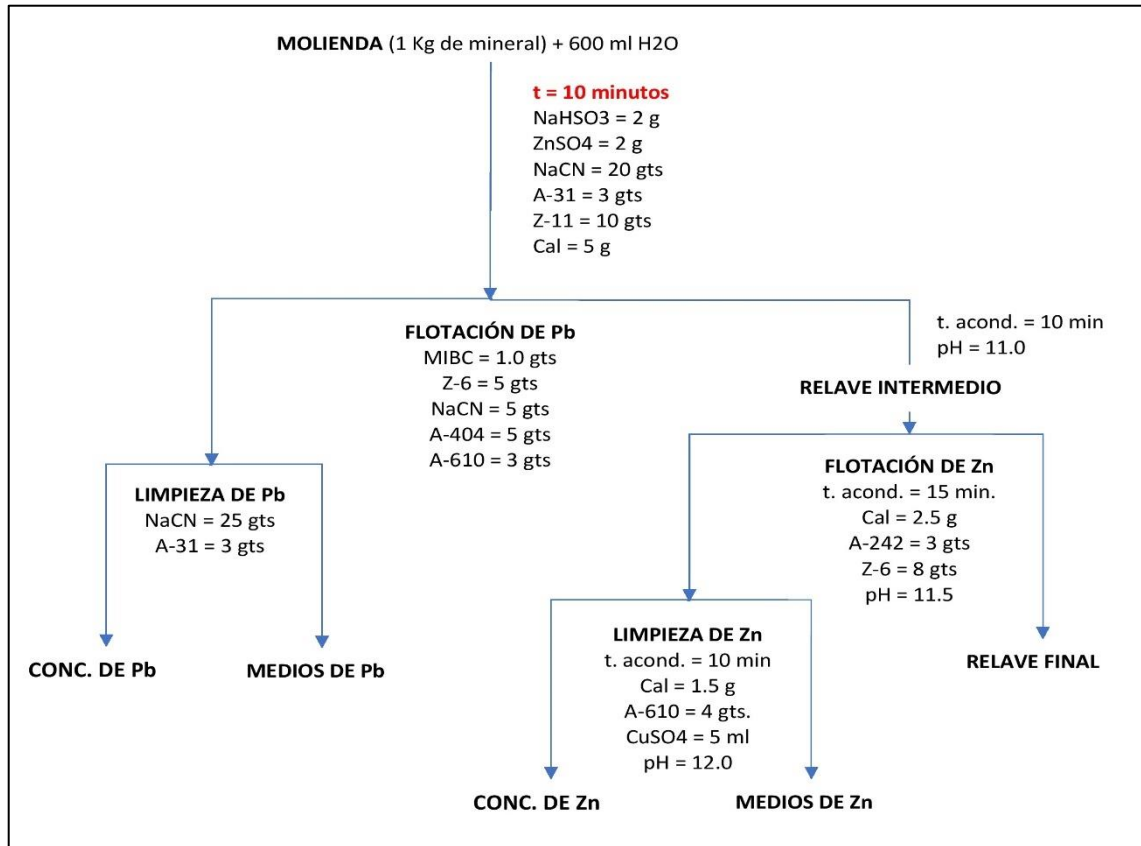
	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	997.0	100.0	4.02	3.52	10.76	0.17	3.23	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	70.0	7.02	34.39	13.20	92.5	1.76	8.70	60.0	26.36	60.36
Medios Pb	47.0	4.71	11.59	8.40	31.0	1.44	9.80	13.58	11.27	13.58
Conc. Zn	50.0	5.02	2.85	16.40	10.5	0.41	3.20	3.56	23.40	4.90
Medios Zn	135.0	13.54	1.90	6.00	6.0	0.65	4.80	6.41	23.11	7.55
Relave	695.0	69.71	0.95	0.80	2.1	0.07	1.45	16.45	15.86	13.61
* onzas /TC. Conc.+ Medios			45.98	22.40	123.50			73.58	46.51	73.94

Nota: Elaboración propia.

12. Balance metalúrgico de la Prueba E-13

Figura 41:

Procedimiento y condiciones operativas de la Prueba E-13



Nota: Elaboración propia.

