

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**TRABAJO EXPERIMENTAL Y EVALUACIÓN DE PRUEBAS
DE FLOTACIÓN PARA UN MINERAL DE PIRITA
ARGENTIFERA**

**INFORME DE SUFICIENCIA
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO
METALURGISTA**

PRESENTADO POR:
JAVIER GARCIA RODRIGUEZ

ASESOR
ING. JULIO UZA TERUYA

LIMA – PERU

2014

DEDICATORIA

El presente trabajo realizado esta dedicado a mis padres y hermanos.

RESUMEN

El estudio realizado a continuación es evaluar todas las condiciones y parámetros de trabajo del Mineral Pirita Argentífera. Considerando dicha evaluación de trabajo desde su mineralización hasta la obtención del concentrado comercial.

Las pruebas de flotación desarrolladas en Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas, fueron para la obtención de un concentrado comercial, obteniendo una buena recuperación de Plata, se hace un análisis inicial de mineralización para luego determinar su Moliendabilidad, luego aplicarle cinética de flotación de dicho mineral y una serie de pruebas metalúrgicas evaluando dosificación y condiciones para obtener una buena recuperación y ley de Plata.

Es muy importante saber que dicho mineral tiene las características de un mineral alterado mineralógicamente, por tal razón se emplea la dosificación de reactivos para neutralizar dicho fenómeno de alteración.

Se diseña al final el circuito de flotación basándonos en las pruebas de laboratorio, ajustando las condiciones y parámetros finales que obtengan una buena recuperación de Plata del Concentrado Pirita –Plata.

ABSTRACT

The content of this work was carried out based on metallurgical flotation tests developed Metallurgical Research Laboratory, to demonstrate the recovery of silver and lead, applied to a mineral - containing Silver Pyrite (Pyrite Argentiferous).

It is noteworthy that the mineral was stored for years in a stacked reservoir and is also very important to note the presence of soluble salts and mineralization altered by weathering, these features will involve a metallurgical study for obtaining the mineral recoveries in Silver and Lead.

It starts with the kinetics of flotation of the mineral and metallurgical test series evaluated parameters and conditions for a good recovery and grade of Silver, Lead . Flotation kinetic models developed in the previous rub testing can be used to simulate various configurations of flotation circuits.

For flotation circuit design all based on laboratory tests will be substantial good recovery Silver and Lead and their respective laws.

INDICE

	Pág
INTRODUCCIÓN.....	11
CAPITULO I	
FUNDAMENTO TEORICO	
1.1 Proyecto de Stock piles de piritas Argentífera.....	12
1.2 Riesgos Ambientales e Implicación del Proyecto.....	13
1.3 Generalidades del Proceso de Flotación.....	14
1.4 Controles de los Parámetros de Flotación.....	16
1.5 Modelo Cinético de Flotación Discontinua.....	19
CAPITULO II	
EVALUACION DE PARAMETROS DE MINERAL PIRITA ARGENTIFERA A PARTIR DE PRUEBAS EXPERIMENTALES	
2.1. Trabajo Experimental.....	23
2.2. Muestras.....	24
2.3. Principales minerales de plata detectados en el mineral Stock Pile 7C1.....	24
2.4. Reactivos Empleados en las Pruebas de Flotación.....	26
2.5. Análisis de Elementos Químico del mineral.....	28
2.6. Análisis de molienda.....	28
2.7. Pruebas de Flotación variando el Tiempo de Molienda.....	29
2.8. Análisis de Pruebas de Flotación del mineral Pirita Argentífera.....	34
2.9. Pruebas de Evaluación del Colector AeroPhine 3418.....	43
2.10.Pruebas de Flotación modificando el P80 en Molienda.....	48
2.11.Balance de Pruebas evaluando la modificación del pH.....	54
2.12.Evaluación de Pruebas de Flotación a P80 = 60μ y P80 = 50μ.....	59
2.13.Pruebas a diferente pH con dosificación de NaOH.....	63
2.14.Prueba a diferente dosificación de Na ₂ S.....	67
2.15.Pruebas a diferente dosificación de colector Z11 en Molienda.....	71
2.16.Pruebas de Flotación evaluando una tercera etapa de Scavenger.....	75
2.17.Realización de Pruebas de flotación empleando ZnSO ₄	79

CAPITULO III

ANALISIS DE LA EVALUACION DE TRABAJO DEL MINERAL PIRITA ARGENTIFERA

3.1. Análisis: Principales minerales de plata detectados en el mineral Pirita Argentífera. ...	83
3.2. Resultados de las Pruebas de Flotación variando el Tiempo de Molienda	83
3.3. Resultados de las Pruebas de Evaluación del Colector AeroPhine 3418	84
3.4. Resultados de las Pruebas de Flotación modificando el P80 en Molienda.	85
3.5. Resultados de las Pruebas evaluando la modificación del pH.	86
3.6. Resultados de Evaluación de Pruebas de Flotación a P80=60 μ y P80=50 μ	87
3.7. Resultados de las Pruebas a diferente pH con dosificación de NaOH	88
3.8. Resultados de las Pruebas a diferente dosificación de Na ₂ S	89
3.9. Resultados de las Pruebas a diferente dosificación de colector Z11 en Molienda.....	91
3.10.Resultados de las Pruebas de Flotación evaluando una tercera etapa de Scavenger.....	92
3.11.Resultados de las Pruebas de flotación estándar.	93
3.12.Resultados de las Pruebas de flotación empleando ZnSO ₄	94

CAPITULO IV

DISEÑO DEL CIRCUITO DE FLOTACIÓN DEL MINERAL PIRITA ARGENTIFERA

4.1. Pruebas de Flotación en Circuito Cerrado.....	96
4.2.Esquema de la Prueba de Flotación en Circuito Cerrado.....	98
4.3.Pruebas de Flotación de Circuito Cerrado	99
4.4.Análisis de Recuperación de las Pruebas de Flotación en Circuito Cerrado	100
CONCLUSIONES	101
BIBLIOGRAFIA.....	102

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1.1 Esquema de un Proceso Ideal de Flotación.....	15
Figura 1.2 Esquema de Flotación de una celda convencional.....	19
Figura 1.3 Grafica de Pendiente de Concentración vs Tiempo.....	20
Figura 2.1. Abundancias relativas de minerales que Contienen Plata.....	26
Figura 2.2. Esquema de Flotación para la realizacion de Cinetica de Flotacion.....	35
Figura 2.3. Esquema de Flotación para la realizacion de Pruebas de Flotacion.....	38
Figura 2.4. Esquema de Flotación para la realizacion de Pruebas de Flotacion.....	40
Figura 2.5. Esquema de Flotación para la realizacion de Pruebas de Flotacion.....	42
Figura 2.6. Esquema para la realización de Pruebas de Flotación modificando el pH.....	54
Figura 2.7. Esquema para la realización de Pruebas de Flotación a determinado P80.....	59
Figura 2.8. Esquema para la realizacion de Pruebas de Flotación dosificando Z11 en Molienda.....	71
Figura 2.9. Esquema para la realizacion de Pruebas de Flotación para evaluar una III etapa Scv.....	75
Figura 2.10. Esquema para la realizacion de Pruebas de Flotación evaluando dosificacion $ZnSO_4$	79
Figura 4.1. Esquema para la realizacion de Pruebas de Flotación Ciclica.....	98

INDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1.1. Leyes de Tonelaje almacenado en el Stock Pile.....	13
Tabla 2.1. Leyes de Cabeza y Concentrado del Mineral Py-Ag.....	24
Tabla 2.2. Análisis de Minerales de Plata en el Mineral Stock Pile 7C1.....	24
Tabla 2.3. Análisis de principales Minerales en el Mineral Stock Pile 7C1.....	25
Tabla 2.4 Porcentaje normalizado de minerales de Ag.....	25
Tabla 2.5. Analisis de Elemento Quimico del mineral Stock Pile.....	28
Tabla 2.6. Análisis Granulométrico del mineral Stock Pile 7C1.....	28
Tabla 2.7. Curva Granulométrica del Mineral Py-Ag.....	29
Tabla 2.8. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 79u.....	29
Tabla 2.9. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 79u.....	30
Tabla 2.10. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 60u.....	30
Tabla 2.11. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 60u.....	31
Tabla 2.12. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 50u.....	31
Tabla 2.13. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 50u.....	31
Tabla 2.14. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 44u.....	32
Tabla 2.15. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 44u.....	32
Tabla 2.16. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 40u.....	33
Tabla 2.17. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 40u.....	33
Tabla 2.18. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 35u.....	34
Tabla 2.19. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 35u.....	34
Tabla 2.20. Condición de Trabajo de la Prueba Cinética realizada.....	36
Tabla 2.21. Balance Metalúrgico de la Prueba Cinética realizada.....	36
Tabla 2.22. Valores de R_{inf} (Es la recuperación máxima posible) y k (Cte. de velocidad específica de flotación) del Modelo Garcia Zuñiga.....	37
Tabla 2.23. Curva de % de Recuperación vs Tiempo de Flotación.....	37
Tabla 2.24. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.9.2.....	39
Tabla 2.25. Balance Metalurgico de la Prueba de Flotación de Bulk de Ag.....	39
Tabla 2.26. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.9.3.....	41
Tabla 2.27. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación de Bulk de Ag.....	41
Tabla 2.28. Condición de Trabajo de la Prueba de flotación 2.9.4.....	42
Tabla 2.29. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación de Bulk de Ag.....	42
Tabla 2.30. Balance Metalúrgico de la Prueba dosificando AP 3418.....	43

Tabla 2.31. Condicion de Trabajo de la Prueba dosificando AP 3418.....	43
Tabla 2.32. Balance Metalúrgico de la Prueba dosificando AP 3416.....	44
Tabla 2.33. Condición de Trabajo de la Prueba dosificando AP 3418.....	44
Tabla 2.34. Balance Metalúrgico de la Prueba dosificando AP 3406.....	45
Tabla 2.35. Condición de Trabajo de la Prueba dosificando AP 3406.....	45
Tabla 2.36. Balance Metalúrgico de la Prueba dosificando AP 3408.....	46
Tabla 2.37. Condición de Trabajo de la Prueba dosificando AP 3408.....	46
Tabla 2.38. Balance Metalúrgico de la Prueba dosificando AP 3410.....	47
Tabla 2.39. Condición de Trabajo de la Prueba dosificando AP 3410.....	47
Tabla 2.40. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 50.22.....	48
Tabla 2.41. Condición de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 50.22.....	48
Tabla 2.42. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,09 / P80= 60.02.....	49
Tabla 2.43. Condicion de Trabajo de la Prueba a pH - 10,09 / P80= 60.02.....	49
Tabla 2.44. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 79.40.....	50
Tabla 2.45. Condicion de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 79.40.....	50
Tabla 2.46. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 44.04.....	51
Tabla 2.47. Condicion de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 44.04.....	51
Tabla 2.48. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 39.7.....	52
Tabla 2.49. Condicion de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 39.7.....	52
Tabla 2.50. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 35.51.....	53
Tabla 2.51. Condición de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 35.51.....	53
Tabla 2.52. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación a pH=5.68.....	55
Tabla 2.53. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación a pH=5.68.....	55
Tabla 2.54. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación a pH=8.....	56
Tabla 2.55. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación a pH=8.....	56
Tabla 2.56. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación a pH=10.....	57
Tabla 2.57. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación a pH=8.....	57
Tabla 2.58. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación a pH=11.5.....	58
Tabla 2.59. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación a pH=11.5.....	58
Tabla 2.60. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.13.1.....	60
Tabla 2.61. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.13.1.....	60
Tabla 2.62. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.13.2.....	61
Tabla 2.63. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.13.2.....	61
Tabla 2.64. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.13.3.....	62

Tabla 2.65. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.13.3.....	62
Tabla 2.66. Balance Metalúrgico de la Prueba con pH de 9.5 con NaOH.....	63
Tabla 2.67. Condición de Trabajo de la Prueba con pH de 9.5 con NaOH.....	63
Tabla 2.68. Balance Metalúrgico de la Prueba con pH de 10.5 con NaOH.....	64
Tabla 2.69. Condición de Trabajo de la Prueba con pH de 10.5 con NaOH.....	64
Tabla 2.70. Balance Metalúrgico de la Prueba con pH de 11.5 con NaOH.....	65
Tabla 2.71. Condición de Trabajo de la Prueba con pH de 11.5 con NaOH.....	65
Tabla 2.72. Balance Metalúrgico de la Prueba con pH de 12.5 con NaOH.....	66
Tabla 2.73. Condición de Trabajo de la Prueba con pH de 12.5 con NaOH.....	66
Tabla 2.74. Balance Metalúrgico de la Prueba con 100 gr/ton de Na ₂ S.....	67
Tabla 2.75. Condición de Trabajo de la Prueba con 100 gr/ton de Na ₂ S.....	67
Tabla 2.76. Balance Metalúrgico de la Prueba con 300 gr/ton de Na ₂ S.....	68
Tabla 2.77. Condición de Trabajo de la Prueba con 300 gr/ton de Na ₂ S.....	68
Tabla 2.78. Balance Metalúrgico de la Prueba con 500 gr/ton de Na ₂ S.....	69
Tabla 2.79. Condición de Trabajo de la Prueba con 500 gr/ton de Na ₂ S.....	69
Tabla 2.80. Balance Metalúrgico de la Prueba con 1000 gr/ton de Na ₂ S.....	70
Tabla 2.81. Condición de Trabajo de la Prueba con 1000 gr/ton de Na ₂ S.....	70
Tabla 2.82. Balance Metalúrgico de la Prueba con 0 gr/ton de Z 11.....	72
Tabla 2.83. Condición de Trabajo de la Prueba con 0 gr/ton de Z 11.....	72
Tabla 2.84. Balance Metalúrgico de la Prueba con 10 gr/ton de Z 11.....	73
Tabla 2.85. Condición de Trabajo de la Prueba con 10 gr/ton de Z 11.....	73
Tabla 2.86. Balance Metalúrgico de la Prueba con 30 gr/ton de Z 11.....	74
Tabla 2.87. Condición de Trabajo de la Prueba con 30 gr/ton de Z 11.....	74
Tabla 2.88. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.16.1.....	76
Tabla 2.89. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.16.1.....	76
Tabla 2.90. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.16.2.....	77
Tabla 2.91. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.16.2.....	77
Tabla 2.92. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.16.3.....	78
Tabla 2.93. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.16.3.....	78
Tabla 2.94. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.17.1.....	79
Tabla 2.95. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.17.1.....	79
Tabla 2.96. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.17.2.....	80
Tabla 2.97. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.17.2.....	80
Tabla 2.98. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.17.3.....	82

Tabla 2.99. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.17.3.....	82
Tabla 3.1. Balance Metalúrgico de las pruebas variando la Moliendabilidad.....	83
Tabla 3.2. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag.....	84
Tabla 3.3. Balance Metalúrgico de las pruebas variando el Colector AP.....	84
Tabla 3.4. Curva de % de Recuperación vs Tiempo de Flotación.....	85
Tabla 3.5. Balance Metalúrgico de las pruebas variando el P80.....	85
Tabla 3.6. Curva de % de Recuperación vs Tiempo de Flotación.....	86
Tabla 3.7. Balance Metalúrgico de las pruebas variando el pH.....	86
Tabla 3.8. Curva de % de Recuperación vs pH.....	86
Tabla 3.9. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag.....	87
Tabla 3.10. Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb.....	88
Tabla 3.11. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag.....	88
Tabla 3.12. Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb.....	89
Tabla 3.13. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag.....	90
Tabla 3.14. Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb.....	90
Tabla 3.15. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag.....	91
Tabla 3.16. Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb.....	92
Tabla 3.17. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag.....	92
Tabla 3.18. Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb.....	93
Tabla 3.19. Curva de % de Recuperación vs Pruebas.....	94
Tabla 3.20. Curva de Leyes vs Pruebas de Flotación.....	94
Tabla 3.21. Curva de % de Recuperación vs Pruebas.....	95
Tabla 3.22. Curva de Leyes vs Pruebas de Flotación.....	95
Tabla 4.1. Leyes de Cabeza del mineral Pirita Argentífera.....	96
Tabla 4.2. Condición de Trabajo para la Prueba en circuito cerrado.....	97
Tabla 4.3. Balance Metalúrgico del I CICLO	99
Tabla 4.4. Balance Metalúrgico del II CICLO	99
Tabla 4.5. Balance Metalúrgico del III CICLO	99
Tabla 4.6. Balance Metalúrgico del IV CICLO	99
Tabla 4.7. Balance Metalúrgico del V CICLO	99
Tabla 4.8. Curva de % de Recuperación vs Ciclo de Flotación.....	100

INTRODUCCIÓN

El mineral Pirita Argentífera se encontraba almacenado por años en un depósito apilado en las Laderas de la Planta Concentradora San Expedito – Cerro de Pasco debido a que en esa época su Procesamiento no generaba un Concentrado Comercial, ya que para ese entonces económica lo generaba el mineral extraído directamente de mina.

Una vez que las reservas del mineral de mina agotaron se optó por procesar el mineral Pirita Argentífera.

Es muy importante resaltar la presencia de sales solubles y mineralización alterada por el intemperismo, estas características van implicar un estudio metalúrgico a dicho mineral para su obtención de un concentrado comercial y una buena recuperación de Plata.

Justificación del Informe.

La realización de este trabajo es obtener un concentrado Comercial, es rentable procesar dicho mineral con una ley de cabeza del 9 oz/tn a 10 oz/tn de Plata. Y obtener una recuperación del 20% al 30% de Plata.

Objetivo del Informe

Dar a conocer el Diseño del circuito de flotación aplicando pruebas metalúrgicas desde cinética de flotación, pruebas estándar de flotación y determinando las recuperaciones parciales y Pruebas de flotación cíclicas como fase final, interpretando los resultados de las pruebas de flotación cíclica para luego dar a conocer los parámetros adecuados para Recuperación del 20% a 30% de Plata.

CAPITULO I

FUNDAMENTO TEORICO

1.1 Proyecto de Stock piles de piritas Argentífera

La unidad de Cerro de Pasco cuenta con importantes recursos de pirita-sílice con contenidos de plata y metales valiosos, tanto en Stock Piles como in-situ. Durante el año 2011 se han continuado los trabajos de definición detallada de los stockpiles de pirita - sílice con plata y del cuerpo in-situ de piritas con plata ubicado en la pared oeste del tajo Raúl Rojas en Paragsha – Cerro de Pasco.

El proyecto cuenta con reservas del orden de los 6.2 Mt con leyes de 6.6 oz/t de plata y recursos del orden de los 19.1 Mt con leyes de 4.15 oz/t para los stockpiles. A esto se suman los 29.6 Mt de recursos medidos e indicados in - situ con ley de 4.6 oz/t y 31.4 Mt de recursos inferidos in-situ.

Se ha probado la viabilidad de recuperar la plata de las piritas mediante un proceso de lixiviación y flotación, pero se viene trabajando en definir el método metalúrgico óptimo para beneficiar este mineral. En esta dirección, se vienen ejecutando actividades de investigación y desarrollo, además de la geología y estudios mineralógicos sobre este importante recurso.

Durante el periodo 2012, se desarrollaron actividades de registro, de revisión de base de datos y de reinterpretación, las cuales han permitido incrementar los recursos conocidos, y se han logrado avances importantes en la investigación de la aplicación de la molienda ultrafina para la recuperación de la plata contenida en estas piritas.

