



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

# **Depresión del zinc en un circuito Pb-Cu**

## **INFORME DE ACTIVIDADES PROFESIONALES**

Que para obtener el título de

**Ingeniero de Minas y Metalurgista**

**P R E S E N T A**

Jacqueline Brito Interiano

**ASESORA DE INFORME**

I.Q. Yoloxochitl María Elena Morales Martínez



**Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2022**

*“Let everything happen to you.*

*Beauty and terror.*

*Just keep going.*

*No feeling is final.*

*— Rainer Maria Rilke*

## Agradecimientos

Se agradece a Minera Bismark e Industrias Peñoles por la oportunidad otorgada para realizar este proyecto. Principalmente al personal del departamento de Investigación Metalúrgica (Javier Rojas, Luis López y Leopoldo Avilés) por brindar la facilidad de las instalaciones y el material del laboratorio para realizar la investigación. De igual forma se agradece a los departamentos de Muestreo y Laboratorio Químico por sus servicios realizados para que los resultados de este proyecto fueran entregados en tiempo y forma.

De igual forma se agradece a la Ing. Yoloxochitl María Elena Morales Martínez por su disposición y retroalimentación a lo largo de este trabajo. Y finalmente al Ing. José Enrique Santos Jallath por su apoyo durante mi carrera universitaria que me llevó a culminar con esta investigación.

## Dedicatoria

A mi mamá y mi hermano por haberme acompañado estos 26 años para que yo pudiera llegar hasta este momento. Los amo.

## Contenido

Agradecimientos.....	3
Dedicatoria .....	4
Índice de Figuras.....	6
Índice de Tablas.....	7
Resumen.....	8
Abstract .....	9
1) Introducción.....	10
2) Objetivos .....	11
3) Planteamiento del problema.....	11
4) Marco teórico .....	12
5) Generalidades.....	14
5.1) Antecedentes históricos.....	14
5.2) Localización .....	14
5.3) Geología .....	15
5.4) Mineralogía .....	15
5.5) Explotación .....	15
5.6) Beneficio .....	15
5.6.1) Trituración.....	15
5.6.2) Molienda .....	16
5.6.3) Flotación Pb-Cu .....	18
5.6.4) Flotación de Zn .....	21
5.7) Antecedentes operacionales.....	23
5.7.1) Granulometría .....	23
5.7.2) Tiempos de molienda.....	29
6) Método experimental.....	32
6.1) Procedimiento .....	32
6.2) Proveedor 1 .....	38
6.3) Proveedor 2 .....	41
6.4) ZnSO <sub>4</sub> .....	43
7) Resultados .....	45

7.1) Proveedor 1 .....	45
7.2) Proveedor 2 .....	53
7.3) ZnSO <sub>4</sub> .....	59
8) Conclusiones.....	65
9) Recomendaciones .....	66
Referencias .....	67

## Índice de Figuras

Figura 1. Localización de Minera Bismark (Google Earth Pro 2020).....	14
Figura 2. Circuito de trituración. ....	16
Figura 3. Circuito de molienda.....	17
Figura 4. Circuito de flotación Pb-Cu.....	20
Figura 5. Circuito de flotación de Zn.....	22
Figura 6. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Cabeza, mes de Agosto y Septiembre.....	24
Figura 7. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Colas, mes de Agosto y Septiembre.....	25
Figura 8. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Concentrado final de Zn, mes de Agosto y Septiembre. ....	26
Figura 9. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Concentrado final de Cu, mes de Agosto y Septiembre. ....	27
Figura 10. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Concentrado final de Pb, mes de Agosto y Septiembre. ....	28
Figura 11. Recuperación en Primario Pb-Cu pruebas 1-6.....	29
Figura 12. Grado en Primario Pb-Cu pruebas 1-6.....	30
Figura 13. Recuperación en Agotativo Pb-Cu pruebas 2, 4 y 6.....	30
Figura 14. Grado en Agotativo Pb-Cu pruebas 2, 4 y 6.....	31
Figura 15. Molino del laboratorio Investigación Metalúrgica de Minera Bismark...	32
Figura 16. Balanza Marcy.....	33
Figura 17. Mecanismo de celda de flotación Denver.....	34
Figura 18. Celdas de flotación 1 y 5 L. ....	34
Figura 19. Micropipetas.....	37
Figura 20. Grado-Recuperación Pb pruebas 7-15.....	47
Figura 21. Grado-Recuperación Cu pruebas 7-15. ....	48
Figura 22. Grado-Recuperación Zn pruebas 7-15.....	49
Figura 23. Cinética de flotación de grado de Zn pruebas 7-15.....	51
Figura 24. Cinética de flotación de recuperación de Zn pruebas 7-15.....	52

Figura 25. Grado en Primarios pruebas 16-22. ....	55
Figura 26. Recuperación en Primarios pruebas 16-22. ....	56
Figura 27. Grado en Agotativos pruebas 16-22. ....	57
Figura 28. Recuperación en Agotativos pruebas 16-22. ....	58
Figura 29. Grado-Recuperación en Zn pruebas 23-26. ....	61
Figura 30. Grado-Recuperación en Zn pruebas 27-30. ....	62
Figura 31. Cinética de flotación de grado de Zn pruebas 23-30. ....	63
Figura 32. Cinéticas de flotación de recuperación de Zn pruebas 23-30. ....	63

## Índice de Tablas

Tabla 1. Reactivos utilizados en circuito Pb-Cu. ....	18
Tabla 2. Reactivos utilizados en circuito de Zn ....	21
Tabla 3. Equivalencia entre malla y micras. ....	24
Tabla 4. K80 de pruebas 95-100. ....	31
Tabla 5. Condiciones de pruebas estándar exploratorias. ....	35
Tabla 6. Condiciones de pruebas estándar cinéticas. ....	36
Tabla 7. Condiciones de pruebas 7-15. ....	39
Tabla 8. Cabeza de pruebas 7-15. ....	39
Tabla 9. Condiciones de pruebas 16-22. ....	42
Tabla 10. Cabeza de pruebas 16-22. ....	42
Tabla 11. Condiciones de pruebas 23-30. ....	44
Tabla 12. Cabezas de pruebas 30-45. ....	44
Tabla 13. Resultados de pruebas 7-15. ....	46
Tabla 14. Resultados de pruebas 16-22. ....	54
Tabla 15. Resultados de pruebas 23-30. ....	60

## Resumen

Uno de los principales objetivos en las operaciones metalúrgicas es obtener un concentrado de alta ley y reducir la mayor cantidad de impurezas o minerales no deseados dentro del producto final, debido a que la venta de dicho concentrado puede implicar penalizaciones monetarias, dando lugar a una reducción en las ganancias. Por lo que el uso de reactivos y equipos empleados deben adecuarse a la mena

En el caso de Minera Bismark SA de CV los elementos traza o impurezas del mineral han sido controlados de manera exitosa en la operación. Sin embargo, se presenta una contaminación de los concentrados de plomo y de cobre debida a la activación del zinc contenido en la mena. Esto afecta la calidad de los tres concentrados (plomo, cobre y zinc), pues la recuperación del zinc en su propio circuito también se ve disminuida.

El uso de cianuro para la depresión de la pirita puede conducir a la activación “inadvertida” de la esfalerita presente a través de la lixiviación de los iones de cobre procedentes de la calcopirita de la mena **(1)**. Por esta razón, en la experimentación desarrollada se trabajó con distintos reactivos como colectores, espumantes y depresores con el objetivo de disminuir la concentración de zinc en la flotación de Pb-Cu.

Para desarrollar la experimentación, se realizaron pruebas de flotación cinéticas y exploratorias con reactivos estándar utilizados en la operación, entre ellos el complejo de cianuro de sodio y sulfato de zinc. Las mismas pruebas se realizaron sustituyendo alguno de los reactivos previamente utilizados. Los concentrados obtenidos fueron analizados en las distintas etapas de la flotación realizadas y se compararon los resultados para determinar las mejoras en la calidad de los productos.

El análisis de las pruebas, para este mineral y con las variables estudiadas, arrojó que la eliminación del cianuro en el proceso no disminuye la presencia de zinc en los concentrados de plomo y cobre.



## Abstract

One of the main objectives in metallurgical operations is to obtain grades and recoveries that allow the production of a concentrate of the best possible quality with the use of reagents and equipment that are suitable for the ore. At the same time, it seeks to reduce the number of impurities or unwanted minerals within the final product, since the sale of said concentrate may amount to monetary penalties, leading to a reduction in profits.

In Minera Bismark SA de CV, the trace elements or impurities from the ore have been successfully controlled during operation. However, the contamination of the concentrate in the Pb-Cu flotation circuit is provoked by the activation of the ore's zinc. This affects the three concentrates' quality, since the recovery of zinc in its circuit is also diminished.

The use of cyanide as a depressant for pyrite can lead to the "inadvertent" activation of the present sphalerite through the leaching of copper ions from the ore's chalcopyrite **(1)**. For this reason, in the experiments, we worked with multiple reagents such as collectors, frothers, and depressants to reduce the grade and recovery of zinc in the Pb-Cu flotation.

To develop the experiments, kinetic and exploratory flotation tests of the standard operation reagents were performed, i.e., sodium cyanide and zinc sulfate complex. The same tests were performed substituting any of the previously used reagents. The concentrates obtained were analyzed in the different stages of the flotations carried out. The results were compared to determine if there were any improvements in the quality of the products.

The analysis of the tests showed that the elimination of the cyanide in the process does not reduce the presence of zinc in lead and copper concentrates.

## 1) Introducción

La minería es una actividad primaria fundamental en la sociedad actual para obtener los múltiples objetos que simplifican nuestras actividades, sin embargo, posterior al minado es sumamente necesario que los minerales explotados sufran transformaciones fisicoquímicas y así poder hacer uso de ellos, pues no todo lo explotado tiene un valor económico o nos es útil. Es aquí cuando la metalurgia extractiva hace presencia, es el primer paso para la obtención del mineral.

La flotación como la conocemos hoy en día se desarrolló hace más de cien años en Australia por los hermanos Bessel en 1887 **(2)**. En 1925 ya existían celdas de flotación eficientes con subaireación las cuales hacían uso de reactivos para activar y deprimir minerales. En 1950, la producción de minerales a través de la flotación se incrementó considerablemente, debido a las altas demandas de estos que trajeron consigo las guerras. Se puso interés en el desarrollo de mejores reactivos, nuevas tecnologías en celdas y el control operativo de los circuitos. Finalmente, en 1975 ya se contaba con métodos en los circuitos para realizar el análisis de los grados metalúrgicos dentro de las operaciones.

Con el desarrollo de las tecnologías se encontraron cada vez mejores y más eficientes maneras de concentración de minerales. Actualmente la flotación es una de las técnicas más utilizadas en la separación de sulfuros, debido a las altas recuperaciones y la calidad de los productos obtenidos cuando se realiza con los reactivos y factores adecuados.

En minera Bismark la mena consiste en galena, esfalerita, calcopirita y en algunos casos marmatita. En el circuito de flotación plomo-cobre, es posible que se presente la activación anticipada del zinc contaminando ambos concentrados y afectando las recuperaciones de zinc en su propio circuito.

## 2) Objetivos

- Obtener una mejor calidad de concentrados de plomo y cobre a partir de una adecuada depresión del zinc en el circuito Pb-Cu.
- Disminuir la concentración de zinc en los concentrados de plomo y cobre.
- Mejorar los contenidos de zinc dentro del concentrado de zinc.
- Disminuir o eliminar el consumo de cianuro de sodio en la operación con el fin de contribuir a una mayor seguridad para los trabajadores y el medio ambiente.

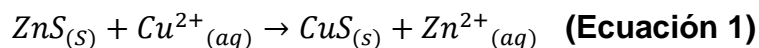
## 3) Planteamiento del problema

En el proceso de flotación de menas polimetálicas Pb-Cu-Zn usualmente se inicia con una flotación bulk de Pb-Cu y se deprime el mineral el zinc. En el caso estudiado, anteriormente, se contaba con un reactivo diseñado específicamente para las necesidades del mineral, sin embargo, al no contar con la materia prima para continuar elaborando dicho reactivo se tuvo que optar por otros proveedores y reactivos para realizar este proceso. Al ocurrir dicho cambio, por observación de los resultados obtenidos de análisis metalúrgicos se determinó que existía un incremento en la concentración de zinc dentro del circuito Pb-Cu, lo que llevó al estudio de una de las posibles causantes de este problema que podría ser la activación inadvertida del zinc por medio de iones de  $\text{Cu}^{2+}$  derivado del uso de NaCN como depresor.

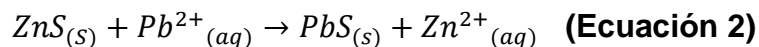
#### 4) Marco teórico

La “activación” de la esfalerita a través de los iones de cobre , involucrando la adsorción de las especies de cobre de una solución hacia la superficie de un mineral para que un colector hidrofóbico se adhiera a ella, es un paso importante en la flotación y separación de los minerales de una mena **(1)**, sin embargo, la flotación de menas polimetálicas es un proceso sumamente complejo donde es altamente probable que ocurra la activación “inadvertida” de minerales indeseados. En el caso de la esfalerita, esta no presenta hidrofobicidad cuando se pone en contacto con colectores de tipo xantato de cadenas alquílicas cortas, debido a esto se hace necesaria su activación con sulfato de cobre, el cual sí tiene afinidad con estos colectores. Este tipo de activación se realiza de manera deliberada cuando llega el momento de realizar su flotación dentro del proceso, no obstante, al contar con una mena polimetálica se corre el riesgo de que la esfalerita se vea activada no intencionalmente por los iones libres de cobre, plomo, plata, entre otros presentes en la pulpa.

La activación de la esfalerita con sulfato de cobre se da un intercambio iónico de la siguiente manera **(3) (Ecuación 1)**:



De igual forma, el pH es una variable importante ya que la hidrofobicidad de la esfalerita aumenta cuando se llega a un pH básico (pH 9) y posteriormente vuelve a decrecer. En cambio, en el medio ácido se puede dar el intercambio de iones con el Pb de la siguiente forma **(3) (Ecuación 2)**:



Otro aspecto por considerar es el tipo de depresor utilizado, pues convencionalmente en menas de zinc y pirita se utiliza cianuro en compañía de sulfato de zinc, coloquialmente conocido como mixtura, éste generalmente se adiciona en la etapa de molienda y de ser necesario en la etapa de limpia durante la flotación. Igualmente, se ha incrementado el uso del sulfito o bisulfito de sodio

como depresor en conjunto con la mixtura e incluso, en algunos casos este es el único depresor utilizado. Pese a esto, se ha estudiado por más de 50 años **(4)** que el uso de cianuro en este tipo de menas puede incrementar la activación inadvertida de la esfalerita. Investigaciones más recientes **(3)** han encontrado que esta activación inadvertida en menas polimetálicas puede ser producto de la lixiviación de la calcopirita al estar en contacto con el cianuro, generando inicialmente iones de cuprocianuro de la siguiente forma **(3) (Ecuación 3)**:

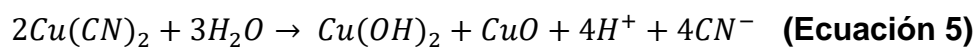


Debido a que el Cu se encuentra en un estado de oxidación (I) no existirá un intercambio iónico con el zinc y por lo tanto no se presentará la activación de la esfalerita, en cambio, si se aumenta el potencial de la pulpa mediante aireación, el cuprocianuro se oxidará y formará cianuro cúprico de la siguiente manera **(3) (Ecuación 4)**:



Teniendo así el cobre en su estado de oxidación (II) y ello facilitará el intercambio iónico con el zinc.

Partiendo de la reacción **4** al tener la hidrólisis del cianuro cúprico se da lo siguiente **(3) (Ecuación 5)**:



Generando así óxidos e hidróxidos de cobre, explicando que a un pH alcalino se promueve la activación de la esfalerita pues los iones  $OH^-$  consumen los iones  $H^+$  y el equilibrio se desplaza hacia la derecha.