Tabla 49:

Balance metalúrgico de la Prueba E-13

	Peso	%W	Leyes químicas					Recuperación		
			% Pb	% Zn	Ag*	%Cu	%Fe	%Pb	%Zn	Ag
Cabeza	1096	100.0	3.88	3.83	9.80	0.14	3.23	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb	105.0	9.58	21.47	13.00	62.5	1.36	8.70	52.99	32.50	51.37
Medios Pb	183.0	16.70	5.70	7.80	15.6	1.24	9.80	24.52	33.98	26.59
Conc. Zn	28.0	2.55	1.98	5.40	5.60	0.46	3.20	1.29	3.60	1.46
Medios Zn	120.0	10.95	1.80	3.60	4.10	0.35	4.80	5.08	10.29	4.59
Relave	660.0	60.21	1.04	1.25	2.6	0.07	1.45	16.12	19.63	15.99
* onzas /TC.Conc. + Medios			27.17	9.00	78.10			77.51	13.89	77.96

Nota: Elaboración propia.

ANEXO 4.

FOTOGRAFÍAS



Fotografía 01: Preparación mecánica de mineral.



Fotografía 02: Proceso de molienda de mineral.



Fotografía 03: Preparación de mineral en el molino de Bond.



Fotografía 04: Preparación de reactivo.



Fotografía 05: Proceso de flotación de mineral.



Fotografía 06: Planta Concentradora Pan American Silver Huarón



HDSM_1767

Página 1 de 5
 Actualizado: 05/01/2022
 Versión: 03

Hoja de datos de seguridad

AR – 131**SECCIÓN 1: Identificación del producto y del proveedor**

Nombre del producto	: AR-131
Uso	: Producto para ser aplicado en el proceso de flotación de minerales.
Producido por	: Reactivos Nacionales S.A. (RENASA) Av. Néstor Gambetta N° 6448 Callao – Perú
Teléfonos de emergencia	: 511 277 8000 Extensión 301 232 Móvil: 959 176 401 998 880 572
Correo	: aelera@renasa.com.pe ; ncalomares@renasa.com.pe 116 – Compañía de Bomberos del Perú 105 – Policía Nacional del Perú

SECCIÓN 2: Composición / Ingredientes

Composición	: Ácido Dianiditiofosfórico y ftocarbánilida
Nombre Químico	: O,O-Ditioil fosforoditioato
Familia Química	: Acido dianiditiofosfórico
Número CAS	: 27157-94-4
Número UN	: 1760 (líquido corrosivo n.e.p.)

SECCIÓN 3: Identificación de los riesgos

Clasificación ONU	: Clase 8 Corrosivo
Contacto con la piel	: Causa irritación
Contacto con los ojos	: Puede causar irritación severa en los ojos
Ingestión	: Tóxico

SECCIÓN 4: Medidas de primeros auxilios

Contacto con la piel	: Lavar la zona afectada con agua durante 15 minutos, quitar la ropa contaminada, evitar tocarse los ojos con las manos contaminadas y buscar ayuda médica
Contacto con los ojos	: Lavar con abundante agua corriente durante 15 minutos con los párpados abiertos y buscar ayuda médica. Si se usa lentes de contacto quitárselo durante el lavado
Inhalación	: En caso de malestar tras inhalación de vapor/aerosol respirar aire fresco, buscar ayuda médica
Ingestión	: Prestar ayuda médica inmediata

www.renasa.com.pe contacto@renasa.com.pe

Av. Nestor Gambetta N° 6448 Callao - Lima, Perú

+511 277 8000 Anexo 301 | 302



Hoja de datos de seguridad

AR - 131**SECCION 5: Agentes de extinción | Precaución en caso de incendio**

- Agentes de extinción recomendados : Usar agua pulverizada, polvo químico, espuma resistente a los alcoholes, dióxido de carbono para extinguir fuegos
- Vestimenta de protección especial : Use equipo respiratorio autónomo y traje de protección para combatir incendios
- Información Adicional : Confinar aguas de combate de incendios para evitar que alcance suministros de agua domiciliar o aguas subterráneas
En incendios mayores se puede producir gases de SO_x

SECCION 6: Medidas para controlar derrames o fugas

- Derrames : Absorber derrames pequeños con material absorbente. En derrames grandes bombear el producto y los residuos cubrir con arena o tierra y transferir a un estanque de emergencia
- Medidas de protección para las personas: : Evítese el contacto con los ojos y la piel.
- Medidas de protección al medio ambiente: : Evitar el vertido en el suelo/subsuelo. Evitar el vertido en el alcantarillado, aguas superficiales o subterráneas.
- Método para disposición de residuos : Eliminar el material contaminado según la normativa vigente.