El inventario de mineral de Piritas Insitu está conformado por el detalle siguiente:

Tabla 1.1. Leyes de Tonelaje almacenado en el Stock Pile

Deposito	TMS	%Cu	%Pb	%Zn	OzAg	gAu
1.0	253,039.200	0.39	0.65	1.03	2.12	1.08
2.0	201,914.900	0.43	0.73	1.13	2.48	1.07
2.5	89,111.400	0.53	0.79	1.47	3.78	1.02
3.0	60,996.900	0.58	0.83	1.53	4.48	1.01
4.0	39,436.700	0.64	0.93	1.62	5.45	1.00
5.0	20,015.200	0.70	1.02	1.61	7.45	1.00
6.0	12,202.200	0.72	1.15	1.70	9.36	0.99
7.0	8,586.900	0.76	1.16	1.78	11.00	1.00
TOTAL	685,303.40					

1.2 Riesgos Ambientales e Implicación del Proyecto

Compromisos Ambientales durante la Etapa de Construcción:

- Residuos, Efluentes y Emisiones de la Construcción.
- Residuos Sólidos Domésticos
- Residuos Sólidos de Construcción
- Residuos Peligrosos
- Aceites y Lubricantes Usados
- Aguas Servidas
- Emisiones de Material Particulado y Gases
- Ruido.

Durante el cierre se beneficiará estos minerales compuesto por pirita argentífera y minerales oxidados con contenidos de plata para pagar la inversión de tratamiento y el envío total de estos minerales como material de relleno de la mina subterránea y tajo abierto, de esta forma garantizamos una estabilidad química sostenible. La siguiente alternativa de cierre consiste en encapsular in situ mediante el uso de cobertura adecuada.

En el tema de transporte de Relave de Flotación, se hace por gravedad empleando una tubería de 19" de diámetro a una distancia de 4.5 Km. El almacenamiento de relaves se realiza en Ocroyoc, cuyo método de disposición es con Dique Permeable construido con material prestado.

Debido a las circunstancias ambientales, el impacto ambiental que expondría la producción de concentrado de Pirita Plata sería la ruptura de la cañería de paso

del Relave de la Planta Concentradora, Una ruptura en cualquiera de los puntos de la tubería hacia la Relavera podría causar un grave impacto ambiental a la zona, tanto en la flora y fauna.

La supervisión diaria del flujo de salida del relave tiene que ser bien controlada y el flujo de entrada a la Relavera. Para evitar un gran daño al medio ambiente.

1.3 Generalidades del Proceso de Flotación

La flotación hace posible la recuperación económica de recursos minerales de baja ley, siendo, posiblemente, la tecnología más importante desarrollada para el tratamiento de los minerales.

Siempre se pensó que era un arte lograr que una partícula mineralizada se vuelva hidrofóbica, se junte a una burbuja de aire y, formando un conjunto de menor densidad que el agua, flote hacia la superficie. La selectividad y el desarrollo logrado finalmente en la flotación hasta nuestros días (indistintamente del tipo de celdas), hacen que estos conceptos se expliquen cada vez mejor.

Ahora, en el tercer milenio, podríamos afirmar que flotar no es un arte porque para tener éxito en flotación es necesario controlar desde la calidad del mineral en mina, el producto chancado a molienda, la liberación de los valiosos y posible aplicación de flotación flash, densidades de pulpa en las etapas de flotación, calidad y dosificación automática de reactivos, control de cargas circulantes y remolienda de medios de flotación, automatización de equipos en control de nivel de pulpa, control automático de pH, uso de analizador químico en línea como apoyo importante a las decisiones de flotación y, además, estar preparados para el esquema de futuro para plantas concentradoras por flotación como se ve en el diagrama siguiente:

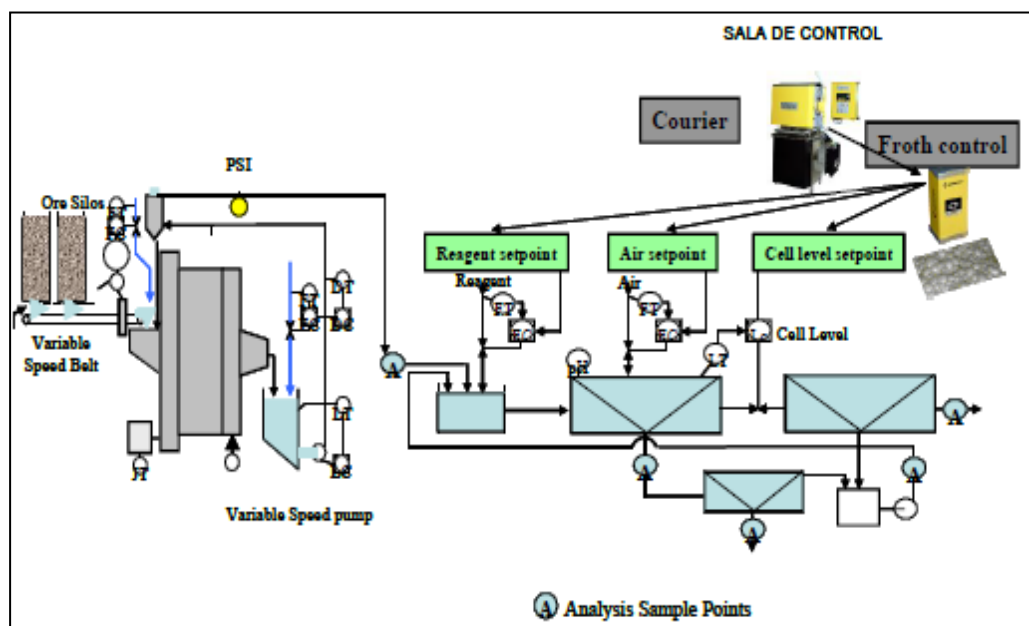


Figura 1.1 Esquema de un Proceso Ideal de Flotación

En la figura anterior, se aprecia un esquema del proceso ideal de flotación. El mismo se controlará desde una sala de mando que estabilizará la relación agua/mineral en molienda y el producto de clasificación -alimento final a flotación- será monitoreado por un analizador de tamaño de partículas PSI, si el producto es grueso bajará ligeramente el tonelaje de las fajas alimentadoras al molino; y, si es fino incrementará el mismo. Las válvulas y flujómetros de agua obedecerán a estos cambios para mantener el equilibrio del sistema de molienda y alimentar a flotación un mineral valioso liberado y con un porcentaje de sólidos estable. Luego, la pulpa que ingresa al circuito de flotación tendrá varios puntos de ensayo químico instantáneo con un analizador en línea – el más conocido es el COURIER de OUTOTEC- y también se instalarán sensores de tamaño de burbuja (FROTH MASTER) que tomen decisiones sobre la cantidad de aire a la celda y el nivel de pulpa según el tamaño y velocidad de las burbujas mineralizadas. Lo que aún no se puede lograr ni en plantas de solo flotación de cobre (que son las más simples) es que la dosificación de reactivos sea controlada por un sistema experto o automático. Es aquí, donde interviene la mineralogía de la mena. Por ejemplo, una ley química de cobre en un mineral de cabeza - entregada por el analizador químico en línea- difícilmente podrá explicar si se trata de calcopirita, cobres secundarios (covelita, calcosita, bornita, digenita) o cobres grises (tetrahedrita

típico portador de plata). Por eso, es que el desarrollo de la microscopía y la aplicación de diseño experimental se tornan importantes para la investigación metalúrgica por lo que el progreso que se logre en estas investigaciones justifica la permanente participación del factor humano como elemento decisivo en la conducción del proceso de flotación.

La flotación difícilmente será reemplazada en los próximos años, su relevancia en el procesamiento de los minerales aún no ha sido medida en su verdadera magnitud. Este proceso tiene gran influencia en la metalurgia extractiva ya que sin él difícilmente hubiera podido desarrollarse sistemas posteriores, como los de tostación, conversión, fusión y refinación para obtener metales de consumo; y, en general, la minería no mostraría los niveles actuales de desarrollo, que permiten elevar el volumen de reservas minerales abriendo la posibilidad de flotar minerales de contenido químico valioso más bajo.

1.4 Controles de los Parámetros de Flotación

Para operar eficientemente un proceso de flotación se requiere considerar los siguientes aspectos básicos:

- a) Los reactivos (colectores, espumantes, modificadores) deben ser de calidad y pureza reconocida controlados en cantidad con un adecuado sistema dosificador. Asimismo, las concentraciones de preparación deben ser verificadas con densímetros de vidrio.
- b) En lo posible, no se deberá agregar depresores y colectores en un mismo punto; menos, si son depresores incompatibles como el Cianuro de sodio y Bisulfito de sodio.
- c) Los relaves de la etapa de limpieza requieren generalmente, remolienda; y, para estabilizar circuitos este remolido deberá ser recirculado a la cabeza CERRANDO CIRCUITO. No hay peor evento que el recircular productos intermedios sin generar otro tipo de superficies, como ocurre en remolienda; y, será mejor acondicionar previamente.
- d) Si existe circuito ABIERTO se deberá cuidar ese remolido ya que generalmente es de alta ley que puede desestabilizar el relave final; salvo, se

- instale un nuevo circuito de agotamiento previo. En términos simples, no se debe abrir un circuito si no hay disponibilidad de un banco de flotación que agote este nuevo flujo remolido antes de hacer un descarte a relaves finales.
- e) De ser posible, se deberá elegir un solo colector principal. Hay que considerar que el 80% de la flotación mundial usa xantato isopropilico o Z11, típico para su operación. Se recomienda no usar productos que tengan como base el ácido cresílico por ser un producto dañino para la salud y, porque además, tiene comportamiento inestable en flotación. Se conoce que el ácido cresílico no siempre tiene el mismo contenido de cresoles, fenoles y xilenoles. Es amorfo y su composición es indefinida.
 - f) Considerar que el mineral abastecido es fundamental. Si hay óxidos, los relaves serán altos. Si en flotación polimetálica hay sales solubles de cobre, los desplazamientos de zinc al concentrado de plomo serán mayores a lo normal. Será importante conocer la mineralización de valiosos y ganga que se procesarán por flotación, en el día a día, mes a mes y la proyección por lo menos del año.
 - g) El reactivo apropiado para neutralizar las sales solubles de cobre es la Cal; pero, el más enérgico y, posiblemente el más efectivo es la soda cáustica. Pero, sí, como es común, no se puede controlar la acción de las sales solubles de cobre, será necesario preparar una mezcla adecuada o blending de tipos de minerales a fin de atenuar el problema.
 - h) Definir adecuadamente granulometría de molienda a la cual ya estén liberados los valores de las gangas. Este último, por Microscopía de Opacos en la descarga de molienda primaria. Estas cargas circulantes y corte de clasificación deberán proveer a la flotación partículas minerales valiosas suficientemente liberadas.
 - i) Definir también necesidades de remolienda; y si es de espuma scavenger, remoler relaves de limpieza o una mezcla de ambos, las cuales se denominan mixtos de flotación. También puede ser importante remoler espumas de la primera etapa de flotación. En general, el remolido de espumas de flotación rougher se aplica en la gran minería del cobre.

- j) Definir el pH en las etapas de flotación. En lo posible regular con lechada de cal en circuito cerrado y control automático. Por razones de seguridad y cuidado de la salud la cal sólida deberá ser hidratada y no debe manipularse cal viva. Cuando la cal no es de calidad reconocida presenta residuos de carbón que consumirán Xantato desestabilizando frecuentemente los consumos de este colector. El pH de la cal tiene un límite máximo. Considerar que la adición de soda caustica en una relación en peso de 20:1 cuando se prepara lechada de cal permite obtener un producto que maneja mejor el control y el resultado de los concentrados a un menor consumo relativo de cal.
- k) Recuperar el agua de concentrados y relaves buscando el punto más adecuado para recircularlas por su contenido de iones y su pH. La relación de uso de agua en los procesos de flotación es muy alta (4TM de agua por 1TM de mineral). No siempre hay disponibilidad de agua fresca por lo que la re-utilización de aguas industriales se torna en una necesidad cada vez más importante en minería. La separación del agua y el mineral depende de un floculante adecuado que sedimente sólidos hasta que las aguas recuperadas tengan no más de 20 ppm de sólidos. Este concepto constituye una forma práctica de evitar excesos en el uso de reactivos de flotación y recuperar la mayor cantidad de agua para volverla a usar en el proceso.
- l) Si el circuito de flotación de desbaste (rougher) recibe más carga de lo establecido según determinado tiempo de flotación, las etapas de limpieza también deben crecer en volumen para incrementar el tiempo de retención efectiva por celda y evitar que las cargas circulantes se hagan incontrolables.
- m) Para disminuir el contenido de insoluble en concentrados es necesario instalar celdas columna como limpiadoras. Los chisguetes de agua bien suministrados sobre una etapa de limpieza de celdas comunes también pueden resultar efectivos como parte inicial de una prueba industrial o aplicar reactivos orgánicos (CMC, Dextrina) solas o en mezcla con silicato de sodio. Las celdas columna se usan en limpieza de flotación de minerales de cobre para disminuir el contenido de insolubles. Para limpiar sulfuros de

hierro (pirita-pirrotita) en concentrados polimetálicos normalmente se prefiere utilizar celdas tradicionales con rotor-impulsor y aire externo.

1.5 Modelo Cinético de Flotación Discontinua

Consideremos el esquema de flotación de una celda convencional (agitación mecánica).

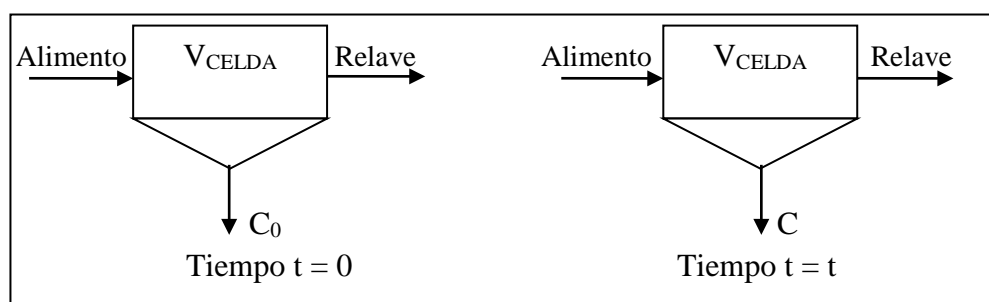


Figura 1.2 Esquema de Flotación de una celda convencional

En este caso muchos investigadores, han considerado que el proceso de flotación en forma análoga a los procesos químicos responde a una reacción de primer orden, partiendo de la ecuación general, para cada mineral valioso y la ganga, dentro de la celda:

$$\frac{dC}{dt} = -kC^n \quad (1.1)$$

Donde:

C = Concentración del mineral valioso en el instante t.

t = Tiempo de flotación, en minutos.

k = Constante de velocidad específica de flotación, en min⁻¹

V = Volumen efectivo de la celda.

n = Orden de reacción (normalmente n = 1)

Ordenando e integrando la ecuación (1.1) para n = 1, tenemos:

$$\frac{dC}{C} = -kdt \quad \rightarrow \quad \int_{C_0}^C \frac{dC}{C} = -k \int_0^t dt$$

$$\ln\left(\frac{C}{C_0}\right) = -kt = \frac{C}{C_0} = e^{-kt} = \exp(-kt)$$

$$C = C_0 \exp(-kt) \quad (1.2)$$

Donde:

C_0 es la concentración inicial de la especie valiosa o sea, para $t = 0$.

C es la concentración de la especies o especies minerales flotables al tiempo t .

La ecuación (1.2) se grafica según la expresión:

$$\ln\left(\frac{C_0}{C}\right) = kt$$

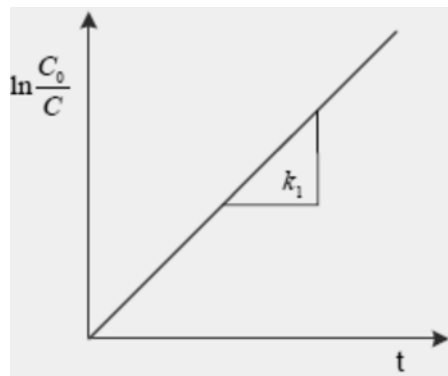


Figura 1.3 Grafica de Pendiente de Concentración vs Tiempo

Pero estas concentraciones no son de utilidad en flotación, donde más bien se usan recuperaciones, que se obtienen de la realización de una prueba de flotación fraccionada, donde los concentrados parciales que se extraen de la celda, se secan, se pesan y se ensayan (análisis químico) para conocer el contenido metálico fino y de ahí la concentración (puesto que se conoce el volumen de la celda). Como este fijo, se trabaja directamente con concentraciones. Además el ingeniero sabe que en la práctica no es posible llegar a una recuperación máxima, $R_{\text{máxima}}$ del 100 % ya que no todo el mineral valioso es flotado, por una razón de encapsulamiento, por ejemplo. Por consiguiente el término, $\ln\frac{C_0}{C}$, debe ser corregido, pues C_0 es la concentración de toda la especie flotable menos la concentración de la misma especie que aún no flotó y quedó, C_∞ : Esto es,

$$-\frac{dC}{dt} = -k(C - C_\infty) \quad (1.3)$$

Integrando la expresión (1.3) se obtiene:

$$\int_{C_0}^C \frac{dC}{C - C_\infty} = \int_0^t -k dt$$

$$\ln\left(\frac{C_0 - C_\infty}{C - C_\infty}\right) = kt \quad (1.4)$$

Pero lo deseable es expresar la ecuación (1.4) en función de la recuperación, expresada como fracción en peso, de la especie mineral de interés (mineral valioso, ganga, agua, etc.), por lo tanto esta recuperación estará dada por:

$$R = \frac{C_0 - C}{C_0} \quad (1.5)$$

Ya que $C_0 - C$ es la cantidad de concentrado o material valioso que flotó y C_0 es la concentración de mineral valioso inicial, siempre que se mantenga constante el volumen de la celda.

De modo que es posible escribir:

$$\left. \begin{aligned} R_\infty &= \frac{C_0 - C_\infty}{C_0} \text{ para } t_\infty \\ R &= \frac{C_0 - C}{C_0} \text{ para } t \end{aligned} \right\} \quad (1.6)$$

Luego de (1.5), se escribe:

$$C_0 R = C_0 - C$$

Derivando esta expresión se obtiene:

$$C_0 \frac{dR}{dt} = -\frac{dC}{dt}$$

De (1.6) se obtienen

$$C_\infty = C_0(1 - R_\infty)$$

$$C = C_0(1 - R)$$

Y escribiendo la expresión (1.1) como:

$$-\frac{dR}{dt} = -k(C - C_\infty)^n \quad (1.7)$$

$$C_0 \frac{dR}{dt} = -kC_0(1 - R) - C_0(1 - R_\infty)^n$$

$$\frac{dR}{dt} = -kC_0^{n-1}(R_\infty - R)^n \quad (1.8)$$

Integrando (1.7) para $n = 1$ se tiene:

$$\int_0^R \frac{dR}{R_\infty - R} = \int_0^t -k dt$$

$$\ln(R_\infty - R)]_0^R = -kt$$

$$\ln\left(\frac{R_{\infty} - R}{R_{\infty}}\right) = -kt$$

$$\frac{R_{\infty} - R}{R_{\infty}} = e^{-kt}$$

$$1 - \frac{R}{R_{\infty}} = e^{-kt}$$

Luego:

$$R = R_{\infty}[1 - \exp(-kt)] \quad (1.9)$$

Donde:

R = Es la recuperación parcial a cualquier tiempo t

R_{∞} = Es la recuperación máxima posible

Esto constituye la ecuación cinética del proceso de flotación discontinua, desarrollada originalmente por **García Zúñiga (1935)**, donde K y R_{∞} son los parámetros característicos de cada componente flotable y que dependen también de cada etapa de flotación tales como:

- Flotación Rougher o de desbaste.
- Flotación Scavenger o de control o recuperación.
- Flotación Cleaner o limpieza.
- Flotación Re-cleaner o re-limpieza.