## 5) Generalidades

### 5.1) Antecedentes históricos

El yacimiento Bismarck fue descubierto en 1880 gracias a las manifestaciones de sulfuros en la falda de los cerros Bismarck. Entre los años 1981 y 1984 la compañía minera Cuicuilco realizó trabajos de exploración mediante la perforación de 94 barrenos a diamante y se localizaron dos cuerpos asociados a skarn con 12.8 millones de recursos cuantificados con ley media de 52 g/T de Ag, 0.6% de Pb, 0.4% de Cu y 11% de Zn.

En 1984 la concesión fue adquirida por la empresa Peñoles que continuó la exploración hasta 1992 cuando se inician las operaciones con una reserva mineral de 8.2 millones de toneladas con leyes de 8.24% de Zn y 0.32% de Cu.

### 5.2) Localización

Minera Bismark (**Figura 1**) se localiza a 120 Km al Suroeste de Ciudad Juárez, al norte del municipio de Ascensión, Chihuahua con coordenadas  $31^{\circ}13'44''N$   $107^{\circ}34'45''O$  y altura de 1260 msnm.



**Figura 1. Localización de Minera Bismark (Google Earth Pro 2020).**

### 5.3) Geología

Se trata de un yacimiento tipo skarn cálcico, donde las estructuras mineralizadas son de tipo manto, veta falla y cuerpos de sílice los cuales fueron formados debido al contacto entre un cuerpo intrusivo cuarzomonzonítico que junto con soluciones de tipo metasomático, afectaron la arenisca, lutita y caliza de la formación Cuchillo, dando lugar así a su transformación a cuarcita, hornfels y mármol o skarn.

### 5.4) Mineralogía

La mineralogía consiste en sulfuros de plomo, cobre, zinc y hierro. Las menas son galena, esfalerita y calcopirita con minerales accesorios como marcasita, bornita y arsenopirita; con una ganga de granate, piritita, epidota, clorita y calcita.

### 5.5) Explotación

La mina está formada por las áreas denominadas Bismark, Bismark V, San Francisco y Torrecillas. A través de tumba sobre relleno seco se explotan 2,500 toneladas diarias de mineral con jumbos electrohidráulicos para la barrenación y scooptrams para el cargado. El mineral es llevado a superficie por medio de manto con un equipo de dos skips con capacidad de 10 toneladas cada uno.

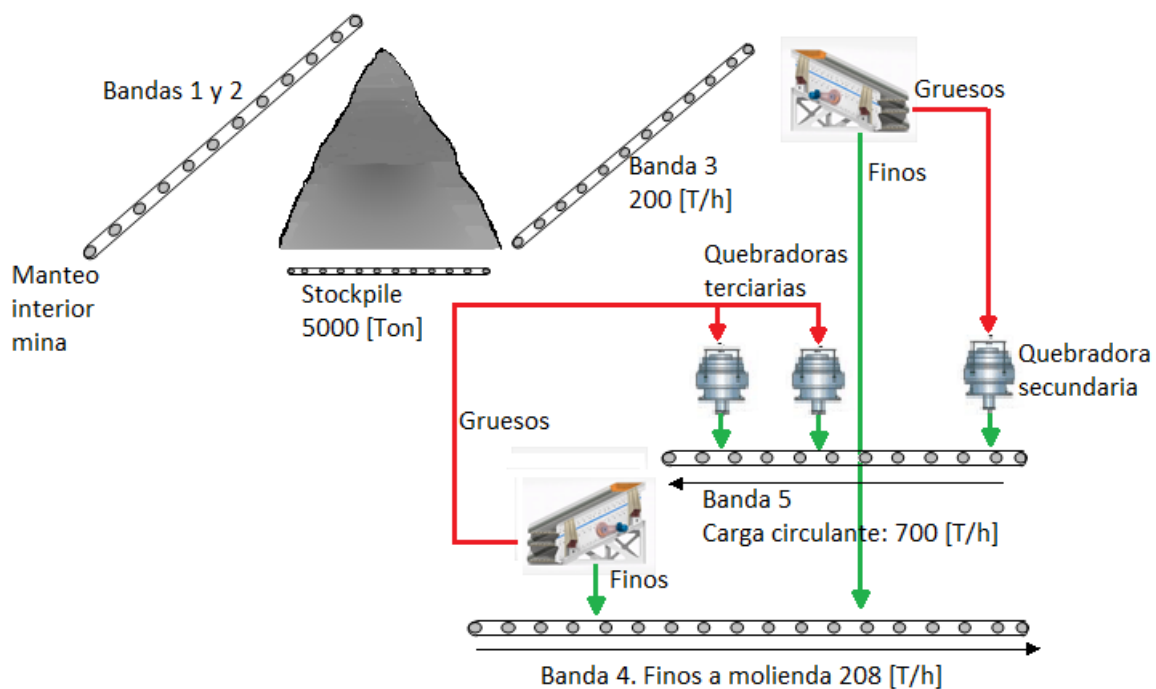
### 5.6) Beneficio

El producto una vez salido de mina es procesado en la planta de beneficio, cuenta con una capacidad instalada para procesar 2,500 toneladas al día con un presupuesto de 32g/T de Ag, 0.42% de Pb, 0.26% de Cu y 4.52% de Zn, se obtienen tres tipos de concentrado: 19 T/día de Pb, 13 T/día de Cu y 201 T/día de Zn con recuperaciones de 57% de Pb, 49% de Cu y 93% de Zn y leyes de 31% de Pb, 25% de Cu y 52% de Zn.

#### 5.6.1) Trituración.

El proceso productivo inicia con el área de trituración (**Figura 2**), una vez manto el mineral es llevado a través de las bandas 1 y 2 al stockpile (pila de almacenamiento) con capacidad de hasta 5000 toneladas. El mineral depositado aquí es llevado por la banda 3 a la primera clasificación en una criba de dos camas, la cama superior tiene una apertura de 1" y la cama inferior de 3/8", los finos son

llevados directamente a la banda 4 hacia el área de molienda a través de las bandas 8 y 9, mientras los gruesos se dirigen a la quebradora de cono secundaria para quebrar a un tamaño menor a 1" y proceder a la banda 5, la cual lleva el mineral a una segunda clasificación en las cribas 2 y 3 con una cama superior de 3/4" y la cama inferior de 3/8". Los finos clasificados una vez más se dirigen hacia el área de molienda y los gruesos se llevan a las quebradoras terciarias que quiebran a un tamaño menor a 3/8" y recirculan el material quebrado a la banda 5 y así ser nuevamente clasificado.



**Figura 2. Circuito de trituración.**

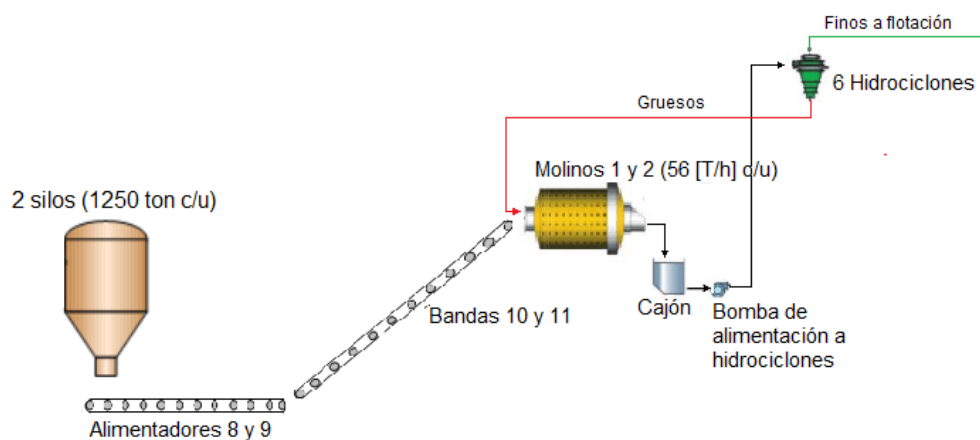
### 5.6.2) Molienda

El material fino proveniente de la trituración inicia el proceso de molienda (**Figura 3**) cuando es depositado en los silos de almacenamiento con capacidad de 1250 toneladas cada uno y es llevado hacia las bandas 10 y 11 mediante los alimentadores 8 y 9 respectivamente, para ser introducido a cada uno de los molinos Allis Chalmer con dimensiones de 11.5 ft de diámetro por 14 ft de longitud que



procesan 56 T/h. El mineral una vez molido es bombeado hacia el área de hidrociclones (3 hidrociclones para cada molino) los cuales separan los finos de los gruesos, los finos salen por el sobre flujo y se dirigen hacia el proceso de flotación mientras los gruesos del bajo flujo son recirculados hacia los molinos.

En esta etapa se inicia con la adición de reactivos para el proceso de flotación pues se agrega el complejo de  $\text{NaCN}$  y  $\text{ZnSO}_4$ , iniciando con la depresión del zinc.



**Figura 3. Circuito de molienda.**

### 5.6.3) Flotación Pb-Cu

El proceso de flotación inicia cuando los hidrociclones alimentan el circuito Pb-Cu (**Figura 4**), en primera instancia, se realiza una flotación bulk del Pb-Cu y se deprime el Zn, posteriormente se efectúa una flotación selectiva para obtener concentrados de Pb y Cu.

Los reactivos adicionados en este circuito son los siguientes (**Tabla 1**):

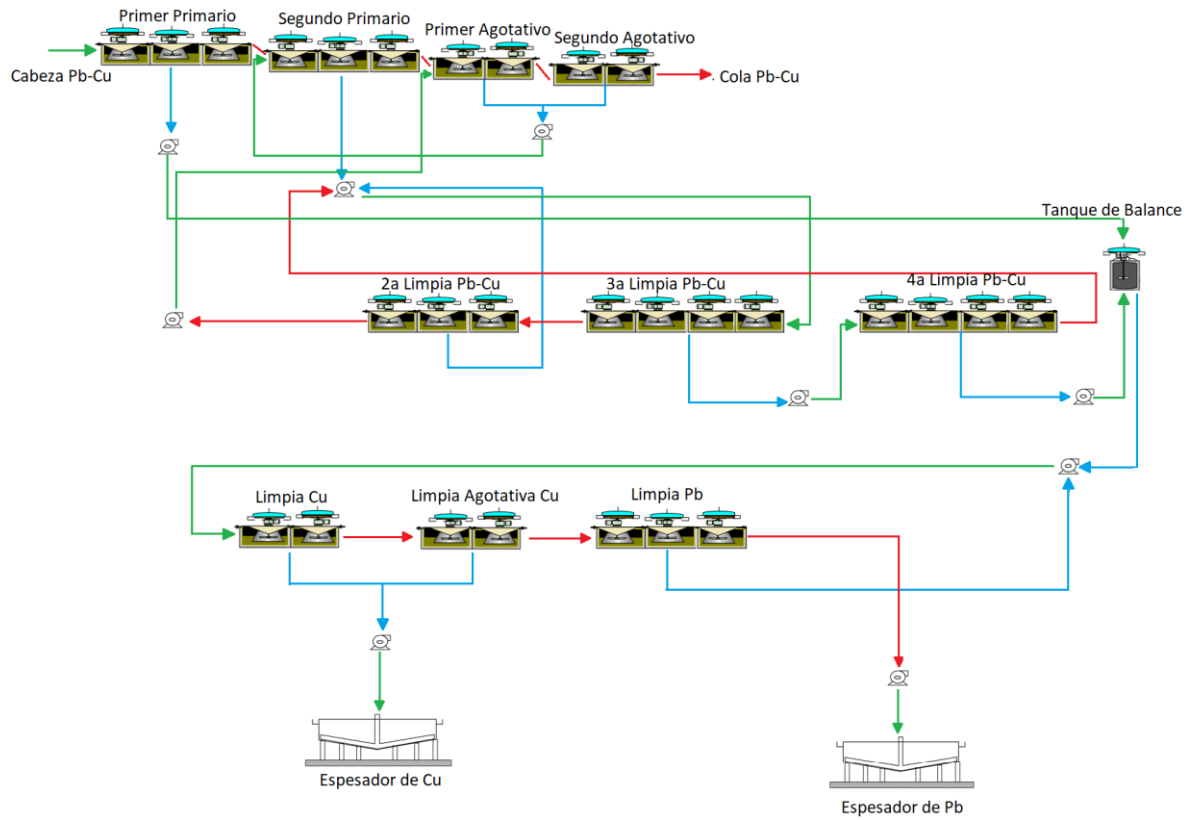
**Tabla 1. Reactivos utilizados en circuito Pb-Cu.**

	Reactivo	Puntos de adición	Función
Adición de reactivos en circuito Plomo-Cobre	Mezcla (ZnSO <sub>4</sub> +NaCN)	Molino 1	Depresor de zinc en el circuito Pb-Cu.
		Molino 2	
		3a Limpia	
		4a Limpia	
	Aerophina	1er Primario	Promueve la flotación de Pb.
		2do Primario	
	Aeropromotor (AP)	Primario de Cu	Colector de Cu.
		1er Agotativo	
	Espumante	1er Primario	Disminuye la tensión superficial y aumenta la duración de las burbujas.
		2do Agotativo	
		4a Limpia	
	Almidón cáustico	Salida de tanque de balance.	Promueve la flotación de Cu en la separación Pb-Cu deprimiendo al Pb.
	Bisulfito de amonio	Tanque de Balance	Regulador de pH en la separación Pb-Cu.
Metabisulfito de sodio	Acondicionador Pb-Cu	Modificador de pH en el circuito Pb-Cu, controla la activación de Zn y sulfura el mineral parcialmente oxidado.	

El proceso comienza con tres celdas en el primer primario, aquí se adiciona la aerophina, el aeropromotor y el espumante. Lo que flota procede al tanque de balance, donde se acondiciona la pulpa para la etapa de separación, y lo deprimido procede al segundo primario donde nuevamente se adiciona la aerophina. El producto flotado se dirige hacia la 3ª limpia y lo deprimido continúa hacia el primer agotativo, donde se agrega el aeropromotor para regresar lo que flote a la etapa del segundo primario y lo que no proceda hacia el segundo agotativo. Aquí únicamente se agrega espumante para retornar lo flotado al segundo primario y lo que no irá como cola a la etapa de flotación de zinc.

En la etapa de limpias la alimentación proviene del segundo primario hacia la 3ª limpia, nuevamente se adiciona mixtura donde lo flotado se bombea hacia la cuarta limpia, se agrega por última ocasión mixtura y lo que flota de esta etapa se dirige hacia el tanque de balance y lo que no ha flotado regresa a la bomba con dirección hacia la 3ª limpia y lo depresado en esta se lleva hacia la 2ª limpia. En este conjunto de celdas lo flotado regresa a la 3ª limpia y lo deprimido se bombea nuevamente hacia el primer agotativo.

Por otra parte, en el tanque de balance se agrega el bisulfito de amonio y a la salida de este se adiciona el almidón cáustico. La pulpa se dirige hacia el proceso de separación, el cual inicia en la limpia de cobre, lo que no flota se dirige a la limpia agotativa de cobre y lo flotado en estas dos etapas se bombea hacia el tanque espesador de cobre, por su parte, lo no flotado en la limpia agotativa se manda a la limpia de plomo pues lo deprimido en esta etapa corresponde al concentrado de plomo y se lleva a su respectivo espesador. Finalmente, lo que ha flotado se retorna hacia la limpia de cobre. Cabe mencionar que para poder llevar a cabo esta separación la relación entre los grados de Pb y Cu debe de ser 2:1, de lo contrario únicamente se obtiene concentrado del mineral con mayor grado.