SECCION 7: Manipulación y almacenamiento

- Manipulación : Usar ropa adecuada de acuerdo a la actividad y a los riesgos involucrados
: Mantener alejado de fuentes de ignición.
- Precauciones para el manejo seguro : Buena aireación/ventilación del almacén y zonas de trabajo.
- Condiciones almacenamiento seguro : Guardar en lugar ventilado, y mantener cerrado los envases
No almacenar junto a productos básicos y materiales incompatibles (ver Sección 10)

SECCIÓN 8: Información sobre protección personal (EPP's)

- Protección respiratoria : Usar respirador con filtros para vapores orgánicos
- Protección de la vista : Usar anteojos de seguridad
- Protección de manos y cuerpo : Utilizar guantes de nitrilo o similar, ropa de trabajo habitual para la industria química (pantalones largos y manga larga)

Hoja de datos de seguridad

AR - 131

- Ventilación : Asegúrese de que la ventilación sea adecuada, en especial en áreas confinadas
- Protección para bomberos en caso de incendio : En caso de incendios usar equipo de respiración autónoma y traje de protección personal completo

SECCIÓN 9: Propiedades físicas y químicas

- Materia Activa : 65,0% Mínimo
- Aspecto: : Líquido con olor característico
- Color referencial: : Desde café hasta negro
- Gravedad específica : Aprox. 1.16 kg/litro (20 °C)
- Solubilidad : Parcialmente soluble en agua

SECCIÓN 10: Estabilidad y reactividad

- Estabilidad : El producto es estable si se tienen en consideración las indicaciones sobre el almacenamiento
- Incompatibilidad : Con ácidos inorgánicos, oxidantes fuertes o altas temperaturas
- Descomposición : Se descompone a pH básicos y temperaturas altas

SECCIÓN 11: Información toxicológica

- Peligros para la salud de las personas : No disponible

SECCIÓN 12: Información ecológica

- Peligros para el medio ambiente: : No disponible

SECCIÓN 13: Consideraciones sobre disposición final

Los envases y embalajes contaminados, deben ser trasladados a una planta de tratamiento de residuos industriales, según la normativa vigente.

Hoja de datos de seguridad

AR - 131

SECCIÓN 14: Información sobre transporte

Información reglamentaria	Número UN	Designación oficial de transporte de las Naciones Unidas	Clase de peligro para el transporte	Grupo de embalaje	Etiqueta
DOT	UN 1760	Líquido corrosivo n.e.p.	8	II	Substancias corrosivas
Información adicional	Se requiere permiso para el transporte, con los placards adecuados exhibidos en el vehículo.				
IMO/IMDG	UN 1760	Líquido corrosivo n.e.p.	8	II	Substancias corrosivas
Información adicional	Este material no está catalogado como contaminante marino Fichas de emergencia (FEm) F-A, S-B				
IATA	UN 1760	Líquido corrosivo n.e.p.	8	II	Substancias corrosivas
Información adicional	Este material está PROHIBIDO en aviones de pasajeros y de carga común. Transportar solo en aviones de carga peligrosos autorizados.				
TDG	UN 1760	Líquido corrosivo n.e.p.	8	II	Substancias corrosivas
Información adicional	Guía de respuesta de emergencia (GRE2020) - 154				

SECCIÓN 15: Normas vigentes

D.S. N° 021-2008- MTC - Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos Ley 27181: Ley General de Transporte y Tránsito Terrestre.

Ley 28256: Ley que regula el Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligroso. D.S. N° 033-2001 - Reglamento Nacional de Tránsito y sus modificaciones.

D.L N° 1278, Ley de Gestión Integral de Residuos Sólidos

DS. 014-2017-MINAM, Reglamento del Decreto Legislativo N° 1278

Ley 28611 – Ley General del Ambiente.

D.S. N° 013-98 MTC – Reglamento de Pesos y Medidas y sus modificaciones

D.S. N° 058-2003 – Reglamento Nacional de Vehículos.

R.D. N° 2613-2013 – MTC/15 – Aprueban Formato Hoja Resumen de Seguridad para Transporte de Materiales y Residuos Peligrosos y sus registros

Código IMDG – Código Marítimo Internacional de Mercancías Peligrosas

Elaborado por Organización Marítima Internacional – Edición del 2018, 02 volúmenes

Libro Naranja – Recomendaciones Relativas al Transporte de Mercancías Peligrosas

Reglamentación Modelo - Elaborado por Naciones Unidas - Edición 02 volúmenes

Vigésimosegunda Edición Revisada 2021

www.renasa.com.pe contacto@renasa.com.pe

Av. Nestor Gambetta N° 6448 Callao - Lima, Perú

+511 277 8000 Anexo 301 | 302