De las características propias del mineral tales como:

- Granulometría (malla de control = %-m 200).
- Grado de liberación.
- Grado de degradación, etc.

Este modelo describe a la flotación por espumas de un alimento monodisperso conteniendo partículas que tienen una flotabilidad constante

CAPITULO II

EVALUACION DE PARAMETROS DE MINERAL PIRITA ARGENTIFERA
A PARTIR DE PRUEBAS EXPERIMENTALES

2.1. Trabajo Experimental

El presente trabajo experimental consiste en evaluar las condiciones y parámetros de trabajo para tratar el mineral Pirita Argentífera a partir de pruebas bacht, a diferentes condiciones y parámetros de trabajo obteniendo una buena recuperación de Plata y Plomo.

Programa de Pruebas de Flotación:

- a) Análisis de molienda
- b) Pruebas de Flotación variando el Tiempo de Molienda
- c) Análisis de Pruebas de Flotación del mineral Pirita Argentífera.
- d) Pruebas de Evaluación del Colector AeroPhine 3418
- e) Pruebas de Flotación modificando el P80 en Molienda.
- f) Balance de Pruebas evaluando la modificación del pH.
- g) Evaluación de Pruebas de Flotación a P80 = 60 μ y P80 = 50 μ
- h) Pruebas a diferente pH con dosificación de NaOH
- i) Prueba a diferente dosificación de Na₂S
- j) Pruebas de flotación empleando ZnSO₄.
- k) Pruebas a diferente dosificación de colector Z11 en Molienda.

2.2. Muestras

El Stock Pile de mineral Pirita Argentífera ubicado en un clima de 4200 msnm presenta varias zonas, la última se reconoce como 7C1 con una recuperación metalúrgica de plata por flotación de alrededor de 30%. El contenido mineralógico de este stock es mayormente Argentita finamente diseminada en pirita; esta diseminación indica la necesidad de un grado de molienda extremo.

El mineral Stock Pile presenta el siguiente análisis químico:

Tabla 2.1. Leyes de Cabeza y Concentrado del Mineral Py-Ag

N°	PRODUCTO	LEYES				
		%Cu	%Pb	%Zn	Ag gr/ton	%Fe
1	Cabeza Mineral malla +200	0.15	0.46	0.40	307.00	29.08
2	Concentrado Mineral malla+325	0.23	3.11	1.39	658.39	15.82

Sobre la característica del análisis químico del cuadro anterior se puntualizo lo siguiente:

El contenido de hierro en la cabeza es aproximadamente 30%Fe.

2.3. Principales minerales de plata detectados en el mineral Stock Pile 7C1

La siguiente tabla describe los principales minerales de plata encontrados durante el análisis, caracteriza el peso específico o densidad y la formula química.

En la Tabla siguiente se confirma la presencia de Argentita y cobres grises (tetraedrita-tenantita-Freibergita) y además Berryie que es un portador de plata asociado con sulfuro de plomo.

Tabla 2.2. Análisis de principales Minerales de Plata en el Mineral Stock Pile 7C1

Mineral	Densidad	Formula
Petzite	8.92	Ag ₂ AuTe ₂
Argentite	7.3	Ag ₂ S
Naumannite	7.5	Ag ₂ Se
Freibergite	6	(Ag _{4.9} Cu _{5.5} Fe _{1.6})(Sb) ₄ S ₁₃
Aramoyoite	5.74	Ag(Sb _{0.9} Bi _{0.1})S ₂
Tennantite_Ag	4.5	(Cu,Ag) ₃ AsS ₃
Tetrahedrite_Ag	4.7	(Cu,Ag) ₃ SbS ₃
Tennantite	4.5	Cu ₃ AsS ₃
Tetrahedrite	4.7	Cu ₃ SbS ₃

Tetrahedrite Tennandite	5.26	(Cu,Fe) ₁₂ (As,Sb) ₄ S ₁₃
Berryite	6.79	Pb ₃ (Ag _{0.35} Cu _{0.65}) ₅ Bi ₇ S ₁₆
Berryie_Galena	7.14	19(PbS).Pb ₃ (Ag _{0.25} Cu _{0.75}) ₅ Bi ₇ S ₁₆

Otros sulfuros base importantes:

Entre los sulfuros base importantes ubicados en el proceso de análisis y que se consignan en la tabla siguiente se debe remarcar la presencia de galena, esfalerita y especialmente pirita.

Tabla 2.3. Análisis de principales Minerales en el Mineral Stock Pile 7C1

Mineral	Densidad	Formula
Enargite	4.4	Cu ₃ AsS ₄
Horobetsuite	5.45	(Fe _{0.15} Bi _{0.98} Sb _{0.87})S ₃
Galena	7.5	PbS
Chalcopyrite	4.2	CuFeS ₂
Covellite	4.68	CuS
Sphalerite_Fe>10%	4	(Zn _{0.95} Fe _{0.05})S
Arsenopirite	6	FeAsS
Pyrrhotite	4.62	Fe ₂ +0.95S
Plumbogummite	4.05	PbAl ₃ (PO ₄) ₂ (OH) ₅ .H ₂ O
Pyrite	5.0	FeS ₂

Las fases identificadas como Argentita y Pirita pueden hacer referencia a cualquiera de sus polimorfos ya sea Acantite y Marcasite, respectivamente.

Tabla 2.4 Porcentaje normalizado de minerales de Ag

Mineral	Cabeza +100			Cabeza +200			Concentrado		
	%P	C _P	C _G	%P	C _P	C _G	%P	C _P	C _G
AuAg_Alloy	1.47	1	1	0.00	0	0	0.41	1	1
Petzite	6.62	4	4	0.00	0	0	0.00	0	0
Argentite	17.65	82	243	8.80	57	237	14.84	51	76
Naumannite	0.00	6	6	0.00	0	0	0.07	9	9
Freibergite	0.00	1	1	0.05	1	1	0.51	2	7
Aramayoite	0.00	0	0	0.00	0	0	8.78	34	45
Tetrahedrite_Tennantite_Ag	3.68	2	3	27.66	13	21	6.30	26	75
Berryite	55.88	3	10	26.44	4	78	1.80	5	43
Berryite_Galena	14.71	14	40	37.04	9	138	67.28	6	182
Total	100	113	308	100	84	475	100	134	438

Donde: %P: %Peso; C_P: Conteo de Peso; C_G: Conteo de Granos

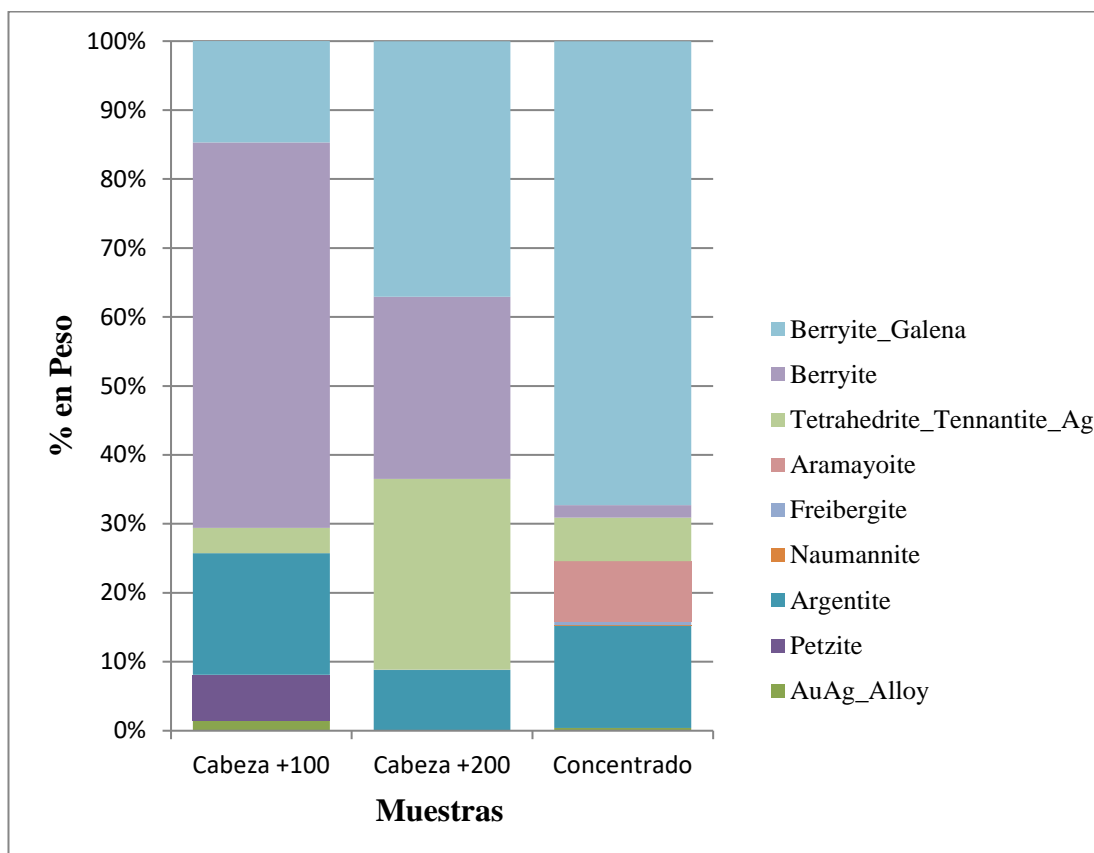


Figura 2.1. Abundancias relativas de minerales que Contienen Plata

La siguiente Figura representa la distribución de los minerales en forma vertical, y como se aprecia hay presencia de Plomo en el concentrado, y un 14.84% en Peso de Mineral de Plata en el concentrado.

2.4. Reactivos Empleados en las Pruebas de Flotación

Xantato Z11: Es el Reactivo de mayor selectividad por su corta cadena carbonada. Usado generalmente en menas complejas de Ag/PB o Zinc. Es el reactivo más usado en el PERÚ para el tratamiento de minerales polimetálico.

AeroPhine 3418A: es un exclusivo colector de sulfuro en base fósforo. Se desarrolló originalmente para la flotación de cobre y minerales activados de Zinc. Se ha descubierto que es un invaluable (y a menudo, irremplazable) colector en el beneficio de complejos, polimetálicos y masivos minerales de sulfuro. En estos minerales otorga separaciones muy selectivas. Es altamente efectivo frente a minerales de sulfuro de hierro, esfalerita desactivada y

elementos nocivos. En muchos minerales, la dosificación requerida puede ser considerablemente menor que la que necesitan los colectores usados tradicionalmente, como los xantatos. Otras características son:

- Baja contribución a la espumación, incluso en minerales que contienen minerales de arcilla.
- Rápida cinética.
- Buena recolección de partículas gruesas.
- Excelente colector para metales preciosos, metales del grupo del platino, galena y sulfuros de cobre desde minerales complejos, polimetálicos o masivos.

AeroPhine 4037: Es una mezcla de Ditioposfato por el cual es también un buen colector de sulfuro, en la flotación de Plata, Cobre.

Cianuro de Sodio (NaCN): Es un depresor para sulfuros de Hierro. Se usa en minerales con contenido de Plata, se emplea este Reactivo sumamente peligroso como depresor del mineral Pirita en un Medio Alcalino.

MT-342 (Espumante): Este Reactivo tiene propiedades de selectividad por lo que puede ser usado en flotación diferencial de concentrados Pb-Ag, logrando concentrados de alto grado con escaso contenido de pirita e insolubles.

Na₂S: Es un reactivo cuyo uso industrial es en la sulfurización del minerales oxidados, ya que al contacto con el agua se hidroliza por ser una sal que proviene de una base fuerte y ácido fuerte, reactivo empleado en la molienda del mineral y bolas de acero podría general una mínima oxidación del mineral. También es un reactivo que evita la formación de complejos generados por sales solubles presentes en el mineral. Se emplea en la molienda.

NaOH: Es un reactivo cuyo uso industrial es reemplazar la Cal, el cual tiene el mismo efecto en modificar el pH de la solución o pulpa de mineral tratado. Que para nuestra evaluación será importante su uso. También evita la formación de insolubles. Se emplea en la molienda.

ZnSO₄: Es un reactivo empleado en la industria como depresor de mineral de Zn.

2.5. Análisis de Elementos Químico del mineral

Tabla 2.5. Analisis de Elemento Quimico del mineral Stock Pile

Ag oz/tn	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	S total %	C total %	S sulfuro %	
10.51	0.23	0.52	0.27	33.67	33.58	0.35	32.89	
Al %	Ca %	K %	Mg %	Mn %	Na %	Ti %	As ppm	
0	0.239	0	0	0.042	0	0.002	1701	
Ba ppm	Be ppm	Bi ppm	Cd ppm	Co ppm	Cr ppm	Mo ppm	Ni ppm	
114	4.343	321	16.3	<1	48.6	<5	2.307	
P ppm	Sb ppm	Sc ppm	Sn ppm	Sr ppm	V ppm	W ppm	Y ppm	Zr ppm
193	623	<1	45.4	142.1	0.81	5.513	2.365	<1

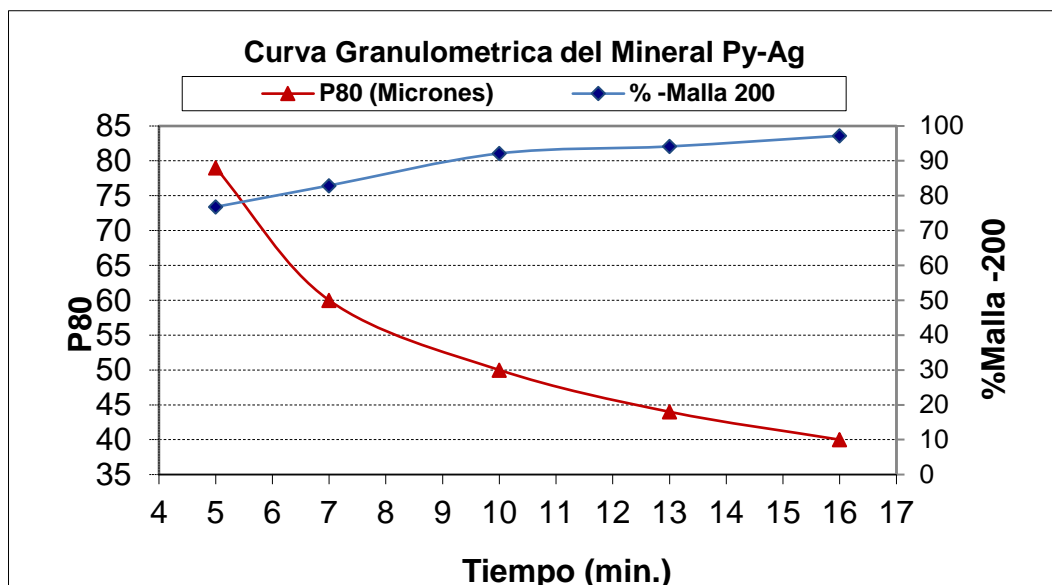
En la tabla anterior se puede apreciar los 6.49 oz/ton de Ag y 0.52% de Pb son estos elementos los mas importante para el estudio de dicho mineral.

2.6. Análisis de molienda

A continuación se realizaron una serie de análisis granulométricos para obtener el tiempo de molienda de mineral Py-Ag, para lo cual se obtuvo los siguientes resultados.

Tabla 2.6. Análisis Granulométrico del mineral Stock Pile 7C1

Tiempo (min)	5	7	9	10	13	16
% -Malla 200	77	83	89	92	94	97
P80 (Micrones)	84	70	60	50	44	40

Tabla 2.7. Curva Granulométrica del Mineral Py-Ag

2.7. Pruebas de Flotación variando el Tiempo de Molienda

Las pruebas de flotación realizadas fueron para evaluar el tamaño P80 de molienda y establecer el tiempo de molienda que resulta una buena recuperación de Plata.

2.7.1. Prueba con 4 minutos de molienda (P80: 79u)

Tabla 2.8. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 79u

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	0.71	0.69	9.80	23.87	39.22	1,220	4.30	5.44	0.67	2.11
R. II Limp. Py - Ag	14.09	0.13	0.93	38.56	14.76	459	16.06	10.24	21.51	15.77
R. I Limp. Py - Ag	45.28	0.13	1.13	30.89	15.91	495	51.63	40.00	55.39	54.66
C. Ro y Scv. Bulk	60.08	0.14	1.19	32.61	15.92	495.13	71.99	55.69	77.58	72.55
Rel.Gral.	39.92	0.08	1.42	14.18	9.07	282	28.01	44.31	22.42	27.45
Cab.Calc	100.00	0.11	1.28	25.25	11.18	410.05	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	11.92	433.00				

Tabla 2.9. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 79u

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP-3418	MT 342	Cal Kg/ton	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		9.32	6.39	79	4
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.09		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.13		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			7.58		5
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.54		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.00		3

2.7.2. Prueba con 7 minutos de molienda (P80: 60u)**Tabla 2.10.** Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 60u

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. II Limp. Py - Ag	0.91	0.23	3.73	12.20	16.78	521.85	2.85	2.74	0.36	1.19
R. II Limp. Py - Ag	3.28	0.13	2.72	31.78	17.68	550	5.88	7.20	3.34	4.50
R. I Limp. Py - Ag	29.19	0.09	1.75	35.13	15.79	491	36.20	41.18	32.78	35.71
C. Ro y Scv. Bulk	33.38	0.10	1.90	34.17	16.00	497.64	44.93	51.12	36.47	41.40
Rel.Gral.	66.62	0.06	0.91	29.83	11.35	353	55.07	48.88	63.53	58.60
Cab.Calc	100.00	0.07	1.24	31.28	10.90	401.29	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433.00				

Tabla 2.11. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 60u

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP-3418	MT 342	Cal Kg/ton	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		45.92		60	7
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.09		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.80		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.02		5
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.53		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.03		3

2.7.3. Prueba con 10 minutos de molienda (P80: 50u)**Tabla 2.12.** Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 50u

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cobre	Plomo	Fierro	Plata
C. II Limp. Py - Ag	1.78	0.13	2.03	6.85	11.11	345.61	3.01	2.82	0.39	1.44
R. II Limp. Py - Ag	3.73	0.12	2.10	37.57	17.91	557	5.93	6.09	4.48	4.84
R. I Limp. Py - Ag	53.78	0.09	1.15	41.17	16.24	505	64.11	48.07	70.84	63.28
C. Ro y Scv. Bulk	59.30	0.09	1.24	39.91	16.19	503.47	73.04	56.97	75.71	69.56
Rel.Gral.	40.70	0.05	1.36	18.65	10.32	321	26.96	43.03	24.29	30.44
Cab.Calc	100.00	0.08	1.29	31.26	10.80	429.20	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433.00				

Tabla 2.13. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 50u

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP-3418	MT 342	Cal Kg/ton	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		20.62		50.22	10
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.03		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			7.62		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			6.58		5

I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.53		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.06		3

2.7.4. Prueba con 13 minutos de molienda (P80: 44u)

Tabla 2.14. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 44u

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cobre	Plomo	Fierro	Plata
Conc. Bulk Py - Ag	0.36	0.53	4.67	20.39	25.72	800	1.57	1.30	0.27	0.69
R. II Limp. Py - Ag	2.84	0.19	2.05	28.83	15.88	494	4.47	4.52	3.01	3.36
R. I Limp. Py - Ag	33.05	0.15	1.72	31.00	16.49	513	41.11	44.16	37.75	40.70
C. Ro y Scv. Bulk	36.24	0.16	1.77	30.73	16.54	514.34	47.14	49.98	41.03	44.75
Rel.Gral.	63.76	0.10	1.01	25.10	11.61	361	52.86	50.02	58.97	55.25
Cab.Calc	100.00	0.12	1.29	27.14	10.39	416.58	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433.00				

Tabla 2.15. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 44u

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP-3418	MT 342	Cal Kg/ton	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		8.86		44.04	13
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.20		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.90		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.15		5
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.58		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.17		3

2.7.5. Prueba con 16 minutos de molienda (P80: 40u)

Tabla 2.16. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 40u

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cobre	Plomo	Fierro	Plata
Conc. Bulk Py - Ag	0.43	0.50	9.31	18.8	36.0	1120	1.82	2.96	0.31	1.5
R. II Limp. Py - Ag	2.68	0.17	2.50	23.3	20.0	624	3.84	4.95	2.37	5.2
R. I Limp. Py - Ag	30.06	0.15	1.66	21.3	9.3	284	38.01	36.84	24.29	25.6
C. Ro y Scv. Bulk	33.18	0.16	1.83	21.5	10.3	322.3	43.67	44.75	26.96	32.1
Rel.Gral.	66.82	0.10	1.12	28.9	10.9	339	56.33	55.25	73.04	67.9
Cab.Calc	100.00	0.12	1.35	26.4	10.7	333.4	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	29.0	10.9	433.0				

Tabla 2.17. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 40u

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP-3418	MT 342	Cal Kg/ton	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		7.64		39.90	16
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.13		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.41		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.30		5
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.57		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.17		3

2.7.6. Prueba con 20 minutos de molienda (P80: 35u)

Tabla 2.18. Balance Metalúrgico a un tamaño P80: 35u

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cobre	Plomo	Fierro	Plata
Conc. Bulk Py - Ag	0.35	0.31	2.13	19.75	20.58	640	1.10	0.56	0.25	0.54
R. II Limp. Py - Ag	2.96	0.15	1.97	26.56	4.18	130	4.47	4.36	2.78	0.92
R. I Limp. Py - Ag	29.06	0.09	1.73	26.70	17.72	551	26.33	37.53	27.44	38.08
C. Ro y Scv. Bulk	32.37	0.10	1.76	26.61	16.51	513.45	31.91	42.45	30.47	39.53
Rel.Gral.	67.63	0.10	1.14	29.07	12.09	376	68.09	57.55	69.53	60.47
Cab.Calc	100.00	0.10	1.34	28.27	10.52	420.50	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433.00				

Tabla 2.19. Condición de Trabajo de la Prueba realizada a un P80: 35u

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP-3418	MT 342	Cal Kg/ton	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		8.27		35.41	20
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.28		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.85		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.20		5
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.58		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.04		3

2.8. Análisis de Pruebas de Flotación del mineral Pirita Argentífera.

Una vez realizado las pruebas anteriores de molienda, se procede a realizar las siguientes pruebas de Flotación para evaluar los tiempos de flotación en las etapas Rougher, Scavenger y Cleaner.