**Figura 4. Circuito de flotación Pb-Cu.**

#### 5.6.4) Flotación de Zn

La cabeza de flotación para esta etapa proviene de las colas de la flotación de Pb-Cu como podemos observar en la **Figura 5**. El proceso inicia en el tanque acondicionador donde se adicionan los reactivos indicados en la **Tabla 2**:

**Tabla 2. Reactivos utilizados en circuito de Zn**

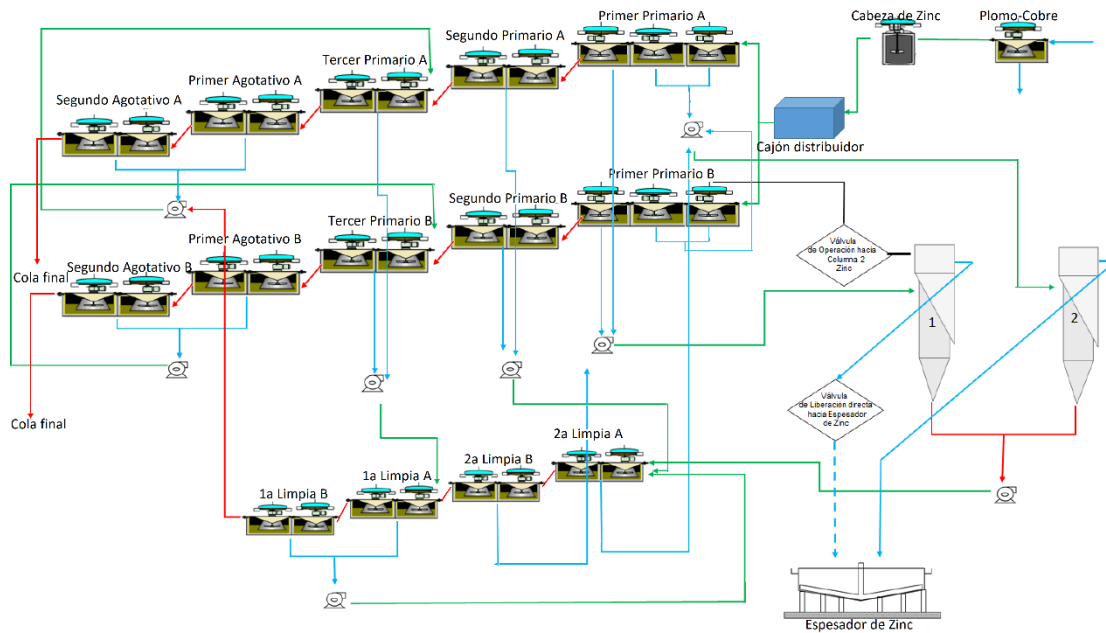
	Reactivo	Puntos de adición	Función
Adición de reactivos en circuito de Zinc	Xantato	Acondicionador Zn	Colector de Zn.
		3er primario A	
		3er primario B	
	CuSO <sub>4</sub>	Acondicionador Zn	Activador de Zn.
	Cal	Acondicionador Zn	Regulador de pH.
		2da Limpia	
Espumante	Acondicionador Zn	Disminuye la tensión superficial y aumenta la duración de las burbujas.	

Una vez acondicionada la pulpa procede a un cajón distribuidor pues se cuenta con dos líneas de flotación exactamente iguales.

Se inicia por la etapa del primer primario con tres celdas, lo que flota en las primeras dos se bombea directamente a la limpia en la segunda flotación en columna, lo que se deprime se dirige al segundo primario. Mientras que lo que ha flotado en la tercera celda, se dirige hacia la primera columna y lo que no flota, igualmente procede al segundo primario. En este conjunto de celdas los concentrados son enviados hacia la segunda limpia A y lo que se deprime se lleva al tercer primario. Aquí lo flotado es bombeado a la primera limpia A y el resto se dirige a los agotativos, donde lo que flota retorna al tercer primario y lo que no, se dirige hacia el espesador de colas y finalmente a la presa de jales.

En cuanto a la etapa de limpieas, lo flotado en la segunda limpia A y B se dirige hacia las columnas 2 y 1 respectivamente y lo no flotado continúa hacia la segunda limpia B, en el caso de la segunda limpia A, y a la primera limpia en el caso de la segunda limpia B. Aquí producto regresa a la segunda limpia A y el resto se bombea hasta el tercer primario de la línea A.

Finalmente, en las columnas lo flotado procede al tanque espesador mientras que las colas de esta etapa regresan a la segunda limpia A.



**Figura 5. Circuito de flotación de Zn.**

## 5.7) Antecedentes operacionales

### 5.7.1) Granulometría

Con el objeto de determinar si existe una relación entre el tamaño de partícula y los grados de mineral del proceso se llevó a cabo un análisis de datos de las distribuciones granulométricas valoradas en cabeza, concentrados y colas.

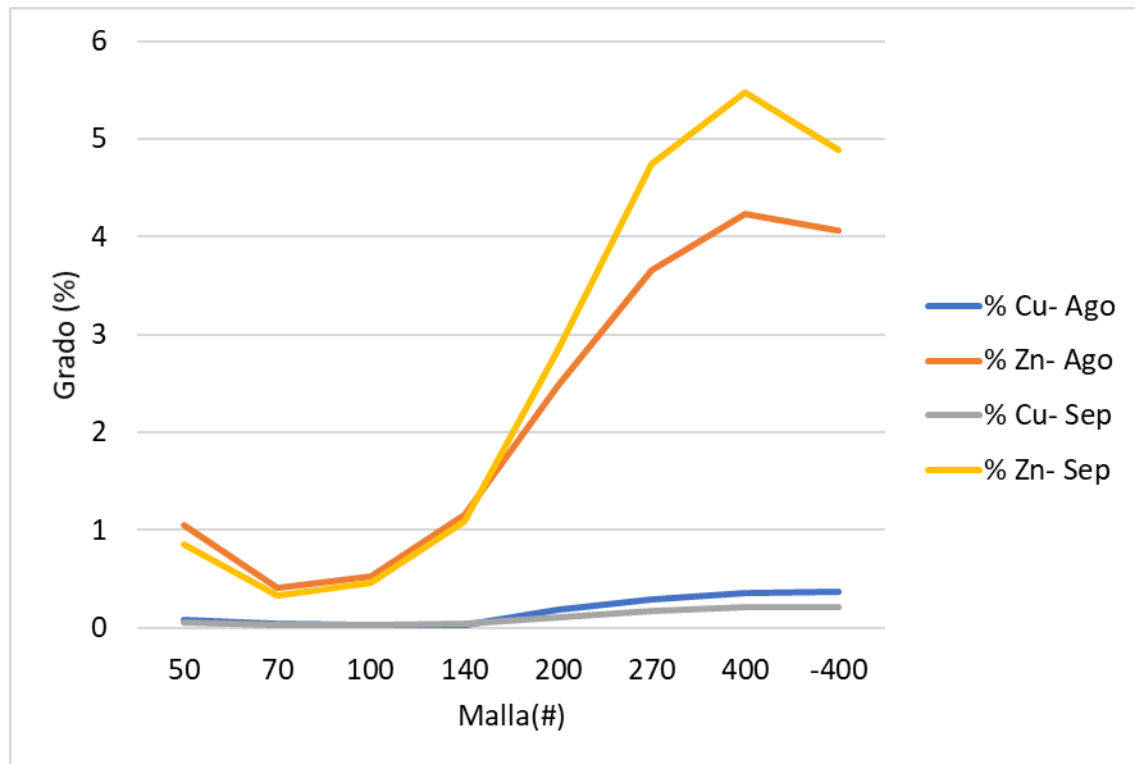
En la gráfica de cabeza (**Figura 6**) se comparan las leyes de entrada al circuito de flotación tanto de cobre como de zinc de los meses de agosto y septiembre. La curva del zinc en ambos casos inicia con un ligero descenso en los valores de grado localizados en las mallas #70 y #100 (ver **Tabla 3** para equivalencia en micras), posterior a esto la tendencia es creciente y se estabiliza por arriba del 4% de grado en el caso de la curva de agosto, en el caso de la curva de septiembre se ve nuevamente un descenso, sin embargo, este se ubica aún por encima del 4%. Al comparar ambas curvas se puede apreciar la existencia de un aumento de más del 1% en la cabeza de zinc en el mes de septiembre, mes en el que se tuvo una alta activación de este en el circuito Pb-Cu.

En el caso de la curva de cabeza de cobre, en tamaños de partícula menores a 150 mallas se observa un comportamiento asintótico con leyes promedio de 0.2% de Cu y empieza a tener un comportamiento creciente hasta la malla #200 que es donde ocurre la liberación total del mineral. Y al comparar ambas curvas, en el mes de septiembre se tuvo menor grado.

Dado este análisis al verse aumentado el grado de zinc y disminuido el grado de cobre esta podría ser una de las razones por las que se observó mayor activación de zinc dentro del circuito plomo-cobre.

**Tabla 3. Equivalencia entre malla y micras.**

Malla (#)	micras ( $\mu\text{m}$ )
50	300
70	212
100	150
140	106
200	75
270	53
400	38
500	25
635	20



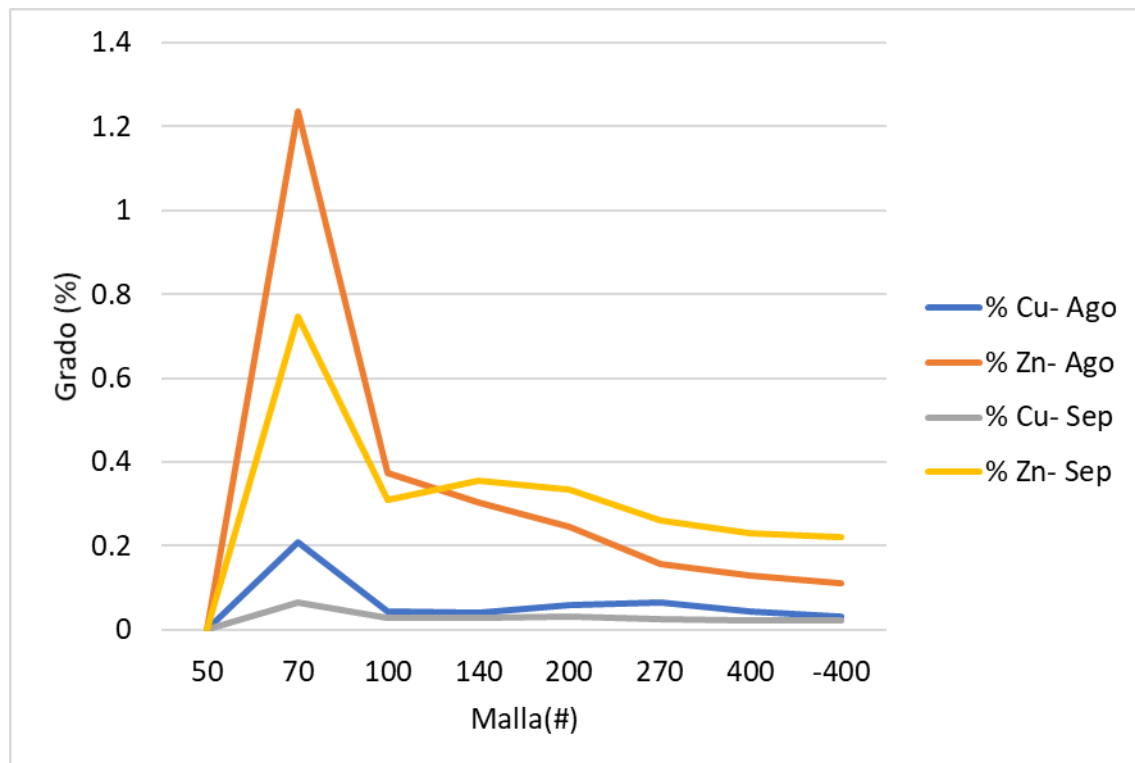
**Figura 6. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Cabeza, mes de Agosto y Septiembre.**

Un comportamiento opuesto al anterior sucede con la gráfica de la **Figura 7** pues en las mallas donde la partícula se considera como liberada, los grados se ven altamente reducidos, sin embargo, en la malla #70 en ambos meses se observa un



pico en ambas colas lo que podría indicar que se tiene un alto contenido de mineral no liberado y en partículas gruesas por lo que no flotan dentro del proceso y gran parte proceden a las colas finales.

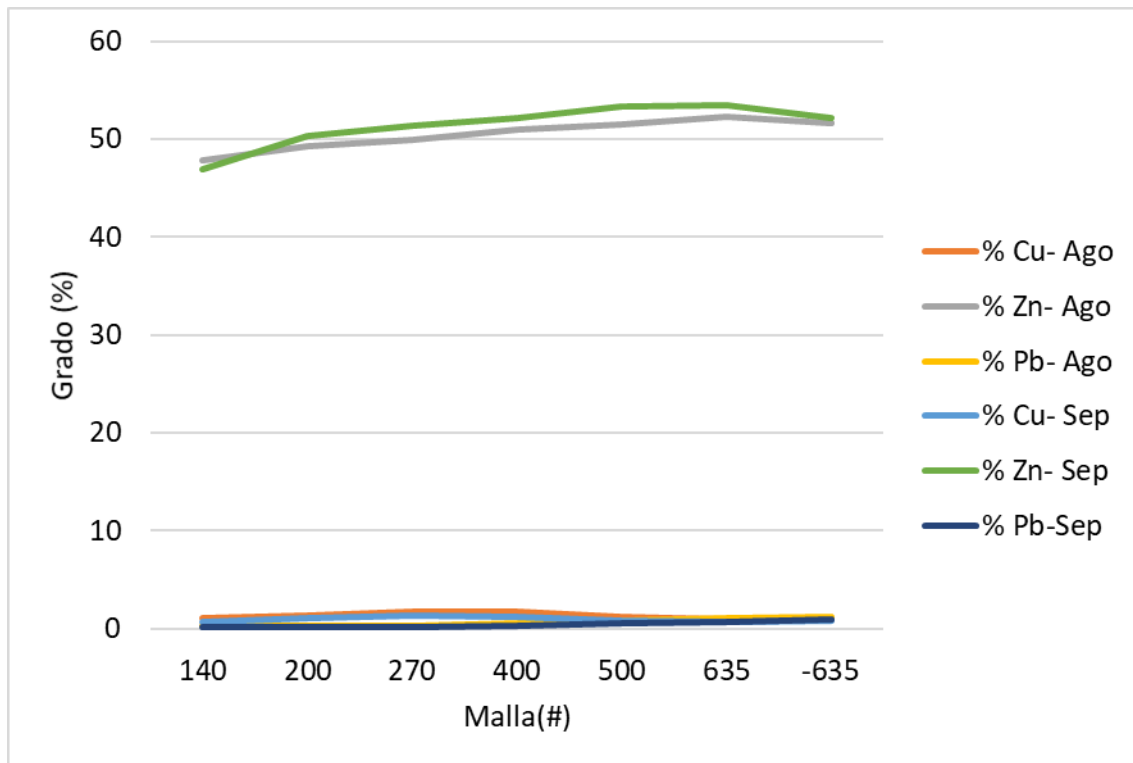
A pesar de que en el mes de septiembre se tienen picos menores en ambos concentrados, al ocurrir un aumento en la cabeza de zinc, en las mallas #100 en adelante se observa un aumento de grado con respecto al mes de agosto.



**Figura 7. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Colas, mes de Agosto y Septiembre.**

En la Figura 8 se despliegan los grados obtenidos de los tres minerales de la operación. En los dos meses la curva del zinc se observa muy por encima del plomo y del cobre con una tendencia creciente pero uniforme.

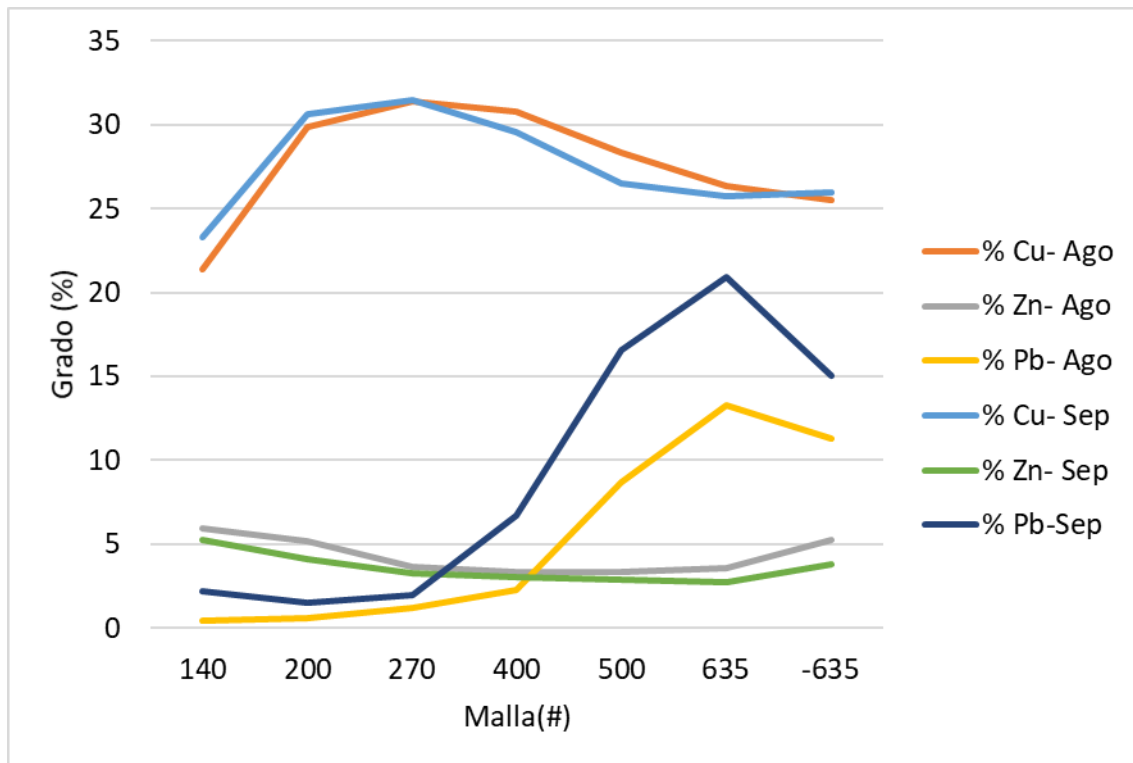
Comparando ambos meses, como ya se explicó anteriormente, ocurrió un aumento en la ley de cabeza de zinc por lo que en la curva de septiembre se aprecia un ligero aumento en la ley de mallas superiores a la #400.



**Figura 8. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Concentrado final de Zn, mes de Agosto y Septiembre.**

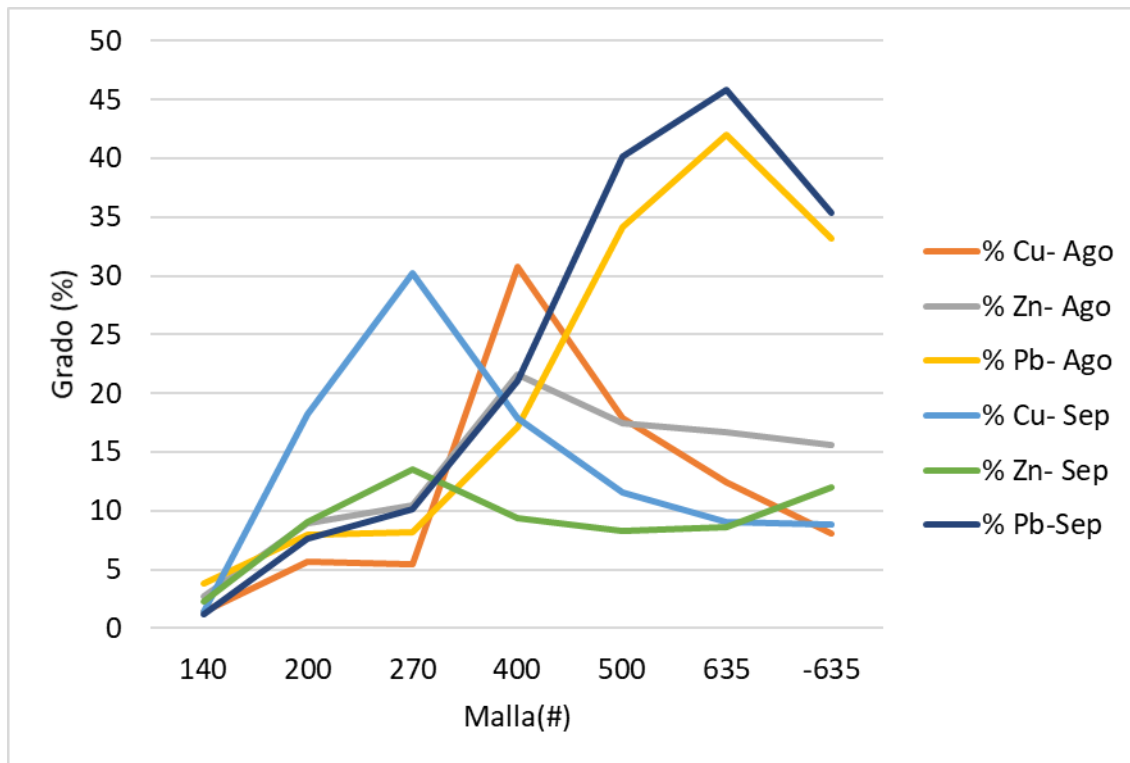
Observando la Figura 9 correspondiente al concentrado de cobre, la curva del grado de cobre se localiza por encima de la de los otros dos minerales. Como sería de esperarse la presencia del zinc va en disminución, sin embargo, conforme la granulometría es menor, el grado de plomo va en aumento, siendo esto una sugerencia de que ambos minerales aún podrían no estar totalmente liberados.

A pesar de que en el mes de septiembre se disminuyó el grado de cabeza no se tuvo una afectación muy evidente en el producto final pues en ambos casos el grado se mantiene por encima del 25% de Cu.



**Figura 9. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Concentrado final de Cu, mes de Agosto y Septiembre.**

Donde se observa un caso muy distinto al del resto de los productos es en el concentrado de plomo (**Figura 10**), pues las gráficas de las tres fracciones minerales se encuentran muy cercanas y en repetidas ocasiones por encima del grado del plomo, hasta la malla #400 donde el cobre y el zinc empiezan a disminuir su grado, lo que podría indicar que hasta este tamaño es cuando la galena realmente se encuentra liberada de los otros minerales, sin embargo, realizar una molienda hasta este tamaño para liberar el plomo no se considera factible con la que se encuentra implementada actualmente.

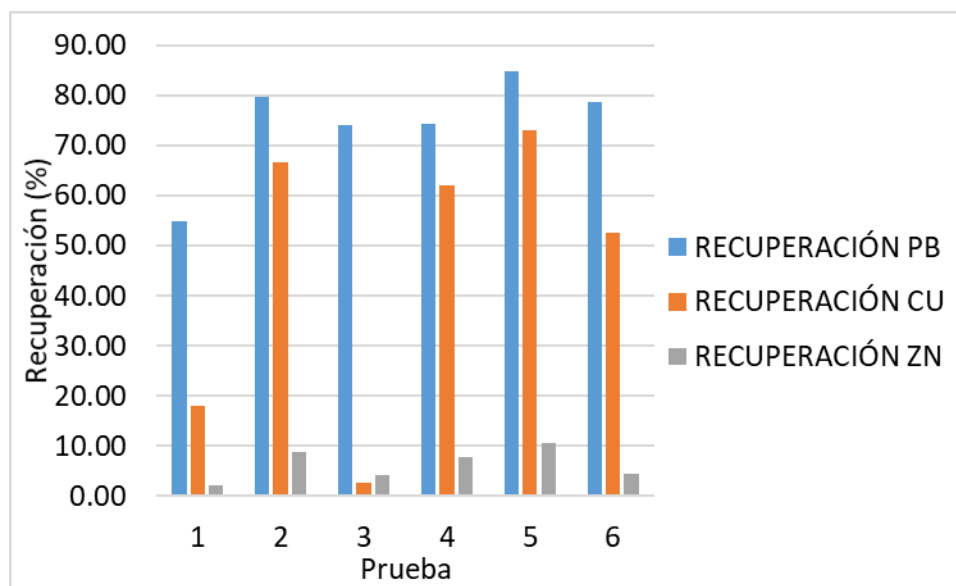


**Figura 10. Tamaño de partícula (Malla) vs Grado (%), en Concentrado final de Pb, mes de Agosto y Septiembre.**

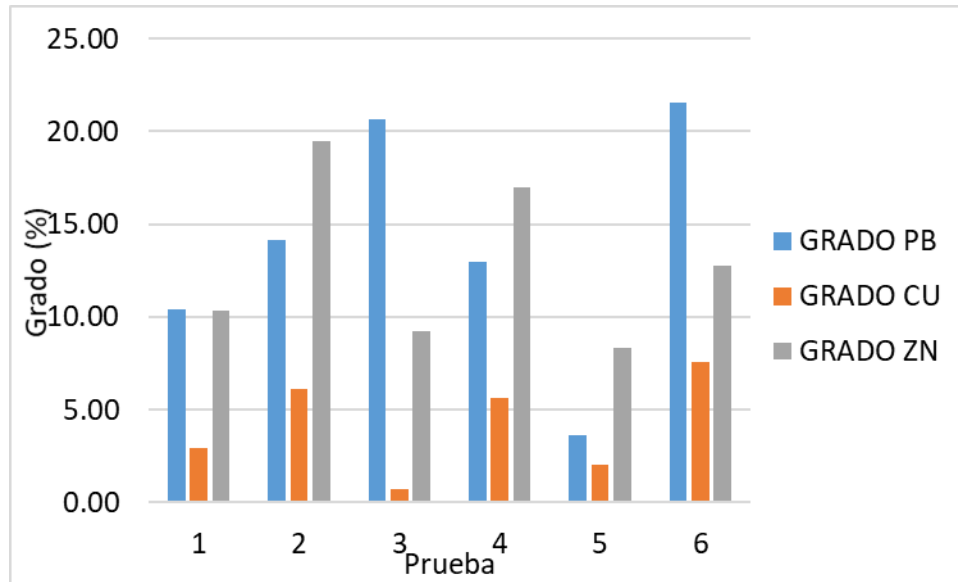
### 5.7.2) Tiempos de molienda

Por lo anterior, se decidió analizar si existiese alguna mejora considerable al modificar el tiempo de molienda, para este propósito se experimentó realizando análisis granulométrico y flotación de tres distintas pulpas en las que únicamente se varió el tiempo de molienda, posteriormente se hizo la separación de los gruesos (+200 mallas) de la pulpa, se flotaron ambas fracciones como se realiza comúnmente, sin embargo la etapa agotativa en los gruesos de cada molienda no se pudo realizar puesto que no existía contenido por flotar.

En las **Figuras 11 y 12** se despliegan las recuperaciones y grados obtenidos en la etapa primaria de cada prueba. En las pruebas con menor granulometría esperada (**pruebas 1 y 2**) se tuvo menor recuperación y grado de Pb-Cu a comparación de la prueba estándar de finos (-200 mallas) (**prueba 6**), y de la misma forma sucedió con las pruebas de mayor granulometría (**pruebas 3 y 4**). En cuanto al zinc se observan recuperaciones similares en todas las pruebas, no obstante, el grado aumentó en las pruebas de mayor tiempo de molienda.

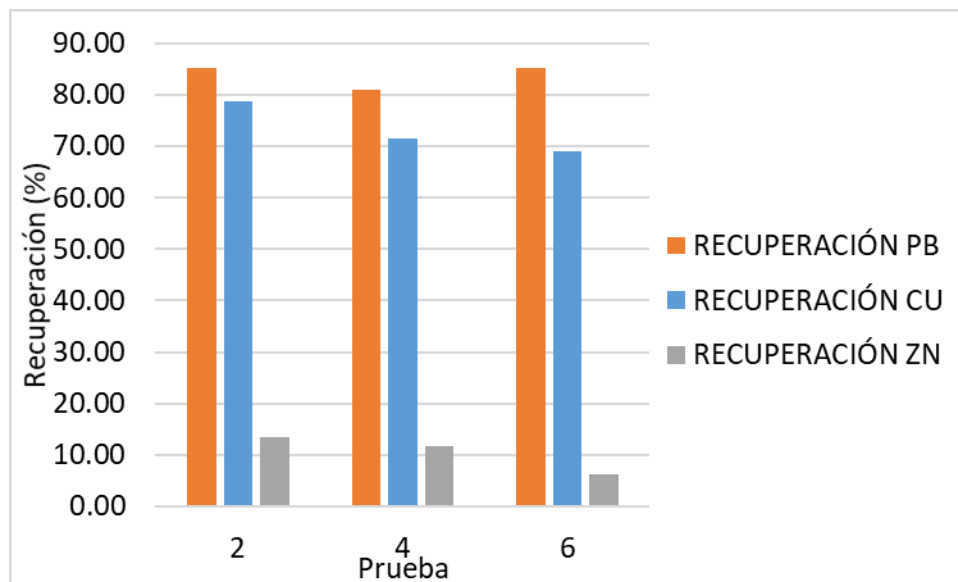


**Figura 11. Recuperación en Primario Pb-Cu pruebas 1-6.**

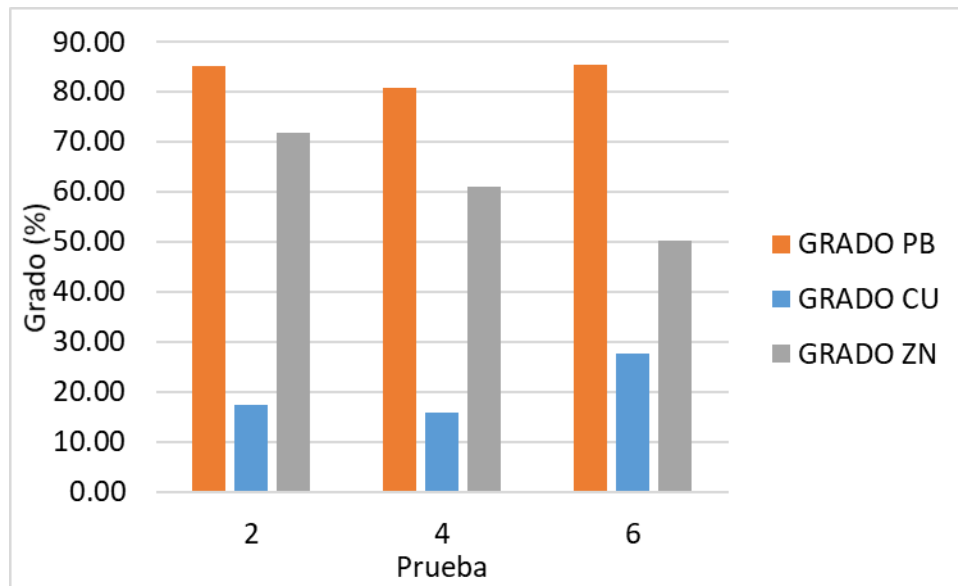


**Figura 12. Grado en Primario Pb-Cu pruebas 1-6.**

En la etapa agotativa (**Figuras 13 y 14**) con los finos (-200 mallas) se tuvo un comportamiento similar con el grado y recuperación de Pb-Cu. Referente al zinc se tuvo un aumento en las muestras más finas y una disminución en las muestras más gruesas.



**Figura 13. Recuperación en Agotativo Pb-Cu pruebas 2, 4 y 6.**



**Figura 14. Grado en Agotativo Pb-Cu pruebas 2, 4 y 6.**

Posterior a la etapa de flotación se llevó a cabo un análisis granulométrico de cada muestra para realizar el cálculo del K80 de cada una de ellas. Los resultados se presentan en la **Tabla 4**, donde se aprecia que la granulometría esperada en operación de 75 micras no es alcanzada en ninguno de los tres casos aun disminuyendo el tiempo de molienda el K80 únicamente llegó a 71.18 micras.

**Tabla 4. K80 de pruebas 95-100.**

Prueba	K80
2 minutos menos (pruebas 3 y 4)	71.18
Estándar (pruebas 5 y 6)	64.28
2 minutos más (pruebas 1 y 2)	58.11

## 6) Método experimental

### 6.1) Procedimiento

Como parte de la investigación para la mejora en el circuito Pb-Cu que se ha visto afectado por la activación de zinc, se realizaron pruebas con reactivos de dos distintos proveedores, para determinar si era posible reemplazar a los utilizados con el fin de mejorar la calidad de los concentrados así como en la disminución del contenido de zinc no deseado en esta etapa de la flotación, además se consideró la posibilidad de eliminar el uso de cianuro de sodio, pues de acuerdo con el marco teórico previamente expuesto, ésta podría ser la causa de la activación de zinc.