2.8.1. Cinética de Flotación

Cinética Flotación a 10 min. De molienda ya que a ese tamaño se obtiene mejor recuperacion de Plata.

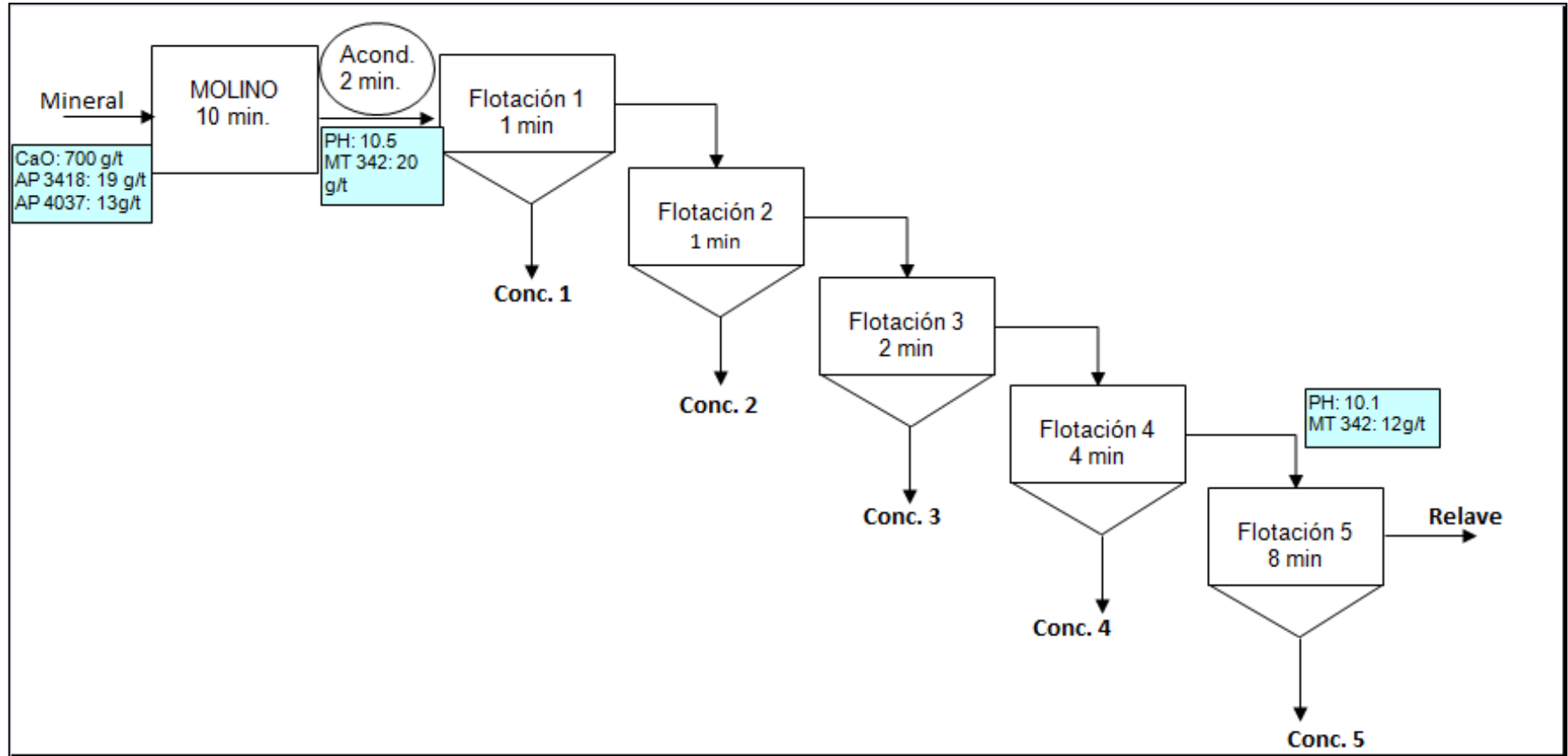


Figura 2.2. Esquema de Flotación para la realizacion de Cinetica de Flotacion.

Procedimiento : Prueba de cinética con colectores A3418 y 4037 a pH 10.5

Alimentación: 1000 g de mineral x 500 cc, 67% sólidos

Molienda: P80 = 50 micras

Tabla 2.20. Condición de Trabajo de la Prueba Cinética realizada

Etapa	pH	Reactivos g/t				Tiempo, minutos		
		CaO	A3418	4037	MT-342	Mol.	Cond.	Flot.
Molienda		700	19	13		50.0		
Acond.	10.5	105			18		5	0
Flot 1								1
Flot 2								1
Flot 3								2
Flot 4								4
Flot 5	10.1				14			8

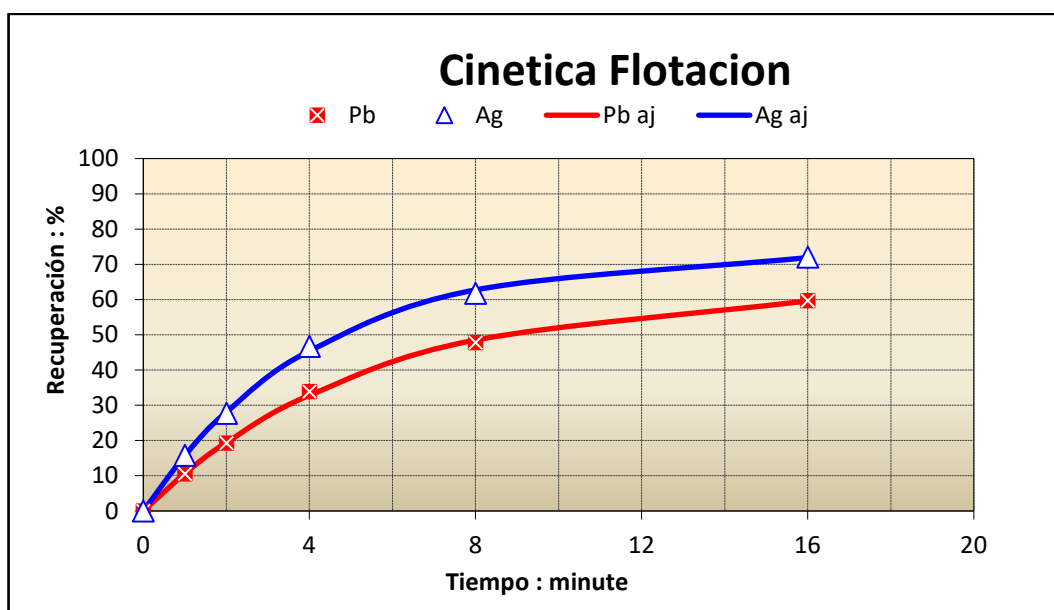
Tabla 2.21. Balance Metalúrgico de la Prueba Cinética realizada

Producto	Tiemp min.	Peso %	Ensayes				Recuperación %			
			Ag oz/tc	Cu %	Pb %	Fe %	Ag	Cu	Pb	Fe
Conc.1	1	9.7	10.6	0.508	0.50	44.5	15.8	22.3	10.6	13.9
Conc.2	2	17.6	10.2	0.465	0.50	44.7	27.7	37.2	19.3	25.4
Conc.3	4	31.5	9.6	0.392	0.49	43.7	46.7	56.1	33.9	44.5
Conc.4	8	43.9	9.1	0.350	0.50	42.5	61.8	69.7	47.8	60.3
Conc.5	16	52.3	8.9	0.331	0.52	40.8	72.1	78.7	59.7	69.0
Relave		47.7	3.8	0.098	0.39	20.1	27.9	21.3	40.3	31.0
Cab. (Calc.)		100	6.5	0.22	0.46	30.9	100	100	100	100
Cab. (Ensay.)			6.5	0.23	0.52	33.7				

Tabla 2.22. Valores de R_{inf} (Es la recuperación máxima posible) y k (Cte. de velocidad específica de flotación) del Modelo Garcia Zuñiga

	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
R inf.	73.47	78.77	62.89	84.79	70.54
k	0.240	0.300	0.184	0.379	0.241

Tabla 2.23. Curva de % de Recuperación vs Tiempo de Flotación



2.8.2. Prueba de Flotacion con Remolienda después del Rougher.

Pruebas de Flotación para evaluar la flotación Bulk de Ag.

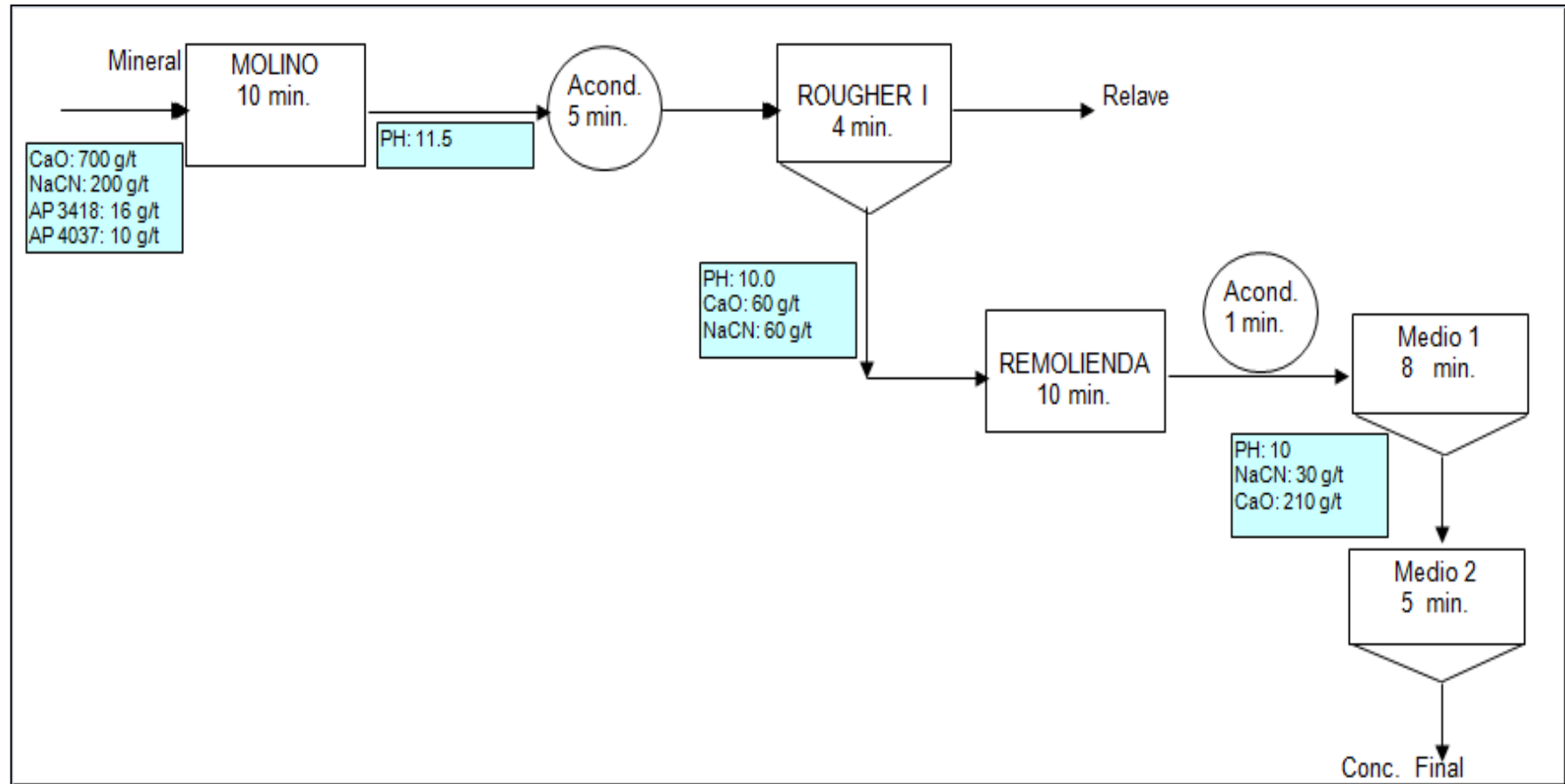


Figura 2.3. Esquema de Flotación para la realización de Pruebas de Flotacion.

Procedimiento : Flotación Bulk de Ag

Alimentación: 1000 g de mineral x 500 cc, 67% sólidos

Molienda: P80 = 50 micras , 67% sólidos

Tabla 2.24. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.9.2.

Etapa	Reactivos, g/t					Tiempo, minutos			pH
	CaO	A-3418	A-404	NaCN	MT-342	Molienda	Acond.	Flot.	
Molienda	700	16	10	200		10			
Acondicionamiento	105						5		10.8
Rougher					9			4	10.7
Remolienda	350			60		10			
1ra Limpieza							5	8	10.0
2da Limpieza	210			30	9		1	5	10.0

Tabla 2.25. Balance Metalurgico de la Prueba de Flotación de Bulk de Ag

Producto	Peso %	Ensayes		Distribución %	
		Ag oz/tc	Fe %	Ag	Fe
1 Conc Py-Ag	5.09	22.1	40.7	17.5	6.9
2 Medio 2	6.37	7.6	41.7	7.5	8.9
3 Medio 1	22.86	5.7	43.4	20.2	33.2
1-3 Conc. Rougher	34.33	8.4	42.6	45.2	49.1
4 Relave	65.67	5.4	23.2	54.8	50.9
Cab. Calculada	100.00	6.4	29.8	100	100
Cab. Ensayada		6.5	33.7		

2.8.3. Prueba de Flotación con Remolienda después del Rougher y una etapa Scavenger.

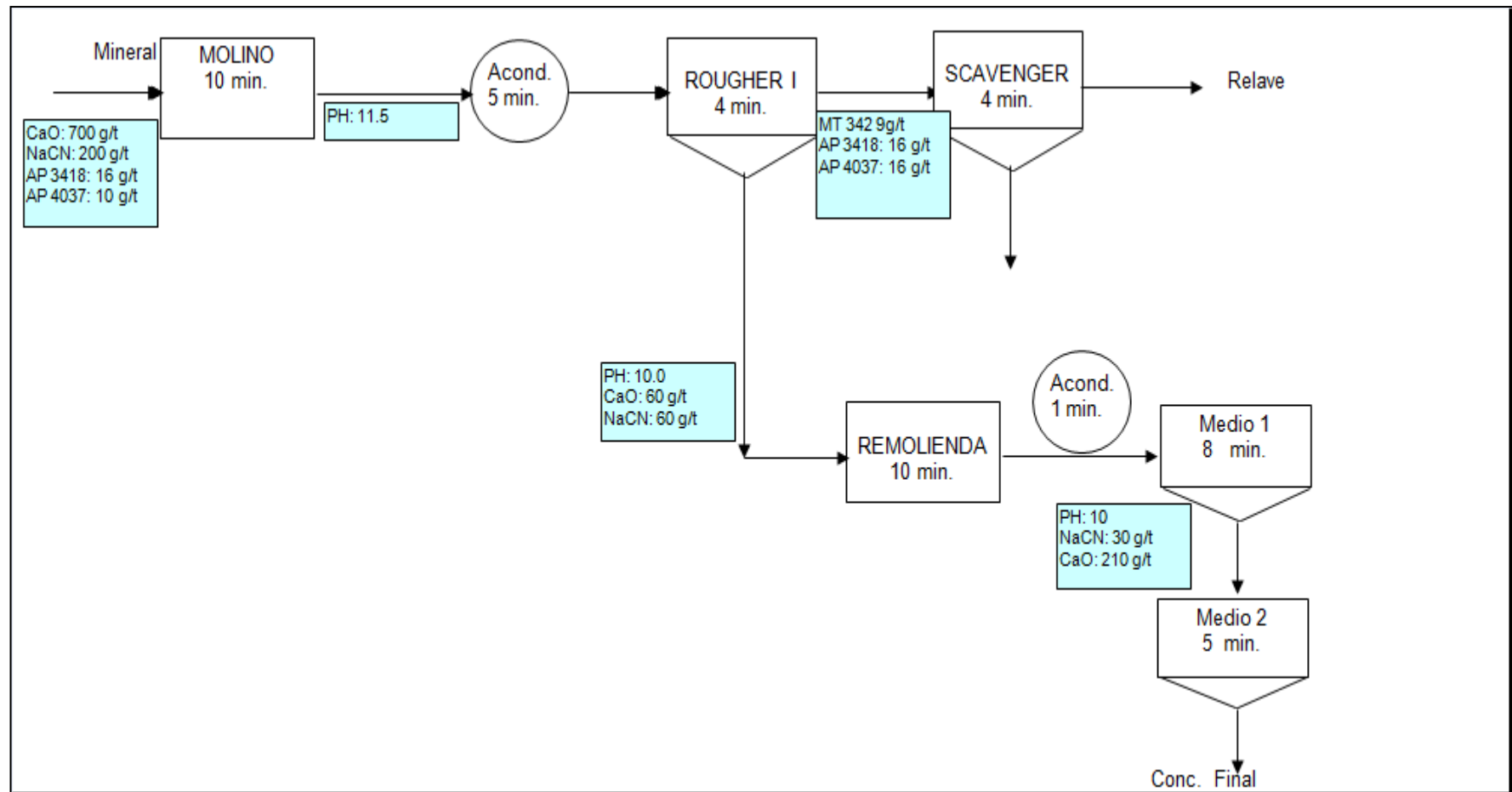


Figura 2.4. Esquema de Flotación para la realización de Pruebas de Flotacion.