En aquellas pruebas que se requirió la etapa de molienda se utilizó un molino de laboratorio (**Figura 15**) de 8" de diámetro por 12" de longitud, donde se molieron muestras de 1 Kg con 500 mL de agua junto con el depresor correspondiente a la prueba.



**Figura 15. Molino del laboratorio Investigación Metalúrgica de Minera Bismark.**



Por otra parte, para las pruebas realizadas con pulpa proveniente de la planta de beneficio se utilizó una balanza Marcy (**Figura 16**) midiendo así la densidad y el porcentaje de sólidos en la pulpa, de esta manera realizando la experimentación con 1 Kg de mineral.



**Figura 16. Balanza Marcy.**

Todas las pruebas fueron realizadas en una celda de flotación Denver de 1 y 5 L de capacidad (**Figuras 17 y 18**).



**Figura 17. Mecanismo de celda de flotación Denver.**



**Figura 18. Celdas de flotación 1 y 5 L.**

En todas las experimentaciones realizadas se elaboraron pruebas estándar de tipo exploratorio o cinético según fuera el caso, para comparación.

Las dosificaciones de reactivos y condiciones para pruebas exploratorias fueron las siguientes (**Tabla 5**):

**Tabla 5. Condiciones de pruebas estándar exploratorias.**

	Mixtura (ZnSO <sub>4</sub> +NaCN) (g/T)	Aerophina (g/T)	Aeropromotor (g/T)	Espumante (g/T)	RPM (celda de flotación)	Tiempo (min)	pH
<b>Molienda</b>	250					14	7.5-7.8
<b>Primario</b>		2.5	5	30	1500	2	
<b>Agotativo</b>			2		1500	4	

En las pruebas cinéticas uno de los factores más importantes es el tiempo transcurrido en la toma de cada muestra. Debido a esto, se realizaba un cambio de charola para iniciar una nueva toma de muestra al pasar los tiempos 0.5, 1.5, 3 y 6 minutos y se finalizaba la prueba al transcurrir 10 minutos.

Las dosificaciones de reactivos y condiciones de las pruebas fueron las siguientes (Tabla 6):

**Tabla 6. Condiciones de pruebas estándar cinéticas.**

	Mixtura (ZnSO <sub>4</sub> +NaCN) (g/T)	Aerophina (g/T)	Aeropromotor (g/T)	Espumante (g/T)	RPM (celda de flotación)	Tiempo (min)	pH
<b>Molienda</b>	250					14	7.5-7.8
t=0.5		2.5	5	30	1500	0.5	
t=1.5					1500	1	
t=3					1500	1.5	
t=6					1500	3	
t=10			2		1500	4	

Los reactivos fueron administrados con micropipetas (**Figura 19**) de capacidades de 0.5 hasta 1000  $\mu\text{L}$ .



**Figura 19. Micropipetas.**

## 6.2) Proveedor 1

Con este proveedor se realizaron 9 pruebas de tipo cinéticas donde se comparó el grado y recuperación de dos colectores, un xantoforinato (XF) modificado, un colector de tipo ditiofosfato (DF), y un depresor con base de  $ZnSO_4$ .

El xantoforinato y el depresor son reactivos en desarrollo, por lo tanto, la hoja técnica no se encuentra disponible, en cambio, en la hoja técnica del ditiofosfato se especifica que es un colector diseñado para reducir o eliminar el uso de depresores, pues es poco afín a los minerales sulfurados de zinc como la marmatita y la esfalerita. Igualmente promete mayores recuperaciones de Ag y la reducción de consumo de espumantes hasta en un 50%. También se menciona que la dosificación recomendada debe de ser de 1 a 3 g/T por cada 0.1% en la cabeza mineral de interés.

Se realizaron pruebas tanto con mineral que presentó fuerte activación de zinc en la operación, como con pulpa convencional del proceso, en cada caso se elaboraron pruebas de referencia (7 y 13 respectivamente). Cabe mencionar que dichas pruebas se realizaron con agua de proceso con el fin de asemejar lo más posible a los resultados dentro de la planta.

Las dosificaciones de reactivos se enlistan en la **Tabla 6**:

**Tabla 7. Condiciones de pruebas 7-15.**

Prueba	Mixtura (g/T)	Aerophina (g/T)	AP prim (g/T)	AP agot (g/T)	XF (g/T)	DF prim (g/T)	DF agot (g/T)	Espumante (g/T)	ZnSO <sub>4</sub> (g/T)
7	250.0	2.5	5.0	2.0	0.0	0.0	0.0	30.0	0.0
8	250.0	0.0	0.0	0.0	7.5	0.0	0.0	50.0	0.0
9	250.0	0.0	0.0	0.0	4.0	0.0	0.0	40.0	0.0
10	250.0	0.0	0.0	0.0	0.0	7.5	2.0	10.0	0.0
11	250.0	0.0	0.0	0.0	0.0	5.0	0.0	10.0	0.0
12	250.0	0.0	0.0	0.0	0.0	7.5	0.0	0.0	0.0
13	250.0	2.5	5.0	2.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
14	250.0	0.0	0.0	0.0	0.0	7.5	2.0	30.0	0.0
15	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	7.5	2.0	30.0	250.0

La **Tabla 7** indica las cabezas para las pruebas efectuadas:

**Tabla 8. Cabeza de pruebas 7-15.**

Pruebas	%Pb	%Zn	%Cu
7-12	0.39	2.74	0.23
13-15	0.316	3.527	0.262

Una vez realizadas las pruebas, se analizaron las muestras con el objetivo de obtener tanto leyes como recuperaciones en cada una de las fracciones minerales presentes y así realizar gráficos de grado-recuperación.



### 6.3) Proveedor 2

Con este proveedor se realizaron 7 pruebas y sus respectivas réplicas de tipo exploratorio, con pulpa proveniente del sobre flujo de los hidrociclones y se observó el comportamiento de dos colectores en el circuito Pb-Cu. Un aeropromotor en sustitución del colector de cobre ya utilizado y un colector en sustitución de ambos colectores. Al igual que se probaron dos espumantes en sustitución del ya utilizado. No se contó con las hojas técnicas de los productos, por lo tanto, se desconoce su composición química y los objetivos específicos de cada reactivo.

Los reactivos fueron medidos dentro de la operación para trasladar su equivalencia a las pruebas realizadas en el laboratorio.

Las condiciones en cada prueba fueron las enlistadas en la **Tabla 9**:

**Tabla 9. Condiciones de pruebas 16-22.**

Prueba	Primarios									Agotativo		
	pH	Mixtura, g/T	Colector Pb	Colector Pb, g/T	Colector, Cu	Colector Cu, g/T	Espumante	g/T	Tiempo, min.	Colector, Cu	Colector Cu, g/T	Tiempo, min.
16	7.6	180	Aerophina	3.3	AP-1	3.9	Espumante 1	27	2	Aerophina	1.5	4
17	7.7	180	Aerophina	3.3	AP-2	3.9	Espumante 1	27	2	AP-2	1.5	4
18	7.8	180	Colector mixto			7.2	Espumante 1	27	2	CM	1.5	4
19	7.8	180	Aerophina	3.3	AP-1	3.9	Espumante 2	27	2	Aerophina	1.5	4
20	7.8	180	Aerophina	3.3	AP-1	3.9	Espumante 3	27	2	Aerophina	1.5	4
21	7.7	180	Colector mixto			7.2	Espumante 2	20	2	CM	1.5	4
22	7.8	180	Colector mixto			7.2	Espumante 3	20	2	CM	1.5	4

A continuación, se presenta la cabeza ensayada en la **Tabla 10**:

**Tabla 10. Cabeza de pruebas 16-22.**

%Pb	%Zn	%Cu
0.23	3.50	0.14

#### 6.4) ZnSO<sub>4</sub>

Como producto de la investigación realizada con el objetivo de obtener una mejora dentro del circuito de flotación Pb-Cu, debido a que su uso se puede ver asociado a la activación del zinc, una de las propuestas fue realizar pruebas para eliminar el uso del cianuro de sodio por las implicaciones hacia la seguridad de los trabajadores, al igual que las afectaciones ambientales. Así mismo se observó si se obtienen mejores resultados en cuanto a la activación inadvertida del zinc dentro del circuito plomo-cobre.

Se realizaron 8 pruebas por duplicado de tipo cinético y se realizó la comparación del comportamiento actual de la activación de zinc con el uso de "mixtura" (NaCN+ ZnSO<sub>4</sub>) contra los resultados obtenidos únicamente con el uso de sulfato de zinc variando las dosificaciones de este. Las primeras 4 pruebas se realizaron con muestra mineral que durante el mes de septiembre presentó alta activación de zinc dentro de la operación, y las siguientes 4 se realizaron con el compósito mensual del mes de octubre.

Las condiciones de las pruebas realizadas fueron las especificadas en la **Tabla 11**:

**Tabla 11. Condiciones de pruebas 23-30.**

<b>Prueba</b>	<b>Mixtura (g/T)</b>	<b>Aerophina (g/T)</b>	<b>AP prim (g/T)</b>	<b>AP agot (g/T)</b>	<b>Espumante (g/T)</b>	<b>ZnSO<sub>4</sub> (g/T)</b>
<b>23</b>	250	2.5	5	2	30	0
<b>24</b>	0	2.5	5	2	30	250
<b>25</b>	0	2.5	5	2	30	320
<b>26</b>	0	2.5	5	2	30	190
<b>27</b>	250	2.5	5	2	30	0
<b>28</b>	0	2.5	5	2	30	250
<b>29</b>	0	2.5	5	2	30	320
<b>30</b>	0	2.5	5	2	30	190

Las cabezas ensayadas fueron las siguientes (**Tabla 12**):

**Tabla 12. Cabezas de pruebas 30-45.**

<b>Pruebas</b>	<b>Pb, %</b>	<b>Zn, %</b>	<b>Cu, %</b>
<b>30-37</b>	0.39	2.74	0.23
<b>38-45</b>	0.18	4.16	0.16

## 7) Resultados

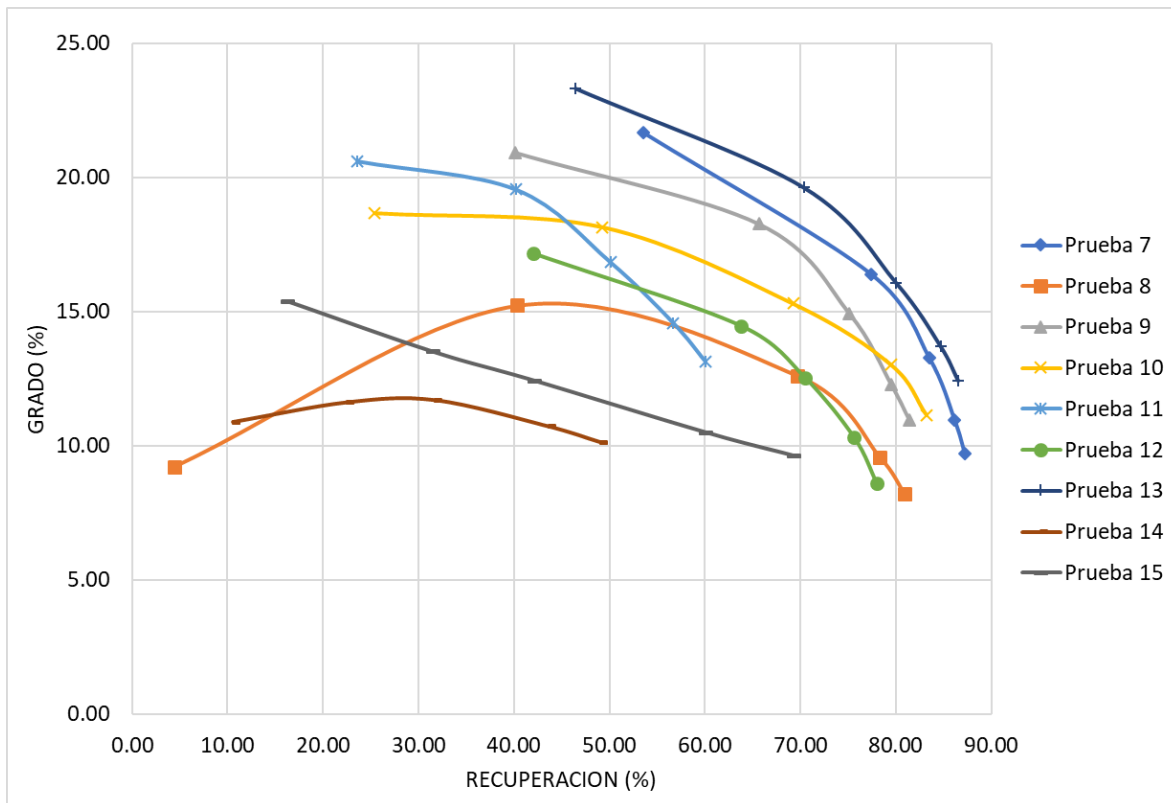
### 7.1) Proveedor 1

De los resultados de la **Tabla 13** podemos observar que la prueba con mayor grado y recuperación de zinc fue la prueba estándar **número 7** (21.2% de grado y 29.46% de recuperación) realizada con muestra asociada a la activación de zinc en la operación. Al apreciar las gráficas grado- recuperación (**Figuras 20, 21 y 22**) la prueba con mejores resultados fue la **número 13** (12.19% de grado y 11.41% de recuperación) correspondiente a la realizada con la pulpa convencional proveniente de la operación. Además, la prueba que presentó mejores resultados en cuanto a menor grado-recuperación de zinc fue la **prueba número 14** (7.74% de grado y 5.09% de recuperación) la cual fue realizada con el ditiofosfato (7.5 g/T), empero, los grados y recuperaciones de plomo (10.13% de grado y 49.03% de recuperación) y cobre (5.71% de grado y 46.26% de recuperación) también se vieron muy afectados negativamente al ser de los resultados más bajos dentro de la totalidad de las pruebas. Finalmente, la **prueba 11** presentó los mejores resultados en cuanto a grado de Pb-Cu (13.13% y 9.35% respectivamente) y con respecto a recuperación y grado de Zn (5.31% de recuperación y 7.94% de grado) fue de las pruebas con valores más bajos, lo cual se puede apreciar en las **figuras 23 y 24**, no obstante, al igual que la **prueba 14** las recuperaciones de Pb-Cu (60.09% y 62.79%) se vieron sumamente afectadas al realizar una comparación con la prueba estándar (87.24% Pb y 85.06% Cu).

De tal forma, con esto se puede concluir que en este momento ninguno de los productos ofrecidos por este proveedor presenta potencial para ser introducido a la operación.

**Tabla 13. Resultados de pruebas 7-15.**

<b>Prueba</b>	<b>Grado</b>			<b>Recuperación</b>		
	Pb %	Zn %	Cu %	Pb %	Zn %	Cu %
<b>7</b>	9.70	21.20	5.62	87.24	29.46	85.06
<b>8</b>	8.20	15.39	4.89	80.89	22.79	82.45
<b>9</b>	10.96	13.91	6.88	81.43	15.92	81.49
<b>10</b>	11.14	15.09	6.58	83.22	20.02	78.80
<b>11</b>	13.13	7.94	9.35	60.09	5.31	62.79
<b>12</b>	8.61	16.20	5.74	77.96	20.61	77.87
<b>13</b>	12.41	12.19	7.91	86.54	11.41	87.77
<b>14</b>	10.13	7.74	5.71	49.03	5.09	46.26
<b>15</b>	9.62	10.27	6.36	69.30	9.21	69.11

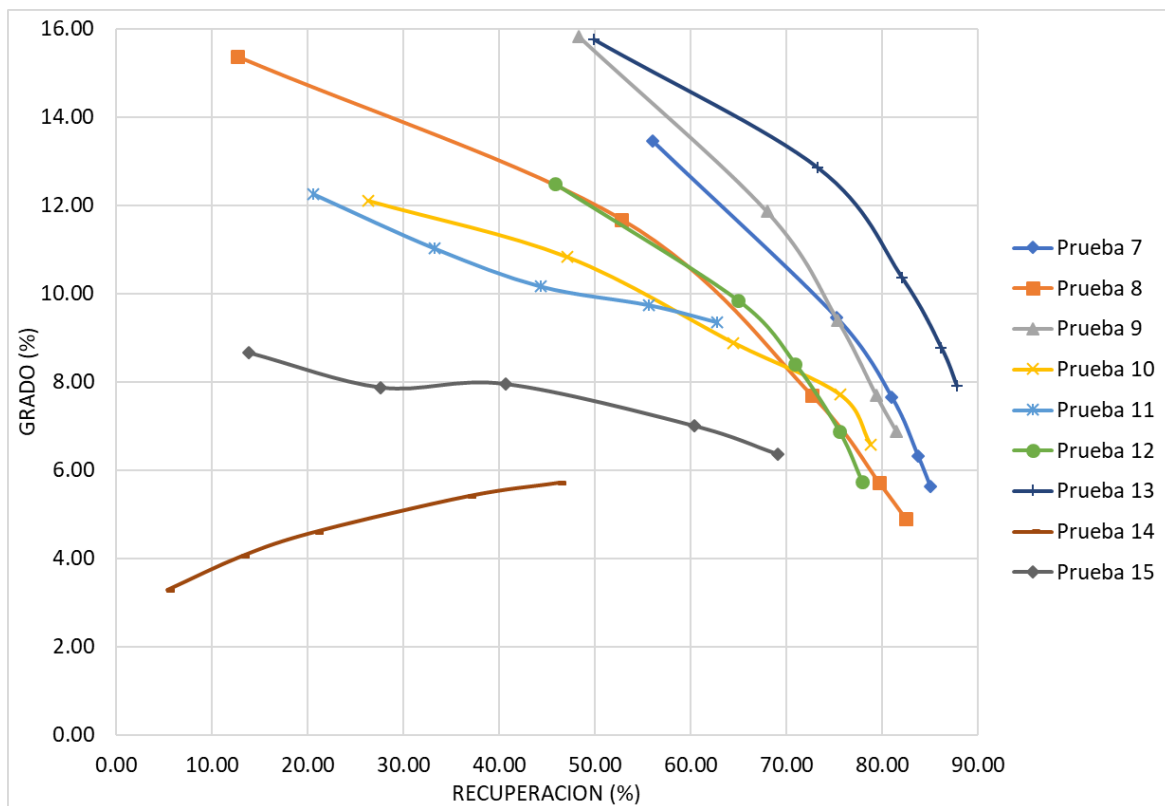


**Figura 20. Grado-Recuperación Pb pruebas 7-15.**

Las pruebas desplegadas en la **Figura 20** en su gran mayoría son curvas con pendiente negativa, siendo esto más notorio en los últimos cuatro puntos de cada curva. Cada punto representa la muestra recolectada en los tiempos de flotación de 0.5, 1, 1.5, 3 y 4 minutos. El comportamiento previamente descrito se exceptúa en las **pruebas 8, 14 y 15**. Las primeras dos inician con pendiente negativa y presentan un punto de inflexión entre el segundo y tercer punto de cada prueba. En el caso de la **prueba 15** los puntos se despliegan de manera más uniforme por lo que arrojó una recta con pendiente negativa.

Analizando las gráficas de la **Figura 20** la curva más baja corresponde a la **prueba 14** a la cual se le adicionó ditiofosfato al igual que a la **prueba 10**, la diferencia principal entre estas dos pruebas fue la cantidad de espumante, pues el colector ya cuenta con espumante y sumado a este se le añadió el convencionalmente usado en la operación en cantidades de 30 y 10 g/T respectivamente. Lo que podría asociarse a que en la **prueba 14** se pudo tener un exceso de este último reactivo.

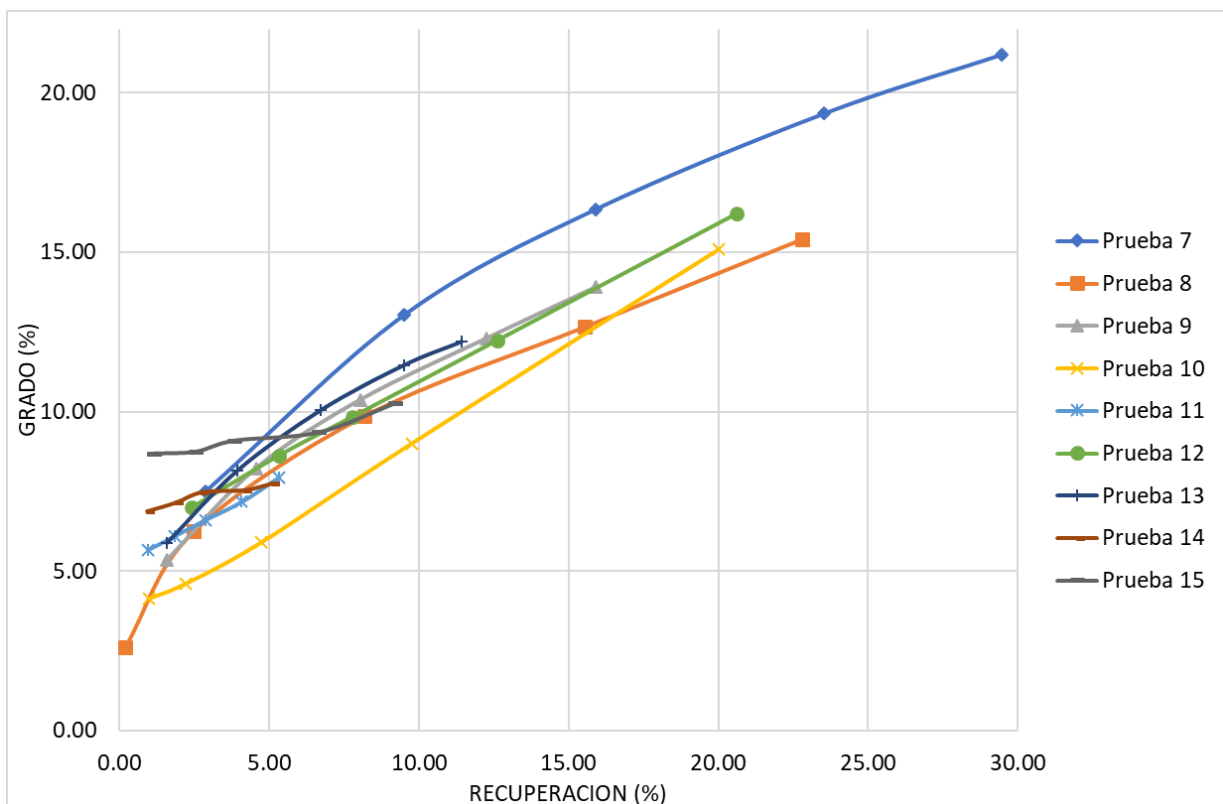
Este tipo de comportamiento se repite con las **pruebas 12 y 15** pues en la primera de ellas únicamente se administraron 7.5 g/T de colector, mientras que, en la segunda adicional al reactivo de la etapa primaria, se agregó el espumante en una cantidad de 30 g/T y 2g/T de colector en la etapa agotativa. Ahora bien, en las **pruebas 8 y 9** correspondientes al xantoformiato se observa que en la primera de éstas la recuperación se vio sumamente afectada desde el primer intervalo de tiempo de la prueba, nuevamente esto se podría ver relacionado a un exceso tanto de colector como de espumante pues las cantidades fueron de 7.5 y 50 g/T respectivamente, al contrario de la **prueba 9** en la que se observa una mejoría considerable pues a esta únicamente se le añadieron 4 g/T de colector y 40 g/T de espumante. Por último, las **pruebas 7 y 13** que pertenecen a las condiciones estándar de operación, ambas presentaron los mejores resultados de la gráfica bastante similares, las variaciones existentes se pudieran asociar a las distintas muestras minerales utilizadas.



**Figura 21. Grado-Recuperación Cu pruebas 7-15.**



Para la **Figura 21** se tiene un comportamiento y una estructura muy similar al observado en la **Figura 20**. Nuevamente una de las pruebas estándar (**prueba 13**) fue la que obtuvo mejores resultados. De igual forma como se observó en los dos casos anteriores las pruebas con exceso de reactivo (**14 y 15**) mostraron resultados contraproducentes relacionados con esto. Finalmente, la **prueba 9** obtuvo resultados bastante similares a las pruebas estándar pues el colector utilizado (**xantoformiato**) ha sido diseñado específicamente para la flotación de sulfuros de cobre.

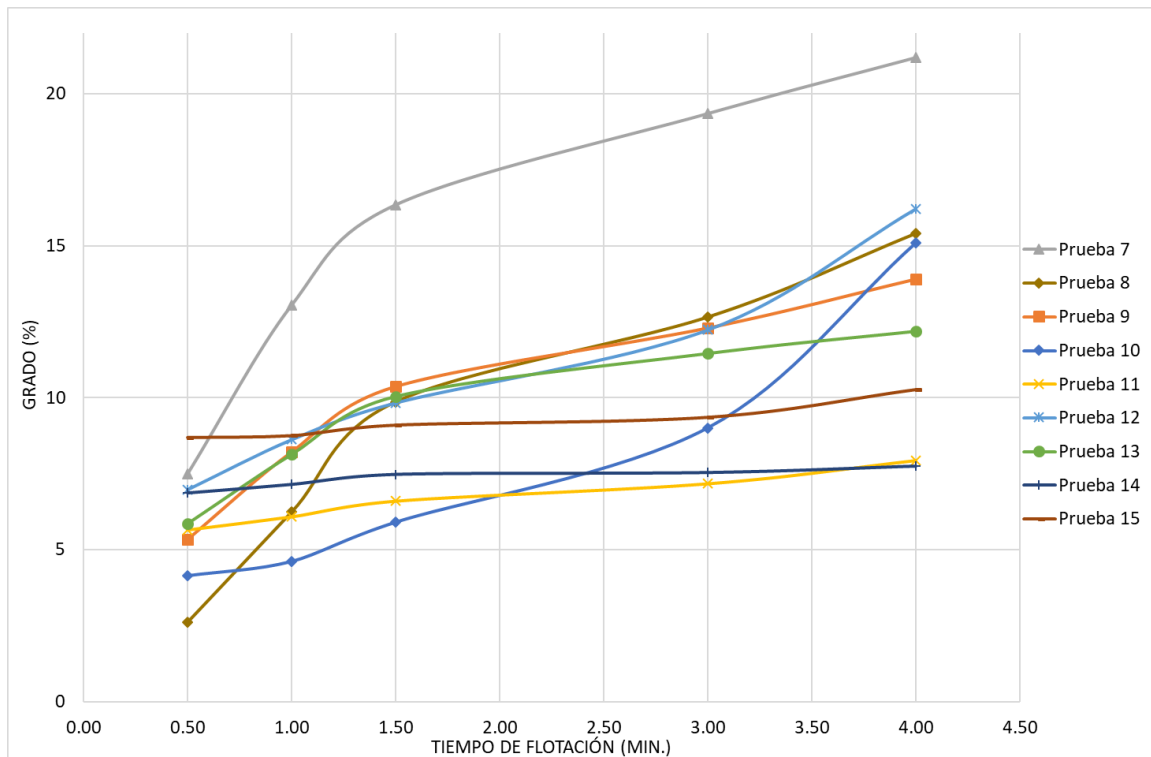


**Figura 22. Grado-Recuperación Zn pruebas 7-15.**

Las curvas de las pruebas mostradas en la **Figura 22** son completamente opuestas a las **Figuras 20 y 21** pues se trata de curvas y rectas con pendiente positiva. Iniciando con el valor más bajo en la **prueba 8** en el punto (0.19, 2.62) y el más alto en la **prueba 7** en el punto (29.46, 21.20). El fenómeno opuesto entre las gráficas de plomo y cobre contra las de zinc se debe a que la recuperación de los primeros dos elementos es el objetivo de esta etapa de la flotación y conforme al paso del

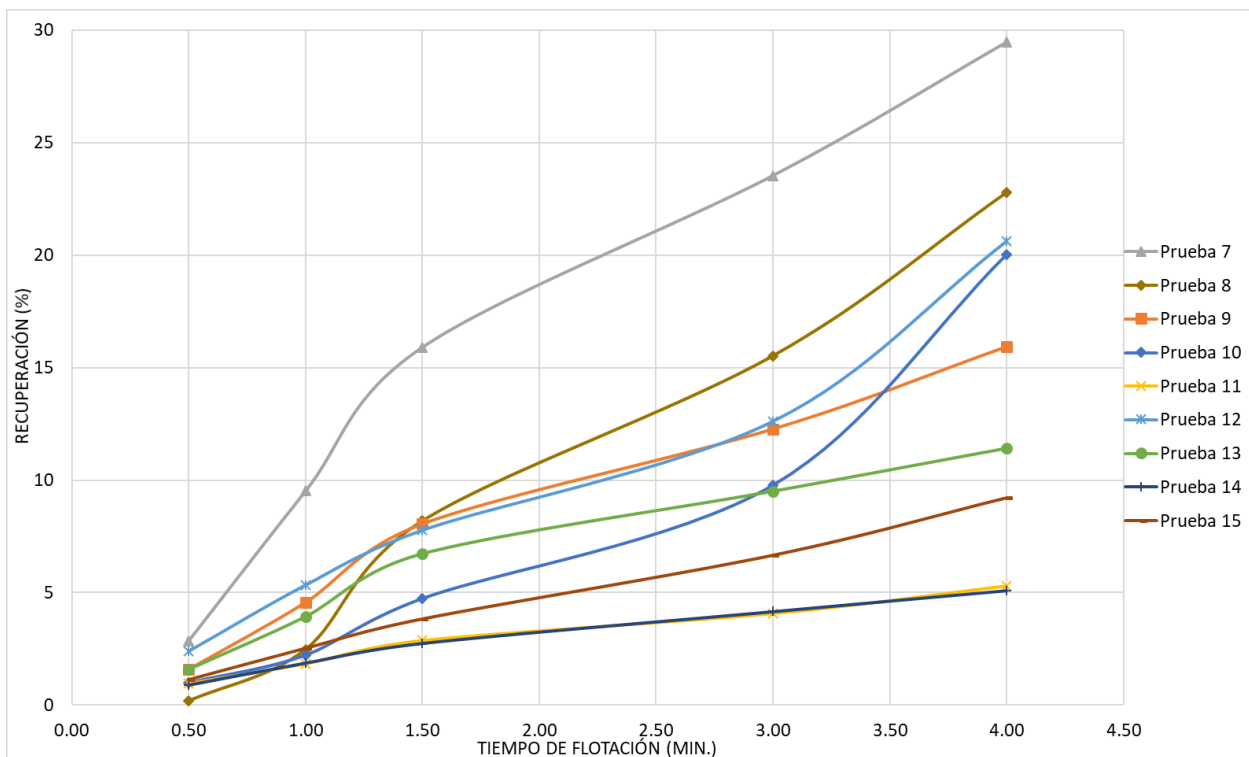
tiempo el contenido de estos dentro de la pulpa es menor, mientras que el zinc se encuentra depresado al inicio del proceso y al pasar el efecto del reactivo depresor, el zinc se empieza a hacer más presente dentro del producto flotado.

La prueba con mayor activación de zinc corresponde a la **prueba 7** realizada con las condiciones estándar de operación. Dicho comportamiento es congruente con lo esperado pues la muestra utilizada pertenece a mineral que presentó alta activación de zinc dentro de la planta de beneficio. Con las **pruebas 11, 14 y 15** se alcanzó el objetivo de disminuir el grado-recuperación de zinc pues el ditiofosfato es poco afín a los minerales sulfurados de zinc. No obstante, las **pruebas 10 y 12** no presentaron un efecto similar, lo que podría asociarse al tipo de muestra mineral dado que fue utilizada aquella que presentó alta activación de zinc. Aunado a esto, con anterioridad se mencionó el exceso de reactivo utilizado en este par de experimentaciones. En el caso de las **pruebas 8 y 9** la disminución del grado-recuperación de zinc no fue tan evidente puesto que el colector utilizado de tipo xantoforato es derivado de xantatos capaces de flotar zinc cuando este se encuentra activado por medio de cobre.