Procedimiento : Flotación Bulk de Ag

Alimentación: 1000 g de mineral x 500 cc, 67% sólidos

Molienda: P80 = 50 micras , 67% sólidos

Tabla 2.26. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.9.3.

Etapa	Reactivos, g/t					Tiempo, minutos			pH
	CaO	A-3418	A-404	NaCN	MT 342	Molienda	Acond.	Flot.	
Molienda	700	16	10			120			
Acondicionamiento	105						10		10.8
Rougher					9			4	10.7
Scavenger		16	10		9			4	
Remolienda	350			60		20			
1ra Limpieza					9		5	8	10.0
2da Limpieza	210			30	5		1	5	10.0

Tabla 2.27. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación de Bulk de Ag

Producto	Peso %	Ensayes		Distribución %	
		Ag oz/tc	Fe %	Ag	Fe
1 Conc Py-Ag	1.96	28.8	36.9	9.0	2.3
2 Medio 2	3.49	10.6	40.7	5.9	4.5
3 Medio 1	12.70	7.5	37.5	15.1	15.2
1-3 Conc. Rougher	18.15	10.4	38.1	29.9	22.0
4 Conc Scv	7.14	11.7	38.7	13.2	8.8
5 Relave	74.71	4.8	29.0	56.8	69.1
Cab. Calculada	100.00	6.3	31.3	100	100
Cab. Ensayada		6.5	33.7		

Comentarios: Realizando un calculo de la Recuperacion de Ag del cuadro anterior, obteniendo una Recuperacion de 12.57% de Recuperacion de Ag.

2.8.4. Prueba de Flotación con una etapa Rougher

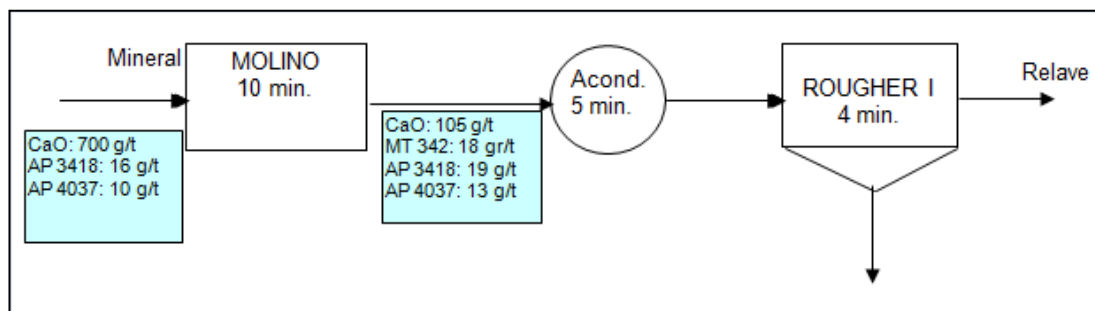


Figura 2.5. Esquema de Flotación para la realización de Pruebas de Flotación.

Procedimiento : Flotación Bulk de Ag

Alimentación: 1000 g de mineral x 500 cc, 67% sólidos

Molienda: P80 = 50 micras , 67% sólidos

Tabla 2.28. Condición de Trabajo de la Prueba de flotación 2.9.4.

Etapa	Reactivos, g/t					Tiempo, minutos			pH
	CaO	A-3418	4037	NaCN	MT 342	Molienda	Acond.	Flot.	
Molienda	700	19	13			50			10.5
Acondicionamiento	105				18		5		
Rougher					14			16	

Tabla 2.29. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación de Bulk de Ag

Producto	Peso %	Ensayes		Distribución %	
		Ag oz/tc	Fe %	Ag	Fe
1 Conc. bulk	49.9	9.7	39.7	71.7	60.9
2 Relave	50.1	3.8	25.4	28.3	39.1
Cab. Calculada	100.0	6.7	32.6	100	100
Cab. Ensayada		6.5	33.7		

2.9. Pruebas de Evaluación del Colector AeroPhine 3418

Estas Pruebas se realizaron con tres etapas de Limpieza con el objetivo de mejorar la flotación de Plata.

2.9.1. Prueba Estándar con AP 3418

Tabla 2.30. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación dosificando AP 3418

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py - Ag	0.16	1.61	1.21	30.93	538	1674	1.89	0.75	0.16	6.28
R. III Limp. Py - Ag	0.77	0.50	0.82	33.7	74.78	2326	2.74	2.38	0.81	4.07
R. II Limp. Py - Ag	6.27	0.34	0.56	36.4	33.76	1050	15.23	13.30	7.17	15.03
R. I Limp. Py - Ag	67.35	0.14	0.18	40.1	11.57	360	67.40	45.94	84.83	55.37
Rel.Gral.	25.46	0.07	0.39	8.80	10.64	331	12.74	37.62	7.03	19.24
Cab.Calc	100.00	0.14	0.26	31.7	11.08	437.8	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.14	0.28	31.10	11.50	420.0				

Tabla 2.31. Condicion de Trabajo de la Prueba de Flotación dosificando AP 3418

PRODUCTO	CNNa 1%	ZnSO ₄ 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT-342	PH	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm	150 gr/tm		7.5 gr/tm	7 gr/tm			10
Acondic.	100 gr/ton		7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm	16 gr/tm	10.77	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk			7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.62	5
Scv. I Bulk			4.0 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.52	5
Scv. II Bulk				7.5 gr/tm			10.30	3
I Limp. Bulk	100 gr/ton	75 gr/ton			7 gr/tm		10.98	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton	20 gr/ton					11.11	3
III Limp. Bulk		20 gr/ton					11.15	2

2.9.2. Prueba con AP 3416

Tabla 2.32. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación dosificando AP 3416

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py - Ag	0.17	1.21	1.19	29.16	475	14776	1.54	0.78	0.16	6.06
R. III Limp. Py - Ag	0.69	0.43	0.78	31.96	71.34	2219	2.18	2.03	0.70	3.63
R. II Limp. Py - Ag	4.44	0.32	0.57	35.29	34.72	1080	10.38	9.47	4.93	11.29
R. I Limp. Py - Ag	67.44	0.15	0.19	39.89	11.57	360	73.94	47.95	84.64	57.15
Rel.Gral.	27.25	0.06	0.39	11.16	10.96	341	11.95	39.77	9.57	21.87
Cab.Calc	100.00	0.14	0.27	31.78	10.66	424.81	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.14	0.28	31.10	10.50	420.00				

Tabla 2.33. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación dosificando AP 3418

PRODUCTO	CNNa 1%	ZnSO ₄ 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3416	MT-342	PH	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm	150 gr/tm		7.5 gr/tm	7 gr/tm		6.64	10
Acondic.	100 gr/ton		7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm	16 gr/tm	10.77	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk			7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.62	5
Scv. I Bulk			4.0 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.52	5
Scv. II Bulk				7.5 gr/tm			10.30	3
I Limp. Bulk	100 gr/ton	75 gr/ton			7 gr/tm		10.98	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton	20 gr/ton					11.11	3
III Limp. Bulk		20 gr/ton					11.15	2

2.9.3. Prueba con AP 3406

Tabla 2.34. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación dosificando AP 3406

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py - Ag	0.14	1.44	1.85	25.66	501	15600	1.64	0.95	0.11	5.23
R. III Limp. Py - Ag	0.51	0.46	0.92	30.24	84.40	2625	1.94	1.75	0.49	3.26
R. II Limp. Py - Ag	4.62	0.33	0.59	34.82	38.90	1210	12.71	10.22	5.18	13.71
R. I Limp. Py - Ag	68.11	0.12	0.20	39.06	10.48	326	68.16	51.11	85.75	54.47
Rel.Gral.	26.63	0.07	0.36	9.85	11.48	357	15.55	35.97	8.46	23.33
Cab.Calc	100.00	0.12	0.27	31.02	11.10	407.6	100.0	100.0	100.0	100.0
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.14	0.28	31.10	11.50	420.00				

Tabla 2.35. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación dosificando AP 3406

PRODUCTO	CNNa 1%	ZnSO ₄ 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3416	MT-342	PH	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm	150 gr/tm		7.5 gr/tm	7 gr/tm		6.70	10
Acondic.	100 gr/ton		7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm	16 gr/tm	10.7	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk			7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.6	5
Scv. I Bulk			4.0 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.5	5
Scv. II Bulk				7.5 gr/tm			10.3	3
I Limp. Bulk	100 gr/ton	75 gr/ton			7 gr/tm		10.9	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton	20 gr/ton					11.1	3
III Limp. Bulk		20 gr/ton					11.1	2

2.9.4. Prueba con AP 3408

Tabla 2.36. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación dosificando AP 3408

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py - Ag	0.20	0.96	1.11	29.45	262.4	8160	1.33	0.77	0.18	3.73
R. III Limp. Py - Ag	0.87	0.47	0.87	32.52	72.66	2260	2.84	2.63	0.87	4.50
R. II Limp. Py - Ag	5.89	0.34	0.61	36.88	36.49	1135	13.96	12.54	6.69	15.36
R. I Limp. Py - Ag	27.48	0.07	0.40	13.16	9.81	305	13.39	38.33	11.13	19.24
Rel.Gral.	65.56	0.15	0.20	40.22	12.22	380	68.48	45.73	81.14	57.18
Cab.Calc	100.00	0.14	0.29	32.50	11.01	435.68	100.0	100.0	100.0	100.0
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.14	0.28	31.10	11.50	420.00				

Tabla 2.37. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación dosificando AP 3408

PRODUCTO	CNNa 1%	ZnSO4 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3416	MT-342	PH	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm	150 gr/tm		7.5 gr/tm	7 gr/tm		6.65	10
Acondic.	100 gr/ton		7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm	16 gr/tm	10.77	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk			7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.62	5
Scv. I Bulk			4.0 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.52	5
Scv. II Bulk				7.5 gr/tm			10.30	3
I Limp. Bulk	100 gr/ton	75 gr/ton			7 gr/tm		10.98	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton	20 gr/ton					11.11	3
III Limp. Bulk		20 gr/ton					11.15	2

2.9.5. Prueba con AP 3410

Tabla 2.38. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación dosificando AP 3410

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py - Ag	0.18	2.04	1.48	29.83	538.5	16750	2.64	0.97	0.16	7.09
R. III Limp. Py - Ag	0.62	0.52	0.88	34.31	72.34	2250	2.26	1.94	0.61	3.20
R. II Limp. Py - Ag	4.84	0.35	0.61	36.63	37.78	1175	11.94	10.54	5.14	13.12
R. I Limp. Py - Ag	65.10	0.15	0.22	40.60	12.22	380	68.75	51.08	76.51	57.03
Rel.Gral.	29.26	0.07	0.34	20.76	9.32	290	14.42	35.48	17.58	19.56
Cab.Calc	100.00	0.14	0.28	34.54	10.95	433.7	100.0	100.0	100.0	100.0
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.14	0.28	31.10	10.50	420				

Tabla 2.39. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación dosificando AP 3410

PRODUCTO	CNNa 1%	ZnSO4 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3416	MT-342	PH	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm	150 gr/tm		7.5 gr/tm	7 gr/tm		6.68	10
Acondic.	100 gr/ton		7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm	16 gr/tm	10.77	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk			7.5 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.62	5
Scv. I Bulk			4.0 gr/tm	7.5 gr/tm	7 gr/tm		10.52	5
Scv. II Bulk				7.5 gr/tm			10.30	3
I Limp. Bulk	100 gr/ton	75 gr/ton			7 gr/tm		10.98	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton	20 gr/ton					11.11	3
III Limp. Bulk		20 gr/ton					11.15	2

2.10. Pruebas de Flotación modificando el P80 en Molienda.

Se realizan pruebas de flotación variando el tamaño P80 en molienda para evaluar el tiempo y la recuperación de Plata.

2.10.1. Prueba Estándar a pH - 10,03 / P80= 50.22

Tabla 2.40. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 50.22

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	0.11	0.70	6.33	11.0	54.3	1,690	1.01	0.54	0.04	0.43
R. II Limp. Py - Ag	3.73	0.12	2.10	37.5	17.9	557	5.93	6.09	4.48	4.84
R. I Limp. Py - Ag	53.78	0.09	1.15	41.1	16.2	505	64.11	48.07	70.84	63.28
C. Ro y Scv. Bulk	59.30	0.09	1.24	39.9	16.1	503.4	73.04	56.97	75.71	69.56
Rel.Gral.	40.70	0.05	1.36	18.6	10.3	321	26.96	43.03	24.29	30.44
Cab.Calc	100.	0.08	1.29	31.2	10.8	429.2	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433				

Tabla 2.41. Condición de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 50.22

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	Cal gramos	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		20.62	10.03	50.22	10
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.03		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			7.62		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			6.58		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				6.92		3
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.53		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.06		3

2.10.2. Prueba Estándar a pH - 10,09 / P80= 60.02

Tabla 2.42. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,09 / P80= 60.02

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	0.14	0.84	10.48	14.48	52.41	1,630	1.57	1.14	0.06	0.55
R. II Limp. Py - Ag	3.28	0.13	2.72	31.78	17.68	550	5.88	7.20	3.34	4.50
R. I Limp. Py - Ag	29.19	0.09	1.75	35.13	15.79	491	36.20	41.18	32.78	35.71
C. Ro y Scv. Bulk	33.38	0.10	1.90	34.17	16.00	498	44.93	51.12	36.47	41.40
Rel.Gral.	66.62	0.06	0.91	29.83	11.35	353	55.07	48.88	63.53	58.60
Cab.Calc	100.00	0.07	1.24	31.28	10.90	401	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433				

Tabla 2.43. Condicion de Trabajo de la Prueba a pH - 10,09 / P80= 60.02

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	Cal gramos	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		45.92	10.09	60.02	7
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.09		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.80		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.02		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				8.00		3
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.53		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.03		3

2.10.3. Prueba Estándar a pH - 10,03 / P80= 79.40

Tabla 2.44. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 79.40

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	0.71	0.69	9.80	23.87	39.22	1,220	4.30	5.44	0.67	2.11
R. II Limp. Py - Ag	14.09	0.13	0.93	38.56	14.76	459	16.06	10.24	21.51	15.77
R. I Limp. Py - Ag	45.28	0.13	1.13	30.89	15.91	495	51.63	40.00	55.39	54.66
C. Ro y Scv. Bulk	60.08	0.14	1.19	32.61	15.92	495.13	71.99	55.69	77.58	72.55
Rel.Gral.	39.92	0.08	1.42	14.18	9.07	282	28.01	44.31	22.42	27.45
Cab.Calc	100.00	0.11	1.28	25.25	10.18	410.05	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433				

Tabla 2.45. Condicion de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 79.40

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	Cal gramos	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		7.32	10.09	79.04	4
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.09		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.13		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			7.58		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				7.47		3
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.54		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.00		3
III Limp. Bulk							11.50		2

2.10.4. Prueba Estándar a pH - 10,03 / P80= 44.04

Tabla 2.46. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 44.04

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	0.36	0.53	4.67	20.39	25.72	800	1.57	1.30	0.27	0.69
R. II Limp. Py - Ag	2.84	0.19	2.05	28.83	15.88	494	4.47	4.52	3.01	3.36
R. I Limp. Py - Ag	33.05	0.15	1.72	31.00	16.49	513	41.11	44.16	37.75	40.70
C. Ro y Scv. Bulk	36.24	0.16	1.77	30.73	16.54	514	47.14	49.98	41.03	44.75
Rel.Gral.	63.76	0.10	1.01	25.10	11.61	361	52.86	50.02	58.97	55.25
Cab.Calc	100.00	0.12	1.29	27.14	10.39	416	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433				

Tabla 2.47. Condicion de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 44.04

PRODUCTO	CNNA 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	Cal gramos	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		7.86	10.20	44.04	13
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.20		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.90		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			8.15		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				7.72		3
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.58		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.17		3
III Limp. Bulk							11.51		2

2.10.5. Prueba Estándar a pH - 10,03 / P80= 39.7

Tabla 2.48. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 39.7

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	0.43	0.50	9.31	18.7	36.01	1,120	1.82	2.96	0.31	1.61
R. II Limp. Py - Ag	2.68	0.17	2.50	23.3	20.06	624	3.84	4.95	2.37	5.58
R. I Limp. Py - Ag	30.06	0.15	1.66	21.3	9.13	284	38.01	36.84	24.29	28.45
C. Ro y Scv. Bulk	33.18	0.16	1.83	21.5	10.36	322.3	43.67	44.75	26.96	35.64
Rel.Gral.	66.82	0.10	1.12	28.9	9.29	289	56.33	55.25	73.04	64.36
Cab.Calc	100.00	0.12	1.35	26.4	10.65	300.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.9	10.92	433				

Tabla 2.49. Condicion de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 39.7

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	Cal gramos	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		7.64	10.13	39.70	16
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.13		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.41		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.30		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				9.20		3
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.57		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.17		3
III Limp. Bulk							11.56		2

2.10.6. Prueba Estándar a pH - 10,03 / P80= 35.51

Tabla 2.50. Balance Metalúrgico de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 35.51

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	0.35	0.31	2.13	19.75	20.58	640.00	1.10	0.56	0.25	0.57
R. II Limp. Py - Ag	2.96	0.15	1.97	26.56	4.18	130	4.47	4.36	2.78	0.98
R. I Limp. Py - Ag	29.06	0.09	1.73	26.70	17.72	551	26.33	37.53	27.44	40.69
C. Ro y Scv. Bulk	32.37	0.10	1.76	26.61	16.51	513.45	31.91	42.45	30.47	42.25
Rel.Gral.	67.63	0.10	1.14	29.07	10.80	336	68.09	57.55	69.53	57.75
Cab.Calc	100.00	0.10	1.34	28.27	10.65	393.45	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433				

Tabla 2.51. Condición de Trabajo de la Prueba a pH - 10,03 / P80= 35.51

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	Cal gramos	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		8.27	10.28	35.51	20
Acondic.	100 gr/ton		10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.28		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.85		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.20		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				8.85		3
I Limp. Bulk	100 gr/ton						10.58		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.04		3
III Limp. Bulk							11.56		2

2.11. Balance de Pruebas evaluando la modificación del pH.

Se tiene a continuación el esquema de trabajo de las pruebas realizadas variando el pH de trabajo.

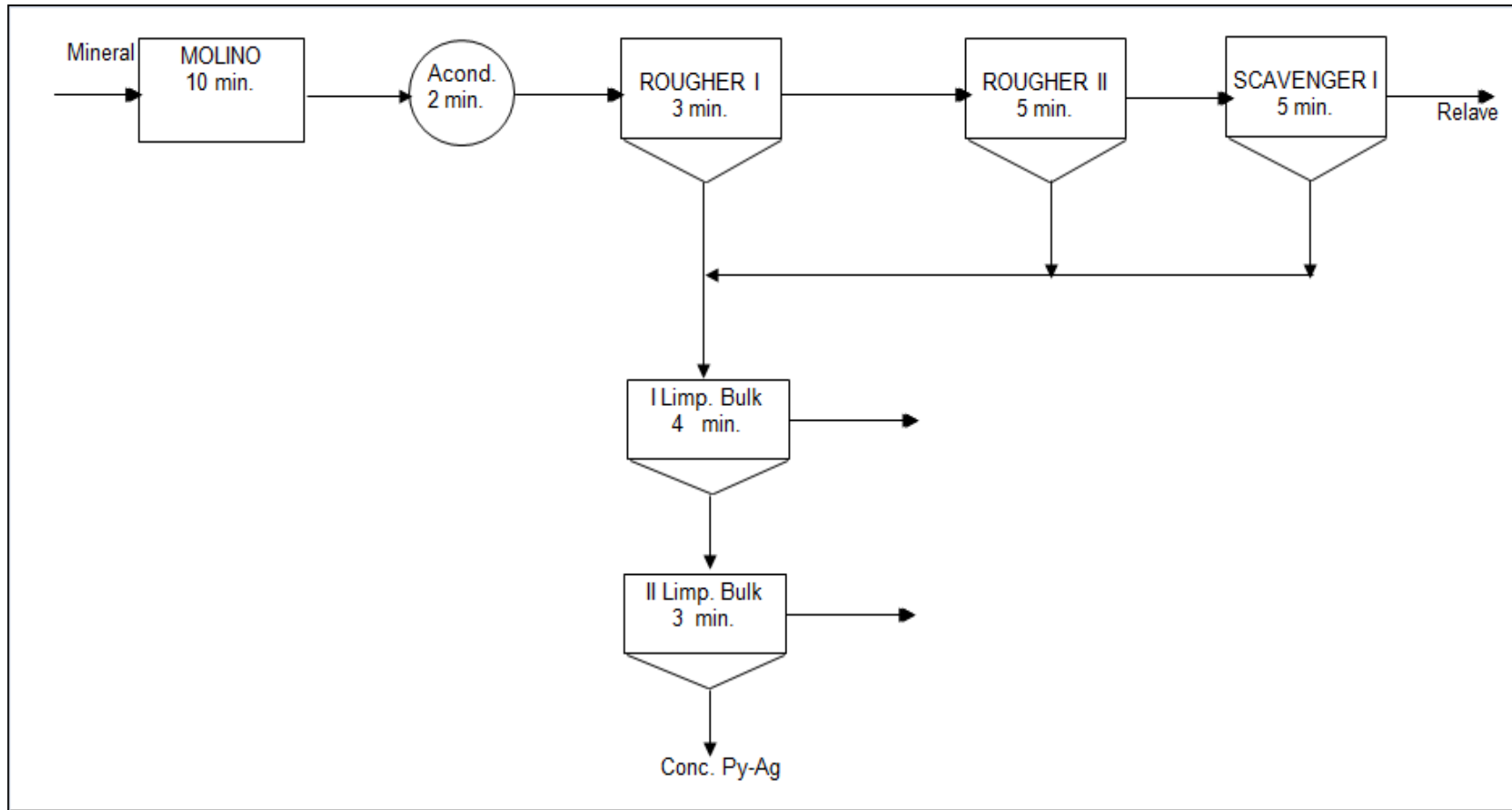


Figura 2.6. Esquema de Flotación para la realización de Pruebas de Flotación modificando el pH.

2.11.1. Prueba Estándar a pH =5.68

Tabla 2.52. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación a pH=5.68

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	31.50	0.11	0.70	38.67	17.20	535.00	43.95	17.71	44.95	37.47
R. II Limp. Py - Ag	13.32	0.09	1.06	34.37	17.36	540	15.20	11.34	16.89	15.99
R. I Limp. Py - Ag	35.28	0.08	1.73	27.13	16.72	520	35.80	49.04	35.32	40.79
C. Ro y Scv. Bulk	80.10	0.09	1.21	32.87	17.01	529.	94.95	78.10	97.17	94.25
Rel.Gral.	19.90	0.02	1.37	3.85	4.18	130	5.05	21.90	2.83	5.75
Cab.Calc	100.00	0.08	1.24	27.10	10.46	449.78	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433				

Tabla 2.53. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación a pH=5.68

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP 3418	MT 342	Cal gramos	pH	P80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		0.00	5.68	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		5.68		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			5.16		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			5.09		5
I Limp. Bulk	100 gr/ton			8 gr/tm			5.48		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						5.41		3

2.11.2. Prueba Estándar a pH =8

Tabla 2.54. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación a pH=8

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	5.71	0.12	1.71	33.20	18.90	588.00	9.01	7.72	7.01	7.35
R. II Limp. Py - Ag	23.49	0.08	0.57	37.61	15.75	490	24.73	10.59	32.69	25.20
R. I Limp. Py - Ag	48.53	0.09	1.55	30.5	17.7	550	57.47	59.50	54.72	58.43
C. Ro y Scv. Bulk	77.73	0.09	1.27	32.83	17.19	534	91.21	77.81	94.42	90.98
Rel.Gral.	22.27	0.03	1.26	6.77	5.95	185	8.79	22.19	5.58	9.02
Cab.Calc	100.00	0.08	1.26	27.03	10.69	456.80	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433				

Tabla 2.55. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación a pH=8

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP 3418	MT 342	Cal gramos	pH	P80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		6.30	5.85	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		8.00		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			6.90		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			6.54		5
I Limp. Bulk	100 gr/ton			8 gr/tm			8.10		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						8.00		3

2.11.3. Prueba Estándar a pH =10

Tabla 2.56. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación a pH=10

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	2.60	0.20	4.10	26.4	26.8	833	6.21	8.41	2.57	4.87
R. II Limp. Py - Ag	10.55	0.10	1.57	29.95	17.20	535	12.59	13.07	11.96	12.69
R. I Limp. Py - Ag	60.01	0.10	1.13	32.91	16.56	515	71.60	53.51	74.73	69.47
C. Ro y Scv. Bulk	73.16	0.10	1.30	32.24	17.01	529	90.39	75.00	89.26	87.03
Rel.Gral.	26.84	0.03	1.18	10.57	6.91	215	9.61	25.00	10.74	12.97
Cab.Calc	100.00	0.08	1.27	26.42	10.30	444	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433				

Tabla 2.57. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación a pH=8

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP 3418	MT 342	Cal gramos	pH	P80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		8.05	5.76	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		10.00		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			7.89		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			7.39		5
I Limp. Bulk	100 gr/ton			8 gr/tm			10.00		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						10.00		3

2.11.4. Prueba Estándar a pH =11.5

Tabla 2.58. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación a pH=11.5

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
Conc. Bulk Py - Ag	2.39	0.13	3.35	18.76	19.77	615.00	4.21	5.97	1.74	3.43
R. II Limp. Py - Ag	6.89	0.09	2.11	23.37	16.56	515	8.40	10.84	6.25	8.27
R. I Limp. Py - Ag	33.49	0.09	2.39	21.38	15.75	490	40.85	59.71	27.78	32.56
C. Ro y Scv. Bulk	42.76	0.09	1.30	32.24	17.01	529	46.54	23.48	64.23	50.04
Rel.Gral.	57.24	0.06	0.55	28.92	12.06	375	9.61	25.00	10.74	12.97
Cab.Calc	100.00	0.07	1.34	25.77	10.79	428.89	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.07	1.28	28.96	10.92	433				

Tabla 2.59. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación a pH=11.5

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	AP 3418	MT 342	Cal gramos	pH	P80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		10.13	5.92	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		11.50		2
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.94		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			9.24		5
I Limp. Bulk	100 gr/ton			8 gr/tm			11.48		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.50		3

2.12. Evaluación de Pruebas de Flotación a P80 = 60 μ y P80 = 50 μ

Las Pruebas de Flotación realizadas fueron variando el P80 en molienda y una Prueba de Flotación añadiendo dosificación.

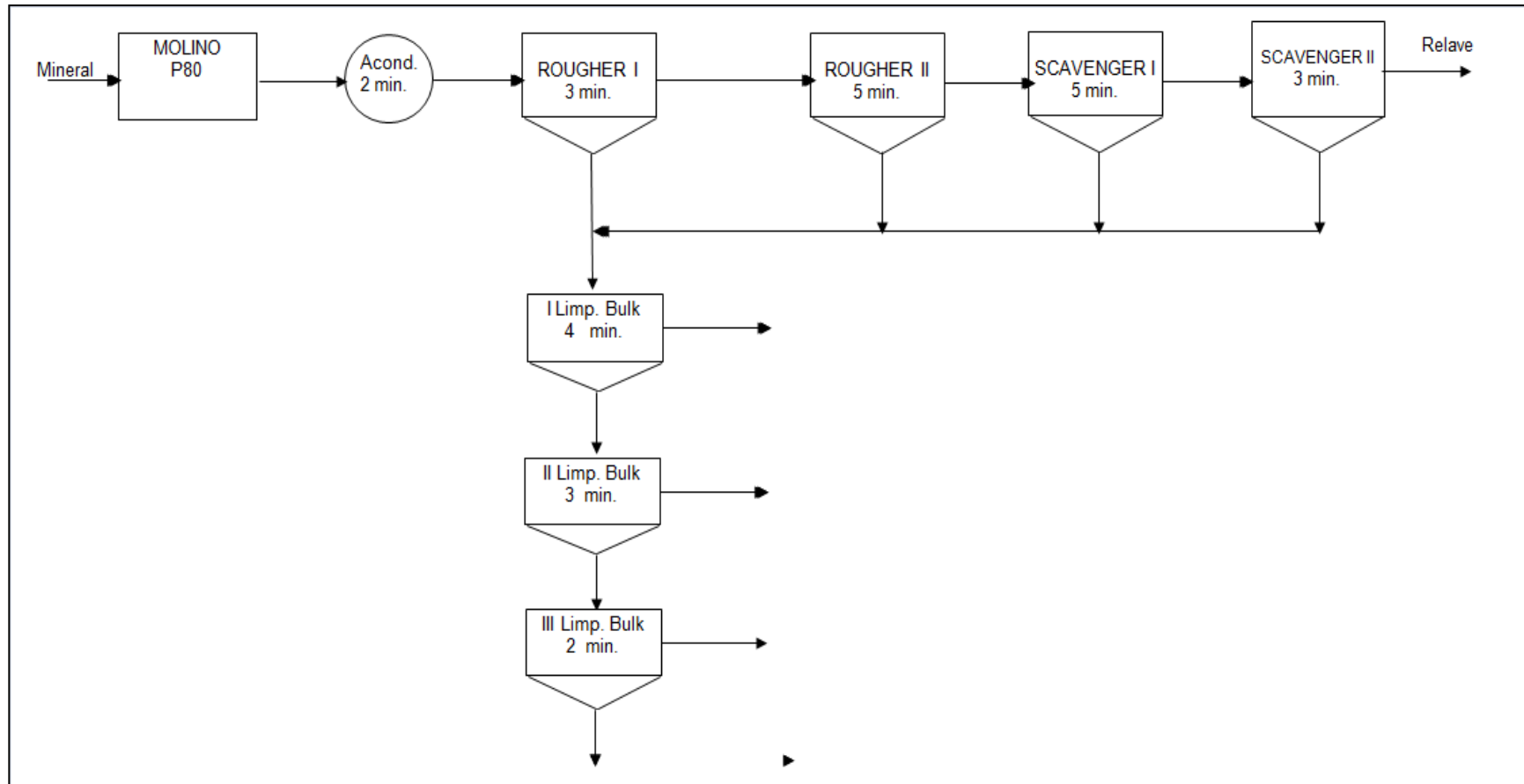


Figura 2.7. Esquema de Flotación para la realización de Pruebas de Flotación a determinado P80.

2.12.1. Prueba Estándar (P80 = 60 micras) en molienda con 30 gr/ton de colector Z11 en las etapas Rougher y Scavenger.

Prueba realizada a un P80 = 60.02 micras en molienda y dosificando colector Z11 en las etapas Rougher I y II y Scavenger I.

Tabla 2.60. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.13.1.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py-Ag	0.32	1.84	7.53	23.59	159.95	4975	1.48	2.25	0.28	4.34
Conc. Bulk Py-Ag	0.32	1.84	7.53	23.59	159.95	4,975	1.48	2.25	0.28	4.34
R. III Limp. Py-Ag	0.53	0.83	3.12	25.98	33.92	1055	1.12	1.56	0.52	1.53
R. II Limp. Py-Ag	3.41	0.77	2.48	29.22	21.22	660	6.65	7.94	3.75	6.16
R. I Limp Py-Ag	22.39	0.62	1.65	26.25	13.02	405	35.10	34.63	22.07	24.79
C. Ro y Scv. Bulk	26.65	0.66	1.86	26.59	16.25	505.29	44.35	46.37	26.62	36.82
Rel.Gral.	73.35	0.30	0.78	26.64	10.13	315	55.65	53.63	73.38	63.18
Cab.Calc	100.00	0.40	1.07	26.63	10.76	365.72	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361.00				

Tabla 2.61. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.13.1.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	PH	Tiempo min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		6.98	7
Acondicion.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	10 gr/tm	11.00	5
Ro. I Bulk							3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm		10.60	5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm		10.29	5
Scv. II Bulk			10 gr/tm			9.53	3
I Limp. Bulk	10 gr/ton			7 gr/tm		11.20	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton					11.50	3
III Limp. Bulk						11.50	2

2.12.2. Prueba Estándar (P80 = 50 micras) en molienda con 30 gr/ton de colector Z11 en las etapas Rougher y Scavenger.

Prueba realizada a un P80 = 50.22 micras en molienda y dosificando colector Z11 en las etapas Rougher I y II y Scavenger I.

Tabla 2.62. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.13.2.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Bulk Py - Ag	0.87	1.52	8.81	32.1	85.9	2674	3.89	6.95	1.03	6.34
Conc. Bulk Py - Ag	0.87	1.52	8.81	32.1	85.9	2,674	3.89	6.95	1.03	6.34
R. III Limp. Bulk Py - Ag	1.33	0.50	1.52	38.1	21.2	659	1.96	1.84	1.87	2.40
R. II Limp. Bulk Py - Ag	5.61	0.46	1.33	38.6	18.04	561	7.61	6.78	7.98	8.61
R. I Limp. Bulk Py - Ag	25.66	0.34	0.87	37.6	15.5	482	25.72	20.30	35.59	33.8
C. Ro+Scv. Bulk Py - Ag	33.46	0.40	1.18	37.7	17.9	559	39.18	35.87	46.47	51.2
Rel.Gral.	66.54	0.31	1.06	21.8	8.62	268	60.82	64.13	53.53	48.8
Cab.Calc	100.00	0.34	1.10	27.1	10.8	365.4	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361.00				

Tabla 2.63. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.13.2.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	PH	Tiempo min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		5.95	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm	11.05	2
Ro. I Bulk							3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.60	5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.29	5
Scv. II Bulk			10 gr/tm			9.53	3
I Limp. Bulk	100 gr/ton			8 gr/tm		11.15	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton					11.51	3
III Limp. Bulk						11.52	2

2.12.3. Prueba Estándar (P80 = 50 micras) en molienda con 50 gr/ton de colector Z11 en las etapas Rougher y Scavenger.

Prueba realizada a un P80 = 50.22 micras en molienda y dosificando más colector Z11 en las etapas Rougher I y II y Scavenger I.

Tabla 2.64. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.13.3.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py-Ag	0.95	1.05	3.95	33.23	84.40	2625	3.76	4.00	1.56	6.76
R. III Limp. Py-Ag	1.03	0.50	2.92	29.93	30.70	955	1.95	3.21	1.52	2.67
R. II Limp. Py-Ag	5.48	0.49	1.67	32.07	20.25	630	10.12	9.75	8.66	9.35
R. I Limp. Py-Ag	24.76	0.41	1.07	32.08	16.08	500	38.24	28.21	39.11	33.52
C. Ro y Scv. Bulk	32.23	0.45	1.32	32.04	19.27	599.44	54.06	45.17	50.85	52.30
Rel.Gral.	67.77	0.18	0.76	14.73	8.36	260	45.94	54.83	49.15	47.70
Cab.Calc	100.00	0.27	0.94	20.31	10.88	369.41	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361.00				

Tabla 2.65. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.13.3.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	PH	Tiempo min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		6.35	10
Acondic.		20 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm	10.87	5
Ro. I Bulk							3
Ro. II Bulk		15 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		9.68	5
Scv. I Bulk		15 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.15	5
Scv. II Bulk			10 gr/tm			10.50	3
I Limp. Bulk	100 gr/ton			8 gr/tm			4
II Limp. Bulk	20 gr/ton					11.20	3
III Limp. Bulk						11.55	2

2.13. Pruebas a diferente pH con dosificación de NaOH

Las siguientes pruebas realizadas variando la dosificando de NaOH en la molienda reemplazando la dosificación de cal.