**Figura 23. Cinética de flotación de grado de Zn pruebas 7-15.**

La **Figura 23** muestra el comportamiento cinético del grado de zinc obtenido. La curva ideal debería de mostrar un aumento ligero con el paso del tiempo como lo muestran las **pruebas 11, 14 y 15**, aunque en su mayoría entre los tiempos de 0.5 y 1.5 minutos, las curvas presentan un crecimiento abrupto y posteriormente se comportan con un incremento más suavizado. Nuevamente esto sucede conforme el efecto del depresor de zinc se ve disminuido respecto al tiempo.



**Figura 24. Cinética de flotación de recuperación de Zn pruebas 7-15**

Un comportamiento similar ocurre en la **Figura 24** en cuanto a la recuperación, sin embargo, por razones previamente explicadas el reactivo no mostró la efectividad deseada en la recuperación de Pb y Cu, lo cual nuevamente se confirma con la **prueba 14**, la cual en las gráficas cinéticas de zinc muestra un resultado óptimo pero la recuperación obtenida de los elementos de interés en la **Tabla 12** se ve reducida casi en un 40% en ambos elementos.

## 7.2) Proveedor 2

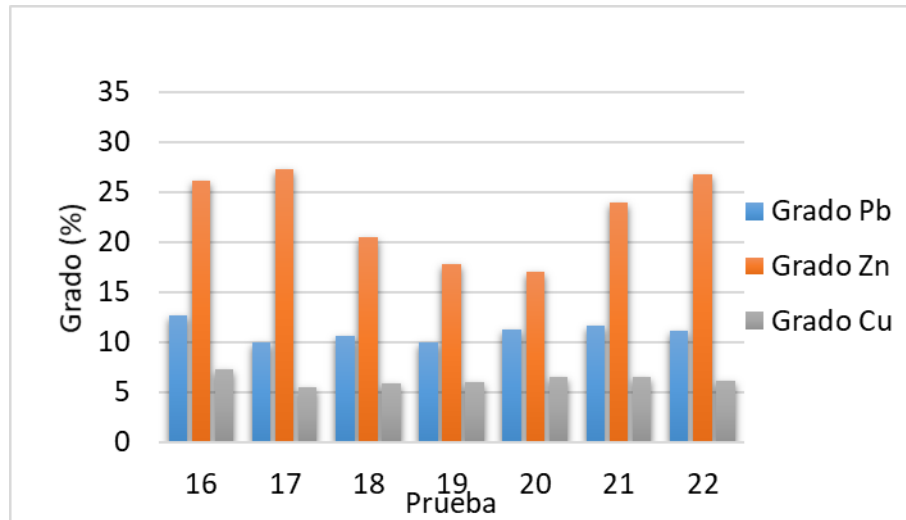
Para evaluar los resultados de la **Tabla 14** se realizó el análisis con gráficas de barras. Se realizó una comparativa entre los resultados obtenidos en cada prueba. La **prueba 16** (74.15% de grado y 20.02% de recuperación acumulada de Zn) fue efectuada de forma estándar con los reactivos convencionalmente utilizados, la cual nos servirá como referencia y de esta manera evaluar los reactivos probados.

Puesto que uno de los principales objetivos es disminuir la recuperación y grado de zinc dentro del circuito Pb-Cu al observar una comparativa entre todas las pruebas realizadas las que cumplieron de manera óptima con este objetivo fueron las **pruebas 19** (53.62% de grado y 15.29% de recuperación acumulada de Zn) **y 20** (53.84% de grado y 14.74% de recuperación acumulada de Zn) en las cuales únicamente se realizó el cambio del espumante 1 por los espumantes 2 y 3 respectivamente, esto sin afectar considerablemente el grado y recuperación tanto de plomo como de cobre.

Se recomienda seguir trabajando en la investigación de estos dos productos con el objetivo de encontrar la dosificación adecuada y así obtener los resultados deseados dentro de la operación, a pesar de que en la mayoría de las pruebas no hubo grandes cambios en leyes y recuperaciones de plomo y cobre. La **prueba estándar 16** fue la que obtuvo mejores resultados globales.

**Tabla 14. Resultados de pruebas 16-22.**

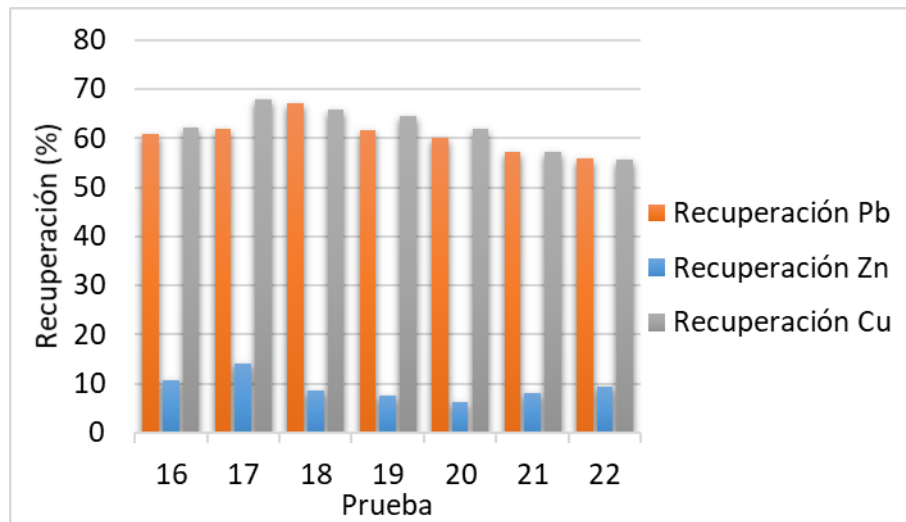
Prueba	Primarios						Agotativos					
	Rec Pb	Gra Pb	Rec Zn	Gra Zn	Rec Cu	Gra Cu	Rec Pb	Gra Pb	Rec Zn	Gra Zn	Rec Cu	Gra Cu
<b>16</b>	60.82	12.65	10.74	26.16	62.08	7.29	69.33	21.00	20.02	74.15	69.97	11.99
<b>17</b>	61.87	9.91	13.99	27.25	67.82	5.47	73.61	16.86	24.65	75.21	78.19	9.09
<b>18</b>	67.12	10.60	8.50	20.45	65.74	5.87	76.54	15.77	20.45	64.47	75.16	8.74
<b>19</b>	61.76	9.99	7.54	17.77	64.55	5.95	74.49	17.84	15.29	53.62	76.42	10.42
<b>20</b>	60.15	11.23	6.22	16.95	62.00	6.47	74.98	17.70	14.74	53.84	75.72	10.03
<b>21</b>	57.10	11.56	8.04	23.93	57.32	6.54	75.60	13.08	23.39	60.14	75.40	7.36
<b>22</b>	55.98	11.15	9.35	26.79	55.75	6.14	75.45	11.41	28.44	62.21	75.07	6.27



**Figura 25. Grado en Primarios pruebas 16-22.**

En la **Figura 25** se observa el comportamiento de las pruebas realizadas únicamente en la etapa primaria. Los grados de plomo y cobre se visualizan uniformes en cierto rango lo que indica que no existieron afectaciones importantes en este rubro a pesar de los cambios de reactivos. Sin embargo, las variaciones en el grado de zinc son más evidentes, lo cual ayuda a identificar aquellas pruebas que cumplen los objetivos establecidos.

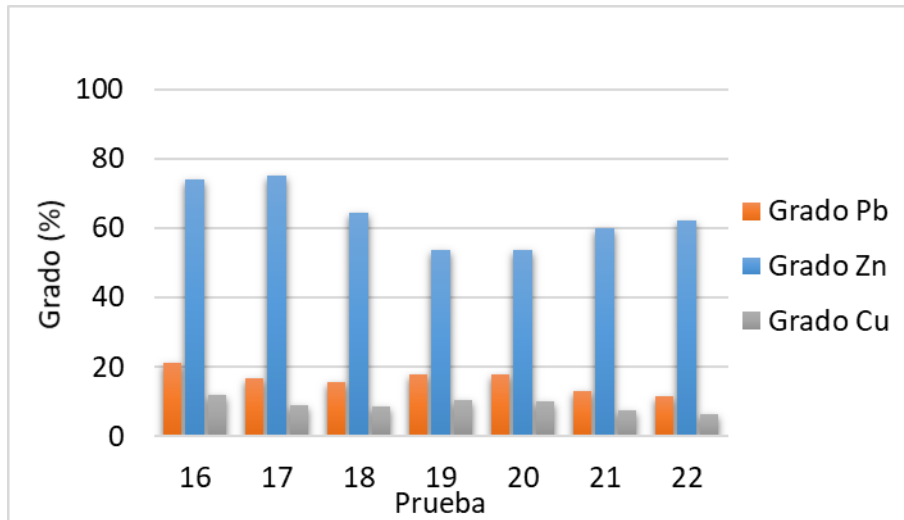
En cuanto a grado de Pb la que obtuvo mejor resultado fue la **prueba 16** con 12.65% que pertenece a una prueba de control. Por debajo de esta se encuentra la **prueba 21** con 11.56% donde hubo un cambio tanto de colector como de espumante. Respecto al cobre nuevamente la **prueba estándar 16** tuvo el mejor resultado con 7.29% seguido de la **prueba 21** con 6.54% en la cual se tuvo un cambio tanto de colector como de espumante. Por último, la prueba que mostró menor grado de zinc, logrando así el objetivo planteado en un inicio fue la **prueba 20** con 16.95%.



**Figura 26. Recuperación en Primarios pruebas 16-22.**

La **Figura 26** despliega la información obtenida en cuanto a recuperación en los concentrados primarios. Con 67.12% la **prueba 18** fue la que obtuvo mayor recuperación de plomo, mientras que la **17** estuvo por debajo de esta con 61.87%, en la cual se sustituyó el colector de cobre por el aeropromotor 2. De igual forma, en el concentrado de Cu el mejor resultado lo obtuvo la **prueba 17** con 67.82%, esta prueba fue la que obtuvo mayor recuperación de zinc. Este resultado coincide con lo planteado en la hipótesis pues las partículas de zinc se encontrarían activadas por los iones de cobre dentro de la pulpa, promoviendo su flotación con este colector.

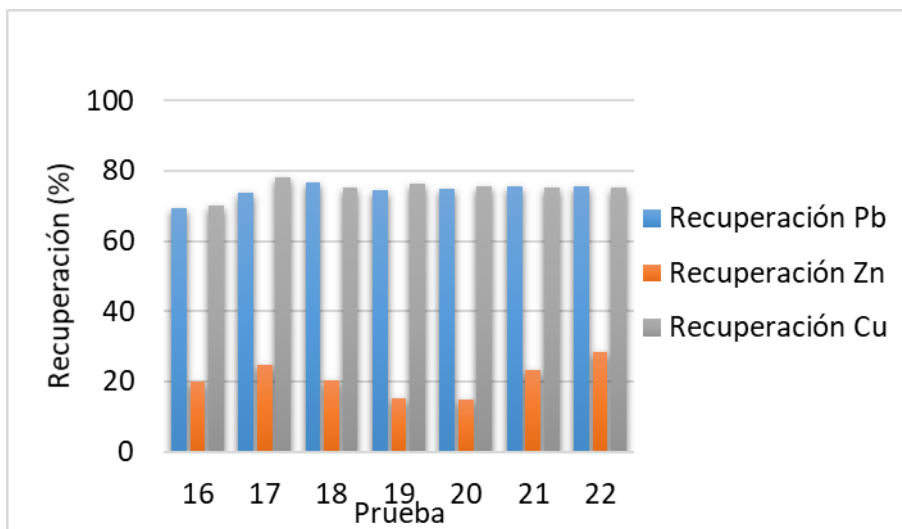




**Figura 27. Grado en Agotativos pruebas 16-22.**

La **Figura 27** corresponde al grado obtenido en la etapa agotativa. En primera instancia la **prueba 16** obtuvo el mayor grado de plomo y de cobre. Dicha prueba corresponde al estándar de operación. Sin embargo, en cuanto a mayor grado de zinc la **prueba 17** superó al estándar con un grado acumulado de 75.21%, esta prueba se realizó el cambio del colector de cobre por el aeropromotor 2, por lo que nuevamente se comprueba que este colector promueve la flotación del zinc que podría verse inadvertidamente activado.

Ahora bien, la prueba con menor grado de zinc fue la **19** con 53.62% acumulado, donde se realizó el cambio de espumante por el espumante 2, lo cual se podría deber al cambio en el área de contacto de las burbujas con las partículas.



**Figura 28. Recuperación en Agotativos pruebas 16-22.**

Finalmente, la **Figura 28** muestra la recuperación en los agotativos de las pruebas. Nuevamente con la **prueba 17** se comprueba que el aeropromotor 2 promueve la flotación del zinc activado (24.65% de recuperación) a pesar de contar con las mejores recuperaciones de plomo (73.61%) y cobre (78.19%).

### 7.3) ZnSO<sub>4</sub>

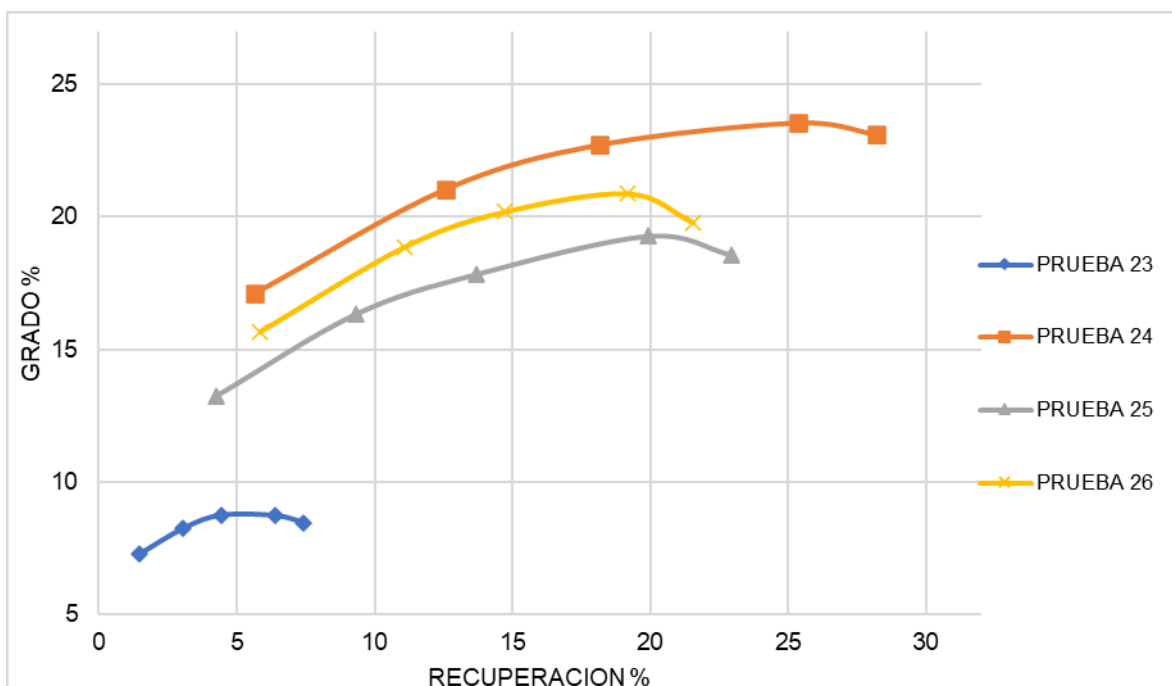
En la **Tabla 15** se pueden observar las pruebas realizadas con sulfato de zinc. Con la muestra de activación en la operación (**pruebas 23-26**) no se tuvieron resultados como se esperaban debido a que únicamente en las pruebas estándar se vio un resultado con bajos grados y recuperaciones de zinc. La **prueba 23** contó con el menor grado-recuperación de Zn (8.45% de grado y 7.44% de recuperación), mientras la **prueba 24** al serle administrada únicamente 250 g/T de sulfato de zinc, fue la que peor comportamiento tuvo para los propósitos de la experimentación (23.10% de grado de Zn).