2.13.1. Prueba con PH de 9.5 con NaOH

Tabla 2.66. Balance Metalúrgico de la Prueba con pH de 9.5 con NaOH.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCIÓN			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py-Ag	0.13	0.44	1.30	27.45	16.17	503	0.17	0.17	0.12	0.17
R. III Limp. Py-Ag	1.08	0.49	1.28	30.26	13.18	410	1.57	1.40	1.07	1.14
R. II Limp. Py-Ag	6.02	0.44	1.05	30.92	13.50	420	7.87	6.42	6.13	6.52
R. I Limp. Py-Ag	39.22	0.42	1.08	31.39	13.02	405	48.99	43.04	40.57	41.01
C. Ro y Scv. Bulk	46.45	0.42	1.08	31.29	13.10	407.33	58.60	51.03	47.89	48.84
Rel.Gral.	53.55	0.26	0.90	29.53	10.90	370	41.40	48.97	52.11	51.16
Cab.Calc	100.00	0.31	0.94	28.74	10.53	358.51	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361				

Tabla 2.67. Condición de Trabajo de la Prueba con pH de 9.5 con NaOH.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	NaOH Kg/ton	PH	Tiempo min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		20.00	6.61	12
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	10 gr/tm		9.50	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm			10.60	5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm			10.29	5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				9.50	3
I Limp. Bulk	10 gr/ton			7 gr/tm			11.20	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.50	3
III Limp. Bulk							11.50	2

2.13.2. Prueba con PH de 10.5 con NaOH

Tabla 2.68. Balance Metalúrgico de la Prueba con pH de 10.5 con NaOH.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCIÓN			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Bulk Py - Ag	0.78	0.40	0.70	39.70	17.72	551	1.02	0.57	1.02	1.04
R. III Limp. Bulk Py - Ag	3.67	0.47	0.95	36.36	15.11	470	5.59	3.64	4.38	4.16
R. II Limp. Bulk Py - Ag	14.21	0.40	0.87	36.39	14.79	460	18.42	12.93	16.97	15.75
R. I Limp. Bulk Py - Ag	35.52	0.38	1.03	31.68	13.50	420	43.77	38.28	36.94	35.97
C. Ro+Scv. Bulk Py - Ag	54.18	0.39	0.98	33.35	14.01	435.76	68.80	55.42	59.31	56.92
Rel.Gral.	45.82	0.21	0.93	27.05	10.54	390	31.20	44.58	40.69	43.08
Cab.Calc	100.00	0.31	0.94	28.74	10.53	358.51	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361				

Tabla 2.69. Condición de Trabajo de la Prueba con pH de 10.5 con NaOH.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	NaOH Kg/ton	PH	Tiempo min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		24.00	6.58	12
Acondicionamiento		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	10 gr/tm		10.50	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm			10.60	5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm			10.29	5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				9.60	3
I Limp. Bulk	10 gr/ton			7 gr/tm			11.25	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.60	3
III Limp. Bulk							11.50	2

2.13.3. Prueba con PH de 11.5 con NaOH

Tabla 2.70. Balance Metalúrgico de la Prueba con pH de 11.5 con NaOH.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Bulk Py - Ag	0.23	0.88	2.21	35.32	25.24	785	0.61	0.51	0.26	0.48
R. III Limp. Bulk Py - Ag	1.51	0.52	1.36	34.33	16.40	510	2.35	2.03	1.65	2.02
R. II Limp. Bulk Py - Ag	9.24	0.43	1.16	34.34	14.47	450	11.90	10.60	10.11	10.93
R. I Limp. Bulk Py - Ag	35.09	0.41	1.12	31.74	11.90	370	43.12	38.87	35.51	34.13
C. Ro+Scv. Bulk Py - Ag	46.07	0.42	1.14	32.36	12.63	392.71	57.98	52.00	47.54	47.55
Rel.Gral.	53.93	0.26	0.90	30.51	10.90	370	42.02	48.00	52.46	52.45
Cab.Calc	100.00	0.31	0.94	28.74	10.53	358.51	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361				

Tabla 2.71. Condición de Trabajo de la Prueba con pH de 11.5 con NaOH.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	NaOH Kg/ton	PH	Tiempo min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		26.00	6.60	12
Acondicionamiento		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	10 gr/tm		11.50	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm			10.55	5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm			10.25	5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				9.53	3
I Limp. Bulk	10 gr/ton			7 gr/tm			11.20	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.55	3
III Limp. Bulk							11.50	2

2.13.4. Prueba con PH de 12.5 con NaOH

Tabla 2.72. Balance Metalúrgico de la Prueba con pH de 12.5 con NaOH.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Bulk Py - Ag	0.15	0.83	2.61	26.98	25.24	785	0.40	0.38	0.14	0.31
R. III Limp. Bulk Py - Ag	1.84	0.50	1.62	28.26	12.70	395	2.93	2.86	1.81	1.90
R. II Limp. Bulk Py - Ag	9.30	0.45	1.43	28.56	13.18	410	13.30	12.75	9.21	9.97
R. I Limp. Bulk Py - Ag	30.81	0.40	1.19	29.21	12.70	395	39.18	35.15	31.22	31.81
C. Ro+Scv. Bulk Py - Ag	42.10	0.42	1.27	29.02	12.85	399.73	55.82	51.15	42.38	44.00
Rel.Gral.	57.90	0.24	0.88	28.69	10.90	370	44.18	48.85	57.62	56.00
Cab.Calc	100.00	0.31	0.94	28.74	10.53	358.51	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361				

Tabla 2.73. Condición de Trabajo de la Prueba con pH de 12.5 con NaOH.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	NaOH Kg/ton	PH	Tiempo min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		30.50	6.51	12
Acondicionamiento		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	10 gr/tm		12.50	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm			10.50	5
Sev. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm			10.30	5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				9.55	3
I Limp. Bulk	10 gr/ton			7 gr/tm			11.25	4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.50	3
III Limp. Bulk							11.52	2

2.14. Prueba a diferente dosificación de Na₂S

Las siguientes pruebas fueron realizadas dosificando Na₂S en la molienda.

2.14.1. Prueba con 100 gr/ton de Na₂S al molino

Tabla 2.74. Balance Metalúrgico de la Prueba con 100 gr/ton de Na₂S al molino.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py - Ag	0.16	1.03	3.24	26.19	97.71	3039	0.53	0.55	0.14	1.3
R. III Limp. Bulk Py - Ag	1.16	0.57	1.76	29.07	21.96	683	2.17	2.1	1.2	2.2
R. II Limp. Bulk Py - Ag	6.49	0.51	1.63	29.98	15.69	488	10.8	11.2	6.7	8.8
R. I Limp. Bulk Py - Ag	31.04	0.40	1.22	28.69	13.28	413	40.5	40.3	30.9	35.7
C. Ro y Scv. Bulk Py-Ag	38.85	0.43	1.31	28.91	14.29	444	54.1	54.3	39.1	48.1
Rel.Gral.	61.15	0.23	0.70	28.64	9.77	304	45.9	45.6	60.9	51.8
Cab.Calc	100.00	0.31	0.94	28.74	10.53	358	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361				

Tabla 2.75. Condición de Trabajo de la Prueba con 100 gr/ton de Na₂S al molino.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	Na ₂ S 1%	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		100 gr/tm	6.45	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		11.22		5
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			10.60		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			10.29		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				9.53		3
I Limp. Bulk	10 gr/ton			8 gr/tm			11.20		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.50		3
III Limp. Bulk							11.50		2

2.14.4. Prueba con 1000 gr/ton de Na₂S al molino

Tabla 2.80. Balance Metalúrgico de la Prueba con 1000 gr/ton de Na₂S al molino.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Bulk Py - Ag	0.11	1.30	5.98	19.65	69.09	2149	0.48	0.69	0.08	0.66
R. III Limp. Bulk Py - Ag	1.01	0.49	2.01	23.84	18.33	570	1.70	2.17	0.86	1.63
R. II Limp. Bulk Py - Ag	5.26	0.39	1.57	25.05	14.08	438	7.04	8.78	4.71	6.49
R. I Limp. Bulk Py - Ag	34.19	0.34	1.18	27.31	12.25	381	39.8	42.8	33.4	36.7
C. Ro+Scv. Bulk Py - Ag	40.58	0.35	1.26	26.91	12.79	397.8	49.0	54.5	39.0	45.4
Rel.Gral.	59.42	0.25	0.72	28.69	10.48	326	50.9	45.4	60.9	54.5
Cab.Calc	100.00	0.29	0.94	27.97	11.42	355.15	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	11.61	361				

Tabla 2.81. Condición de Trabajo de la Prueba con 1000 gr/ton de Na₂S al molino.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	Na ₂ S 1%	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		1000 gr/tm	7.34	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm		11.45		5
Ro. I Bulk									3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			11.40		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm			11.35		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm				11.32		3
I Limp. Bulk	100 gr/ton			8 gr/tm			11.46		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton						11.48		3
III Limp. Bulk							11.50		2

2.15. Pruebas a diferente dosificación de colector Z11 en Molienda

A continuación se tiene el esquema de trabajo de las pruebas variando la dosificación del Colector Z11 en la molienda.

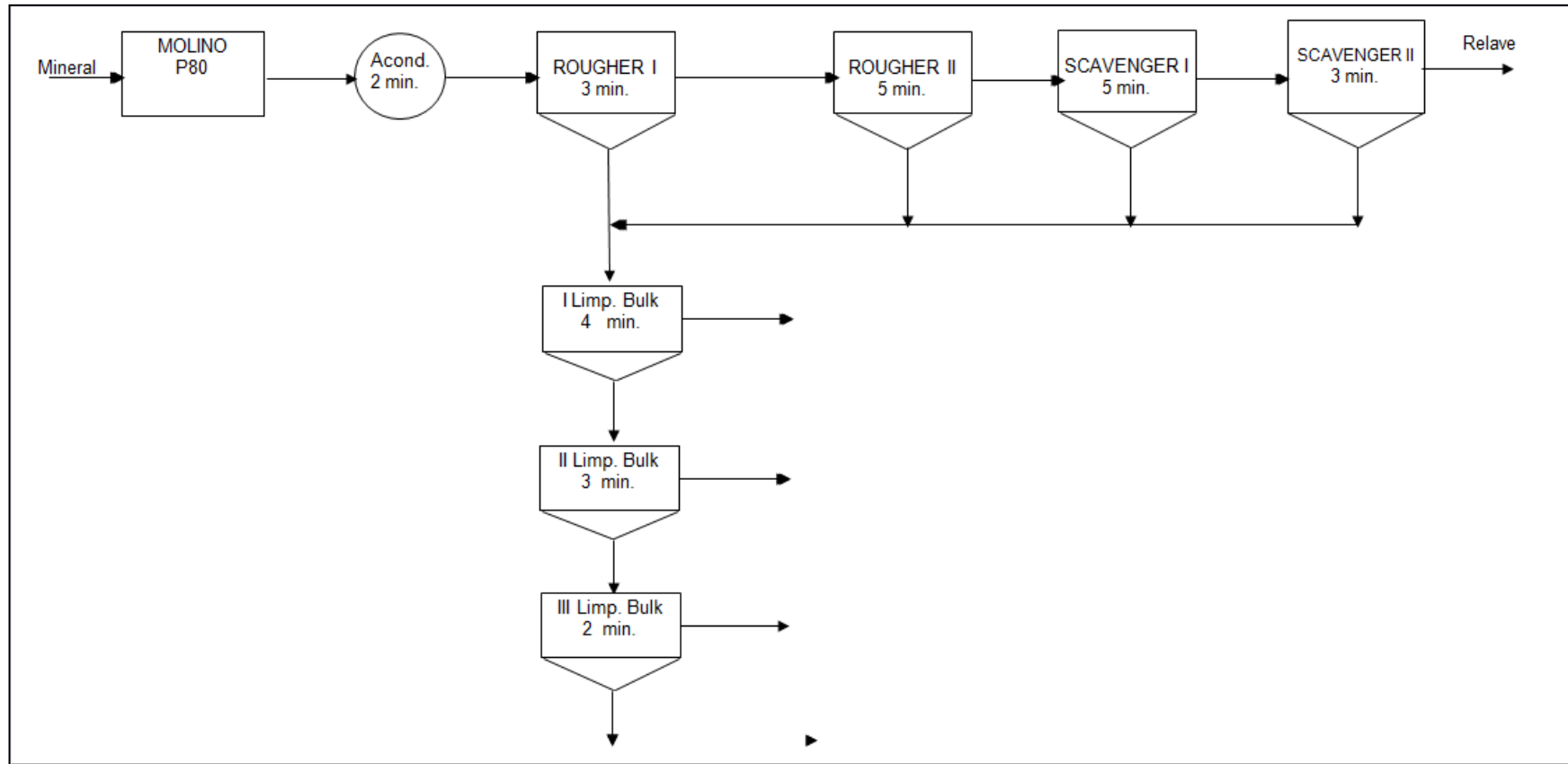


Figura 2.8. Esquema de Flotación para la realización de Pruebas de Flotación dosificando Z11 en Molienda.

2.15.1. Prueba con 0 gr/ton de Z 11 en molienda

Tabla 2.82. Balance Metalúrgico de la Prueba con 0 gr/ton de Z 11 en molienda.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Bulk Py - Ag	2.34	0.70	2.42	31.9	36.81	1145	4.81	5.50	2.72	7.33
R. III Limp. Bulk Py - Ag	5.14	0.54	1.52	31.8	17.04	530	8.16	7.59	5.96	7.45
R. II Limp. Bulk Py - Ag	15.32	0.48	1.34	31.9	16.08	500	21.6	19.9	17.7	20.9
R. I Limp. Bulk Py - Ag	31.89	0.40	1.10	30.0	12.06	375	37.4	34.1	34.8	32.7
C. Ro+Scv. Bulk Py - Ag	54.70	0.45	1.26	30.8	14.71	457.6	72.0	67.0	61.2	68.4
Rel.Gral.	45.30	0.21	0.75	23.5	8.20	255	27.9	32.9	38.7	31.5
Cab.Calc	100.00	0.34	1.03	27.5	10.76	365.9	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361				

Tabla 2.83. Condición de Trabajo de la Prueba con 0 gr/ton de Z 11 en molienda.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	PH	P80	Tiempo min.
Molienda	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		5.59	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	24 gr/tm	10 gr/tm	11.21		5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm		10.60		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	7 gr/tm		10.29		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm			9.53		3
I Limp. Bulk	10 gr/ton			7 gr/tm		11.20		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton					11.50		3
III Limp. Bulk						11.50		2

2.16. Pruebas de Flotación evaluando una tercera etapa de Scavenger

A continuación se tiene el esquema de las pruebas aumentada en una etapa de Scavenger con un tiempo de flotación de 5min.

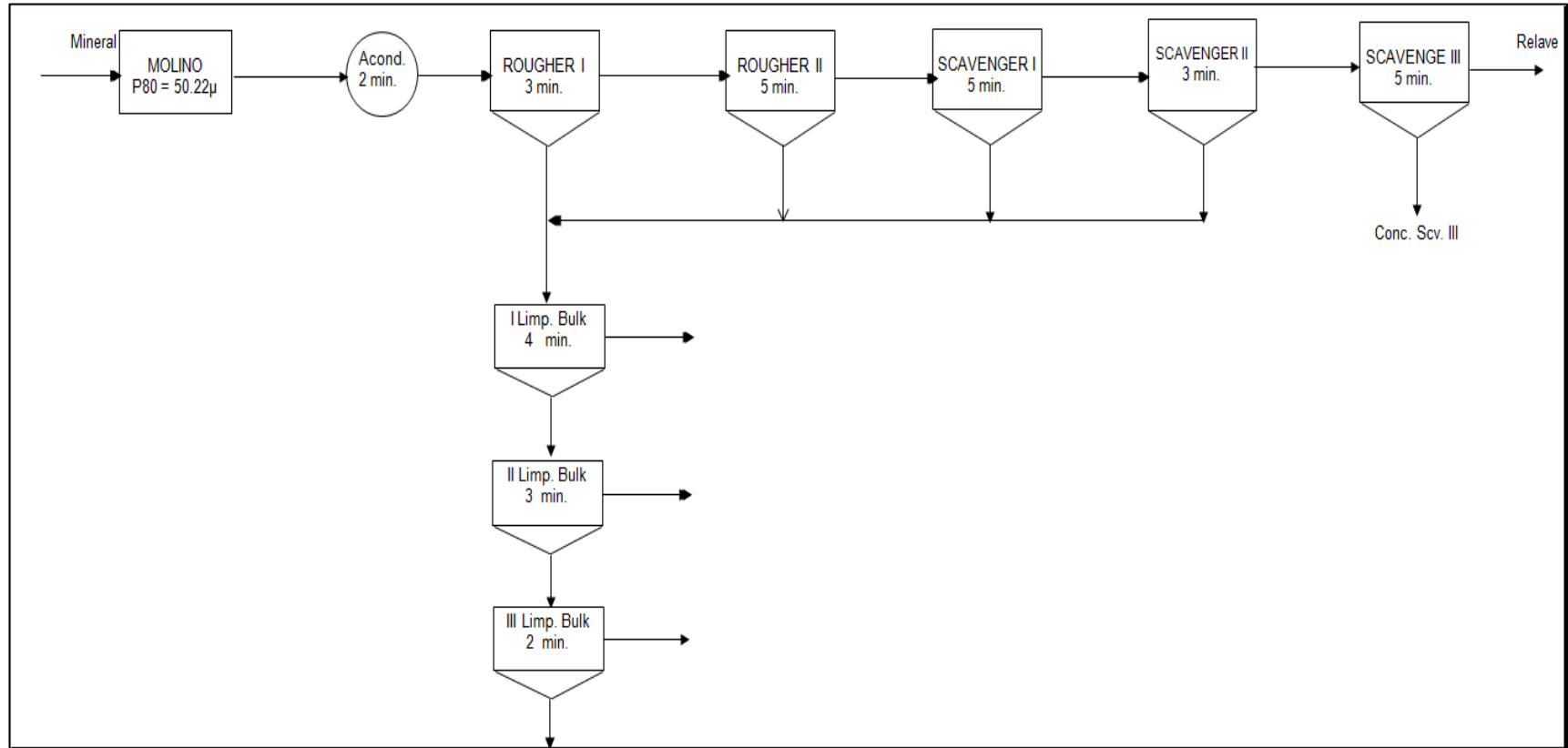


Figura 2.9. Esquema de Flotación para la realización de Pruebas de Flotación para evaluar una III etapa Scv.

2.16.1. Prueba Estándar sin la Tercera Etapa Scavenger

Tabla 2.88. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.16.1.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Py - Ag	0.32	1.84	7.53	23.5	159.95	4975	1.48	2.25	0.28	4.34
R. III Limp. Py - Ag	0.53	0.83	3.12	25.9	33.92	1055	1.12	1.56	0.52	1.53
R. II Limp. Py - Ag	3.41	0.77	2.48	29.2	21.22	660	6.65	7.94	3.75	6.16
R. I Limp. Py - Ag	22.39	0.62	1.65	26.2	13.02	405	35.10	34.63	22.07	24.7
C. Ro y Scv. Bulk	26.65	0.66	1.86	26.5	16.25	505.2	44.35	46.37	26.62	36.8
Rel.Gral.	73.35	0.30	0.78	26.6	10.13	315	55.65	53.63	73.38	63.2
Cab.Calc	100.00	0.40	1.07	26.6	10.76	365.7	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361.0				

Tabla 2.89. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.16.1.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	PH	P 80	Tiempo
								min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		6.98	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm	11.00		5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.60		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.29		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm			9.53		3
I Limp. Bulk	10 gr/ton			7 gr/tm		11.20		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton					11.50		3
III Limp. Bulk						11.50		2

2.16.2. Prueba con una etapa III Scv. y todas las etapas Scv. a limpieza.

Tabla 2.90. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.16.2.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Bulk Py - Ag	1.96	0.99	3.37	33.17	42.44	1320	7.36	6.82	2.57	6.86
R. III Limp. Bulk Py - Ag	2.17	0.53	1.35	35.52	23.63	735	4.37	3.03	3.05	4.24
R. II Limp. Bulk Py - Ag	5.90	0.45	1.17	33.89	19.29	600	10.08	7.13	7.92	9.39
R. I Limp. Bulk Py - Ag	43.12	0.26	0.70	34.45	14.31	445	42.59	31.20	58.8	50.9
C. Ro+Scv. Bulk Py - Ag	53.15	0.32	0.88	34.38	16.28	506.28	64.4	48.1	72.3	71.4
Rel.Gral.	46.85	0.20	1.07	14.90	7.39	230	35.5	51.8	27.6	28.6
Cab.Calc	100.00	0.26	0.97	25.26	10.12	376.84	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.84	10.61	361				

Tabla 2.91. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.16.2.

PRODUCTO	CNNA 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		6.21	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm	10.80		5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.50		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.44		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm			10.33		3
Scv. III Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.5		5
I Limp. Bulk	10 gr/ton			7 gr/tm		11.20		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton					11.50		3
III Limp. Bulk						11.50		2

2.16.3. Prueba con una etapa III Scv. sin llevar a limpieza la etapa III Scv.

Tabla 2.92. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.16.3.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. III Limp. Bulk Py - Ag	0.69	0.54	3.03	32.8	63.8	1985	1.43	2.21	0.89	3.59
R. III Limp. Bulk Py - Ag	1.41	0.33	1.57	35.8	18.6	580	1.80	2.35	2.00	2.16
R. II Limp. Bulk Py - Ag	7.88	0.34	1.36	35.5	17.5	545	10.3	11.3	11.0	11.3
R. I Limp. Bulk Py - Ag	22.71	0.28	0.95	32.5	14.6	455	24.56	22.9	29.2	27.2
C. Ro. + Scv I y II	32.69	0.30	1.12	33.4	16.5	514	38.1	38.9	43.2	44.3
C. Scv. III	5.04	0.46	1.52	24.8	15.5	485	8.95	8.14	4.95	6.44
C. Ro. + Scv. Total	37.73	0.32	1.17	32.3	16.4	510	47.0	47.0	48.1	50.7
Rel.Gral.	62.27	0.22	0.80	21.0	9.65	300	52.9	52.9	51.8	49.2
Cab.Calc	100.00	0.26	0.94	25.2	10.2	379	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.38	0.96	29.8	10.6	361				

Tabla 2.93. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.16.3.