En el caso de la segunda serie de pruebas (**pruebas 27-30**) se tuvo un fenómeno similar al ser la **prueba 27** (10.58% de grado y 6.67% de recuperación) la de mejores resultados y la **prueba 28** a la que nuevamente se le adicionaron 250 g/T de sulfato de zinc fue la que tuvo mayor grado y recuperación de zinc (22.86% de grado y 24.63% de recuperación).

Por otra parte, se puede observar que en las pruebas donde únicamente se utilizó sulfato de zinc hubo un aumento significativo de la recuperación de cobre, esto podría deberse a que con el uso de cianuro se pierden valores debido a su disolución. **(5)**.

**Tabla 15. Resultados de pruebas 23-30.**

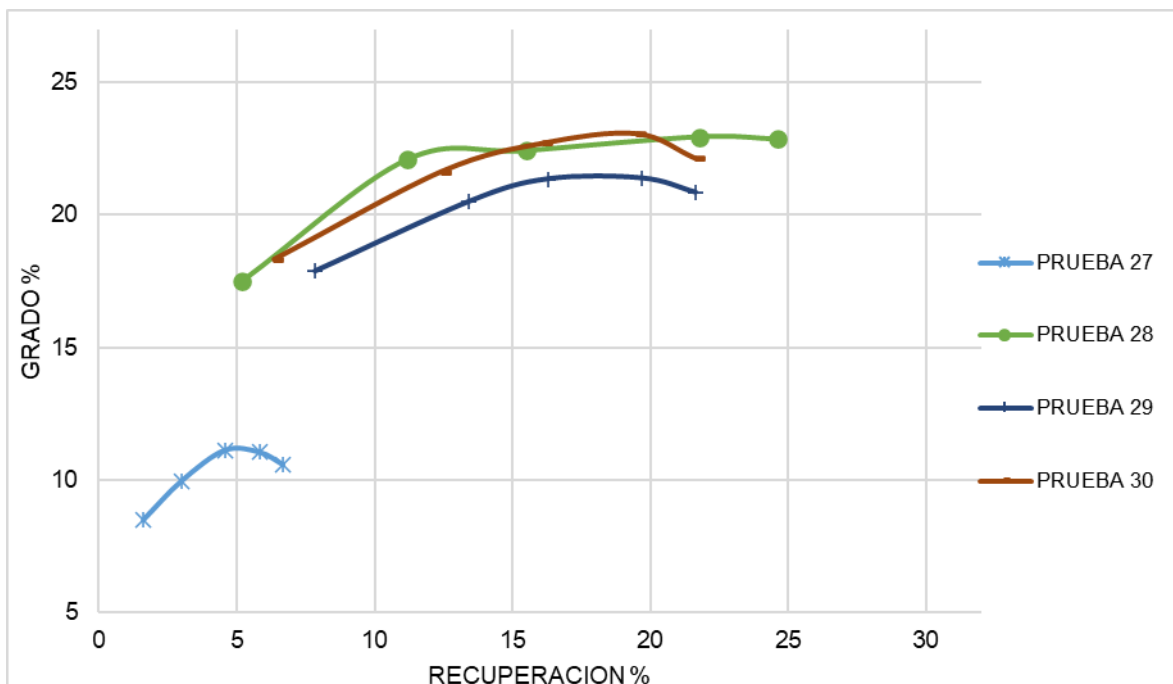
Prueba	Grado			Recuperación		
	Pb %	Zn %	Cu %	Pb %	Zn %	Cu %
<b>23</b>	14.98	8.45	5.86	82.29	7.44	56.07
<b>24</b>	10.97	23.10	5.87	83.49	28.18	79.74
<b>25</b>	10.75	18.57	5.38	80.98	22.97	76.86
<b>26</b>	10.26	19.79	5.20	78.44	21.55	72.53
<b>27</b>	16.47	10.58	4.57	84.33	6.67	39.93
<b>28</b>	9.24	22.86	5.78	87.73	24.63	88.98
<b>29</b>	9.08	20.85	5.71	75.90	21.66	83.93
<b>30</b>	9.83	22.13	5.60	80.34	21.65	85.21



**Figura 29. Grado-Recuperación en Zn pruebas 23-26.**

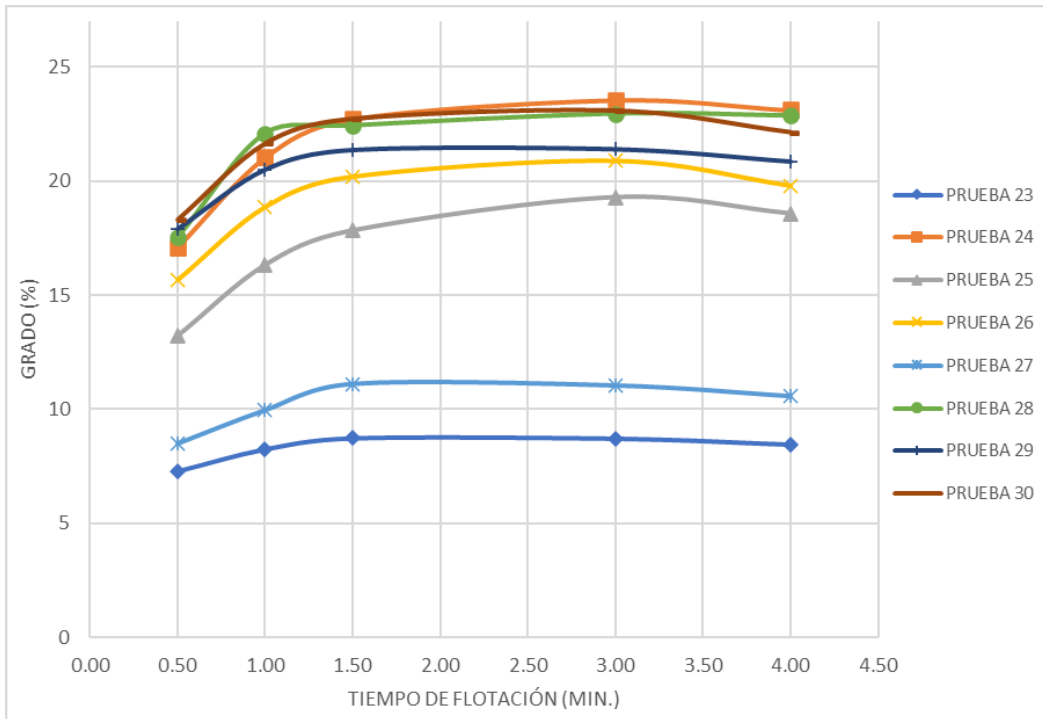
En la **Figura 29** se observan los resultados de recuperación de zinc en la muestra que presentó activación inadvertida en la operación. Se despliegan curvas con tendencia creciente de izquierda a derecha, esto producto del depresor administrado al inicio de la prueba y conforme al paso del tiempo dicho efecto depresor va disminuyendo por lo que se ve el aumento de grado y recuperación del zinc.

Claramente se puede observar que la prueba con mejores resultados fue la **23** (6.45% de recuperación) la cual corresponde a la dosificación estándar de reactivos. De las pruebas donde se realizaron cambios de dosificaciones la que tuvo un mejor comportamiento de acuerdo con la **Tabla 15** con 21.55% de recuperación fue la **prueba 26** a la cual se le administraron 190 g/T de  $ZnSO_4$ , sin embargo, se encuentra con un valor por encima del doble de la recuperación usual. De igual forma ocurre con la **prueba 25** pues en la **Figura 29** es la primera curva que se encuentra por encima de las pruebas estándar con un valor de 22.97% de recuperación de zinc al serle administrados 320 g/T de  $ZnSO_4$ .

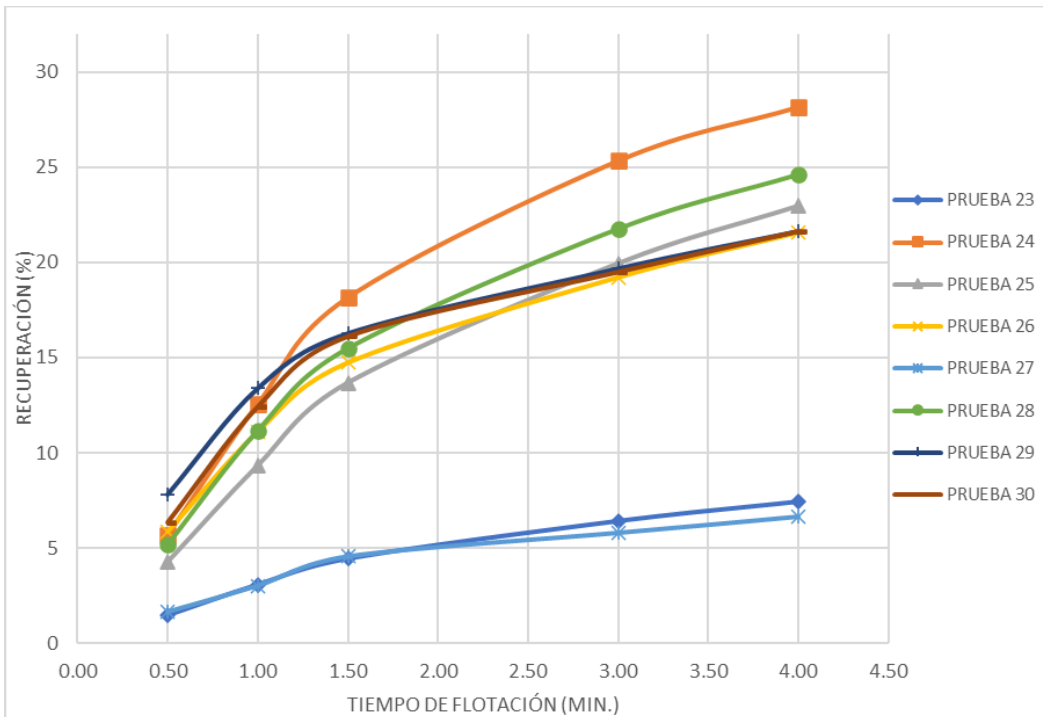


**Figura 30. Grado-Recuperación en Zn pruebas 27-30.**

Pasando a la **Figura 30** donde los resultados presentados corresponden a las elaboradas con muestra que no presentó activación de zinc, despliega el mismo fenómeno que la **Figura 29**. Nuevamente la prueba estándar (**27**) mostró el mejor resultado mientras que el resto de las pruebas se encuentra por encima del 20% de grado y recuperación de zinc.



**Figura 31. Cinética de flotación de grado de Zn pruebas 23-30.**



**Figura 32. Cinéticas de flotación de recuperación de Zn pruebas 23-30.**

En las **Figuras 31 y 32** se despliegan los resultados cinéticos de grado y recuperación de zinc, respectivamente. Se aprecia que la mayoría de las pruebas presentan un aumento abrupto ya sea en grado o recuperación en los intervalos de tiempo de 0.5 a 1.5 minutos y posteriormente los aumentos son mínimamente perceptibles o se dan de manera gradual. Una curva ideal en este caso se asemeja a la presentada en la **Figura 31** correspondiente a la **prueba 23** donde en cada punto los valores se mantienen con poca fluctuación asemejando una recta horizontal en la parte baja de la gráfica.

Se puede observar que en ambas gráficas las **pruebas 23 y 27** presentaron los valores más bajos y coinciden con lo que previamente se ha explicado, pues dichas pruebas son las realizadas con condiciones estándar de operación. Por otra parte, observando el límite superior de ambas gráficas la **prueba 24** presentó los valores más altos de grado y recuperación, seguida de la **prueba 28** a la cual le fueron dosificados 250 g/T de sulfato de zinc, por lo que a esta prueba los altos valores obtenidos se le atribuyen a la baja dosificación del depresor.

De estas pruebas se puede concluir que el cianuro no ha sido la razón por la cual se dé la activación inadvertida del zinc y continúa siendo la mejor opción por utilizar dentro de la operación.



## 8) Conclusiones

- La **prueba 11** correspondiente al uso del ditiofosfato del Proveedor 1, contó con los mejores resultados de disminución de ley (7.94%) y recuperación (5.31%) de zinc.
- Las mejores pruebas del Proveedor 2 fueron la practicadas con espumantes de dicho proveedor (**pruebas 19 y 20**). La **prueba 19 (espumante 2)** obtuvo resultados de 7.54% de recuperación, así como 17.77% de grado de Zn, mientras la **prueba 20 (espumante 3)** logró resultados de 6.22% de recuperación y 16.95% de grado en zinc.
- De las pruebas realizadas para la eliminación del cianuro de sodio del proceso la que tuvo mejores resultados en cuanto a grado-recuperación de zinc fue la **23** perteneciente a una prueba de reactivos estándar con valores de 8.45% de recuperación y 7.44% en grado de zinc.
- En las pruebas realizadas con ambos proveedores las recuperaciones de Pb-Cu se vieron disminuidas entre un 10 y 20%.
- Los resultados con las pruebas no fueron los esperados, sin embargo, esto nos da un indicio para descartar que una fuente más de la problemática presente es el uso de NaCN. Esto podría ayudar a enfocar la atención a las condiciones fisicoquímicas en las que los reactivos son añadidos.

## 9) Recomendaciones

- Debido a que el objetivo de eliminar el cianuro de sodio no podrá ser posible al observar los resultados en las pruebas realizadas, se recomienda realizar monitoreos constantes del pH pues esta condición podría ser la que propicie la formación de iones  $\text{Cu}^{+2}$  y por lo tanto se dé la flotación inadvertida del zinc. De igual forma realizar pruebas para aumentar la relación  $\text{ZnSO}_4$ :  $\text{NaCN}$  en la mixtura y así disminuir los riesgos dentro de la operación.
- Se recomienda seguir con la investigación de los espumantes del Proveedor 2, pues fueron las pruebas que mejores resultados presentaron.
- Es muy importante revisar el efecto que tienen otros aditivos en el comportamiento del zinc en el circuito de flotación, por ejemplo, el almidón cáustico.
- Explorar como posibilidad otros diseños de celda de flotación con los diferentes proveedores.

## Referencias

1. *A review of the fundamental studies of the copper activation mechanisms for selective flotation of the sulfide minerals, sphalerite and pyrite.* **Chandra, A. P. and Gerson, A. R.** 1-2, Enero 30, 2009, Advances in Colloid and Interface Science, Vol. 145, pp. 97-110.
2. **Society for Mining, Metallurgy and Explotation, Inc.** *Froth flotation: A century of innovation.* [ed.] Maurice C. Fuernestenaus, Graeme Jameson and Roe-Hoan Yoon. Littleton : Society for Mining, Metallurgy and Explotation, Inc, 2007.
3. *Activation of sphalerite by Cu ions produced by cyanide action on chalcopyrite.* **Rao, S. R., Nasset, J. E. and Finch, J. A.** 9, Agosto 2011, Minerals Engineering, Vol. 24, pp. 1025-1027.
4. *Activating effects of small amounts of cyanide in size reduction of copper ores.* **Plaksin, I. N., et al.** 1964, Dobycha I Obogashch Rud Tsvetnye Metall., Vol. 4, pp. 36-39.
5. **Cytec Industries, Inc.** *Mining Chemicals Handbook.* s.l. : Cytec Industries, Inc., 2010.
6. *Estudio de los mecanismos de activación de la esfalerita con Cu(II) y Pb(II).* **Dávila Pulido, G. I. and Uribe Salas, A.** 4, Julio-Agosto 2011, Revista de Metalurgia, Vol. 47, pp. 329-340.
7. **Olsen, Caroline, et al.** Application of Surface Chemical Analysis to the Industrial Flotation Process of a Complex Sulphide Ore. 2012.