PRODUCTO	CNNa 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	PH	P 80	Tiempo min.
Molienda	300 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		6.21	50.22	10
Acondic.		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm	10.80		5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.50		5
Scv. I Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.44		5
Scv. II Bulk			10 gr/tm			10.83		3
Scv. III Bulk		10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.5		5
I Limp. Bulk	10 gr/ton			7 gr/tm		11.20		4
II Limp. Bulk	20 gr/ton					11.50		3
III Limp. Bulk						11.50		2

2.17. Realización de Pruebas de flotación empleando ZnSO₄.

Esquema de Pruebas de Flotación realizadas a continuación.

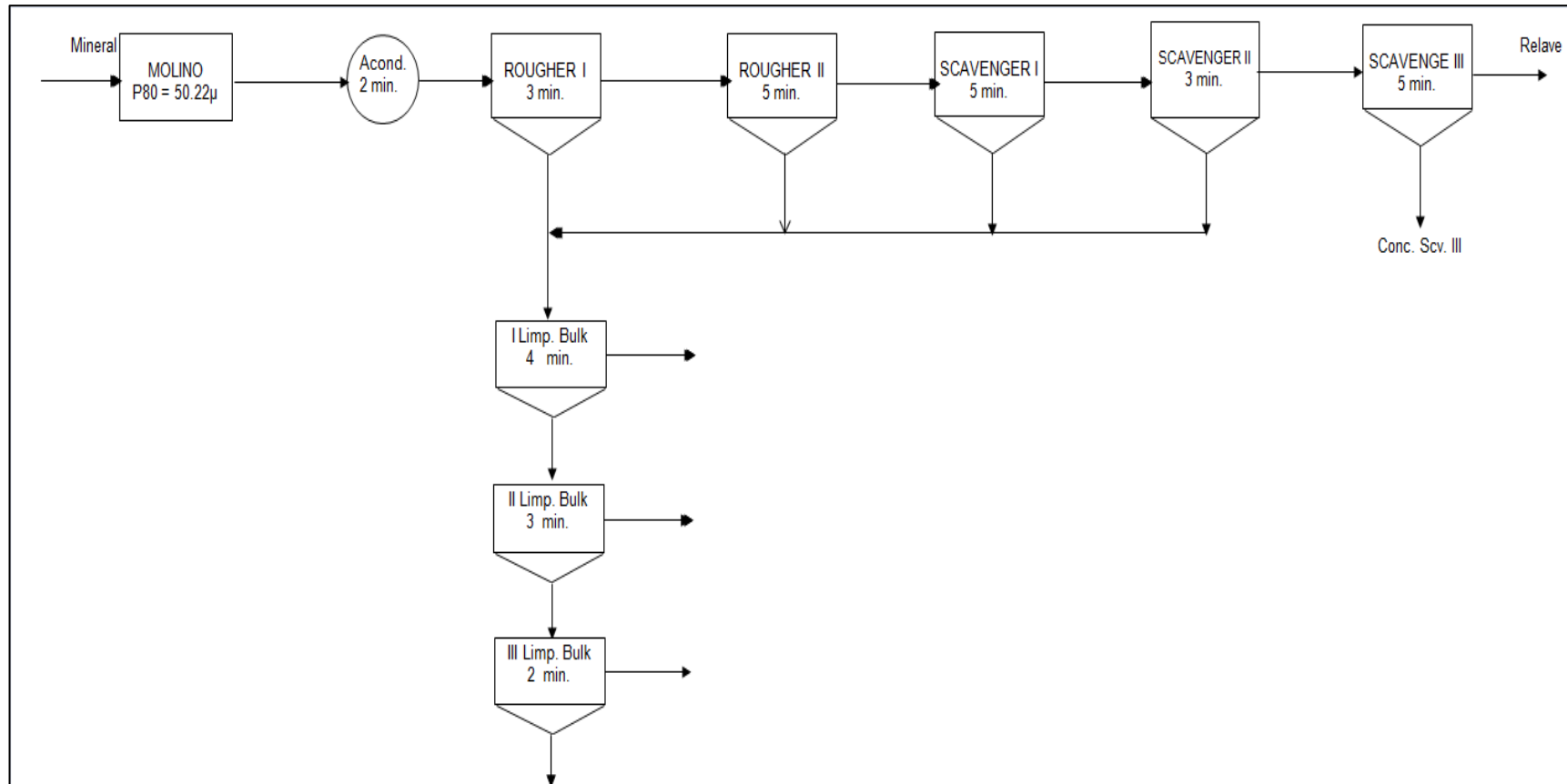


Figura 2.10. Esquema de Flotación para la realización de Pruebas de Flotación evaluando dosificación ZnSO₄.

2.17.2. Prueba Estándar con una etapa IV Limp.

Tabla 2.96. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación 2.17.2.

PRODUCTO	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
C. IV Limp. Bulk Py - Ag	0.88	0.67	4.42	31.01	45.49	1415	2.74	4.81	1.00	3.39
R. IV Limp. Bulk Py - Ag	1.02	0.41	1.84	31.08	20.87	649	1.94	2.32	1.16	1.80
R. III Limp. Bulk Py - Ag	3.38	0.33	1.28	30.72	15.95	496	5.17	5.33	3.80	4.55
R. II Limp. Bulk Py - Ag	14.67	0.29	1.04	32.7	16.56	515	19.7	18.8	17.5	20.5
R. I Limp. Bulk Py - Ag	42.54	0.22	0.67	32.69	12.70	395	43.3	35.1	50.9	45.6
C. Ro. + Scv I y II	62.49	0.25	0.86	32.54	14.38	447	72.9	66.4	74.4	75.9
C. Scv. II	9.76	0.20	0.66	33.96	12.47	388	9.05	7.94	12.1	10.3
C. Ro. + Scv. Total	72.25	0.24	0.83	32.73	14.12	439	81.9	74.3	86.6	86.2
Rel.Gral.	27.75	0.14	0.75	13.15	5.85	182	18.0	25.6	13.3	13.7
Cab.Calc	100.00	0.22	0.81	27.29	10.83	367	100	100	100	100
Cab.Ens.		Cu	Pb	Fe	Ag	Ag				
		0.22	0.82	27.00	10.61	361				

Tabla 2.97. Condición de Trabajo de la Prueba de Flotación 2.17.2.

PRODUCTO	CNNa 1%	ZnSO ₄ 1%	Z-11 1%	AP 4037	A-3418	MT 342	PH	Tiempo Min.
Molienda	300 gr/tm	200 gr/tm		10 gr/tm	8 gr/tm		6.15	9
Acondic.			10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm	20 gr/tm	11.32	5
Ro. I Bulk								3
Ro. II Bulk			10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		9.68	5
Scv. I Bulk			10 gr/tm	10 gr/tm	8 gr/tm		10.15	5
Scv. II Bulk				10 gr/tm			10.50	3
I Limp. Bulk	100 gr/ton	100 gr/ton			8 gr/tm			4
II Limp. Bulk	20 gr/ton	20 gr/ton						3
III Limp. Bulk								2
IV Limp. Bulk						10 gr/tm		2

CAPITULO III

ANALISIS DE LA EVALUACION DE TRABAJO DEL MINERAL PIRITA ARGENTIFERA

3.1. Análisis: Principales minerales de plata detectados en el mineral Pirita Argentífera.

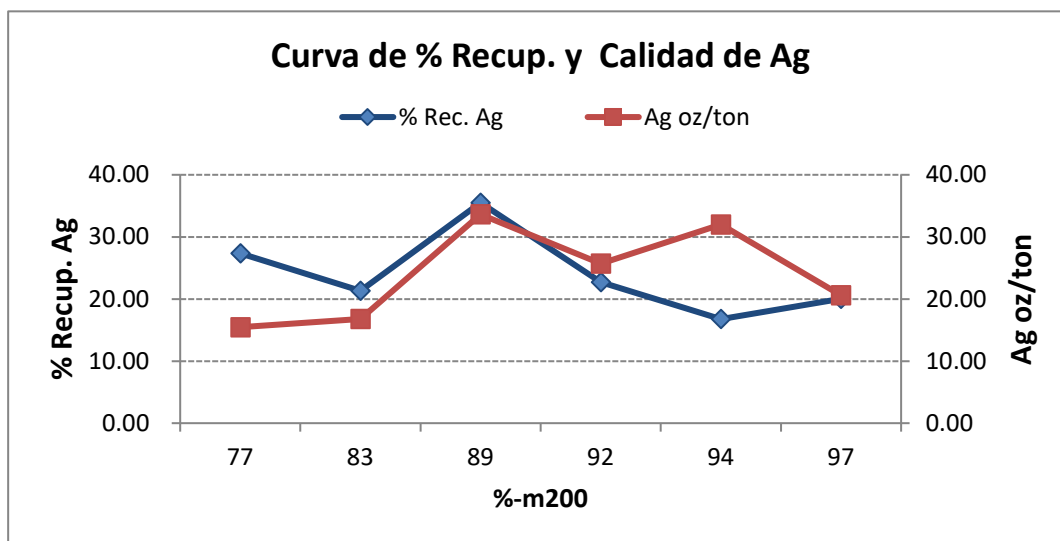
Sobre la distribución en la **tabla 2.4**. Los minerales que han sido concentrados poco son los cobres grises (tetraedritatenantita) porque de un contenido de 27.66% en cabeza en el concentrado solo se determino 6.30%, la causa debe estar en la fuerte asociación con pirita.

Los minerales de plata tipo sulfuro (Argentita) tienen una recuperación aceptable pasando de un contenido de cabeza de 8.80 a 14.84 % en peso en el concentrado.

3.2. Resultados de las Pruebas de Flotación variando el Tiempo de Molienda

Tabla 3.1. Balance Metalúrgico de las pruebas variando la moliendabilidad

Tiempo Mol.	P80 micras	LEYES DE CONCENTRADO					%RECUPERACIÓN			
		%Cu	%Pb	%Fe	Ag oz/ton	Ag gr/ton	% Rec. Cu	% Rec. Pb	% Rec. Fe	% Rec. Ag
4	84	0.69	9.80	23.8	13.50	420	38.1	30.5	39.1	27.3
7	70	0.23	3.73	12.2	16.78	521	23.8	26.9	18.4	21.2
10	50	0.13	2.03	6.8	33.62	1045	38.0	29.8	38.0	35.5
13	57	0.53	4.67	20.3	25.72	800	24.3	25.6	20.6	22.7
16	50	0.50	9.31	18.7	36.01	1120	22.7	23.8	13.6	16.7
20	42	0.31	2.13	19.7	20.58	640	16.5	21.5	15.3	20.0

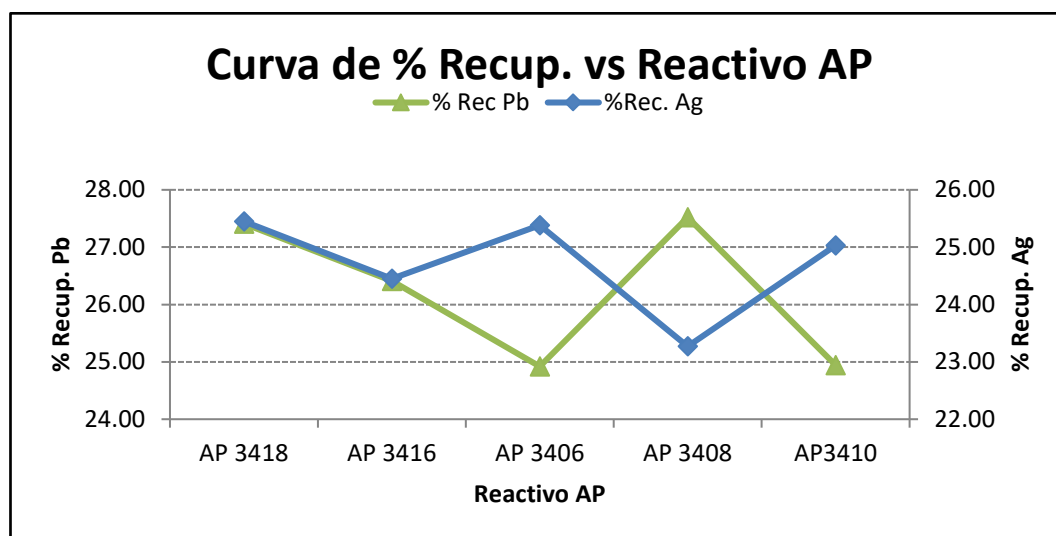
Tabla 3.2. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag

Análisis: Según la curva de Recuperación, en el tiempo 10 min se obtiene una buena recuperación ya que por lo tanto mantendremos ese tiempo de molienda para nuestro análisis posterior.

3.3. Resultados de las Pruebas de Evaluación del Colector AeroPhine 3418

Tabla 3.3. Balance Metalúrgico de las pruebas variando el Colector AP

Reactivo	CODIGO	LEYES DE CONCENTRADO					% RECUPERACIÓN			
		% Cu	% Pb	% Fe	oz Ag	Ag g/t	Cu	Pb	Fe	Ag
AP 3418	253 - 5	1.61	1.21	30.93	538	16742	17.25	27.41	7.66	25.45
AP 3416	253 - 6	1.21	1.19	29.16	475	14776	13.80	26.41	7.76	24.45
AP 3406	253 - 7	1.44	1.85	25.66	501	15600	16.74	24.92	7.18	25.38
AP 3408	253 - 8	0.96	1.11	29.45	262.4	8160	16.42	27.52	9.52	23.27
AP3410	253 - 9	2.04	1.48	29.83	538.5	16750	16.94	24.94	11.82	25.03

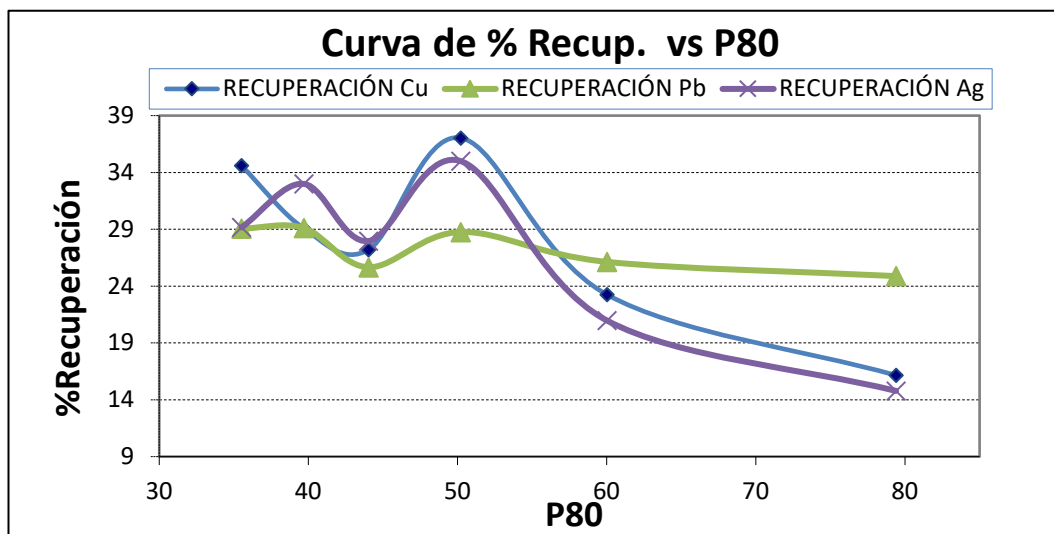
Tabla 3.4. Curva de % de Recuperación vs Tiempo de Flotación

Análisis: Se puede apreciar muy claramente que el Reactivo AP 3418 es un buen colector de Plata.

3.4. Resultados de las Pruebas de Flotación modificando el P80 en Molienda.

Tabla 3.5. Balance Metalúrgico de las pruebas variando el P80

Prueba	pH	P80	RECUPERACIÓN				
			Cu	Pb	Ag	Zn	Fe
1	10.28	35.51	34.6	29.06	29.16	24.63	34.89
2	10.13	39.7	29.07	29.11	32.99	22.49	36.67
3	10.2	44.04	27.21	25.66	27.97	15.31	29.62
4	10.03	50.22	37.03	28.76	34.99	38.36	37.88
5	10.9	60.02	23.25	26.13	20.97	33.27	18.27
6	10.9	79.4	16.15	24.88	14.78	10.92	11.55

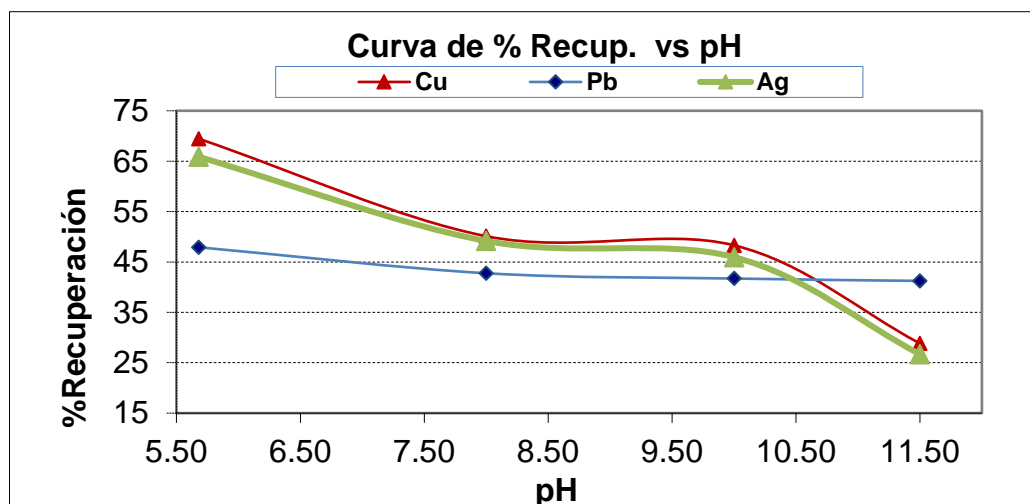
Tabla 3.6. Curva de % de Recuperación vs Tiempo de Flotación

Análisis: Podemos apreciar que a medida que aumenta el P80 va disminuyendo el %Recuperación de la Ag, a medida que la molienda es más gruesa la recuperación de Plata es afectada.

3.5. Resultados de las Pruebas evaluando la modificación del pH.

Tabla 3.7. Balance Metalúrgico de las pruebas variando el pH

pH	RECUPERACIÓN				
	Cu	Pb	Ag	Zn	Fe
5.68	69.45	47.91	65.86	77.36	71.36
8.00	50.11	42.76	49.16	52.54	50.72
10.00	48.30	41.71	45.95	52.50	45.92
11.50	28.83	41.24	26.69	41.48	18.75

Tabla 3.8. Curva de % de Recuperación vs pH

Análisis: Podemos apreciar que a medida que aumenta el pH va disminuyendo el %Recuperación de la Ag, también es muy importante que el pH alcalino es una condición para que la pirita se deprime. Eso se aprecia en el rango de pH: 8 a 10.

3.6. Resultados de Evaluación de Pruebas de Flotación a P80=60 μ y P80=50 μ

N°	PRUEBA	Z - 11 (gr/ton)	Consumo Cal (Kg/ton)	Leyes de Concentrado					Recuperación		
				%Cu	%Pb	%Fe	Ag oz/ton	Ag gr/ton	Rec. Cu	Rec. Pb	Rec. Ag
1	Estándar (60 micrones)	30	44.00	1.84	7.5	23.5	159.9	4975	22.9	24.3	20.5
2	Estándar (50 micrones)	30	43.56	1.52	8.8	32.0	85.9	2674	21.5	21.4	28.7
3	Estándar 50 micras y más Z 11	50	50.00	1.05	3.9	33.2	84.4	2625	28.9	24.5	29.5

Tabla 3.9. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag

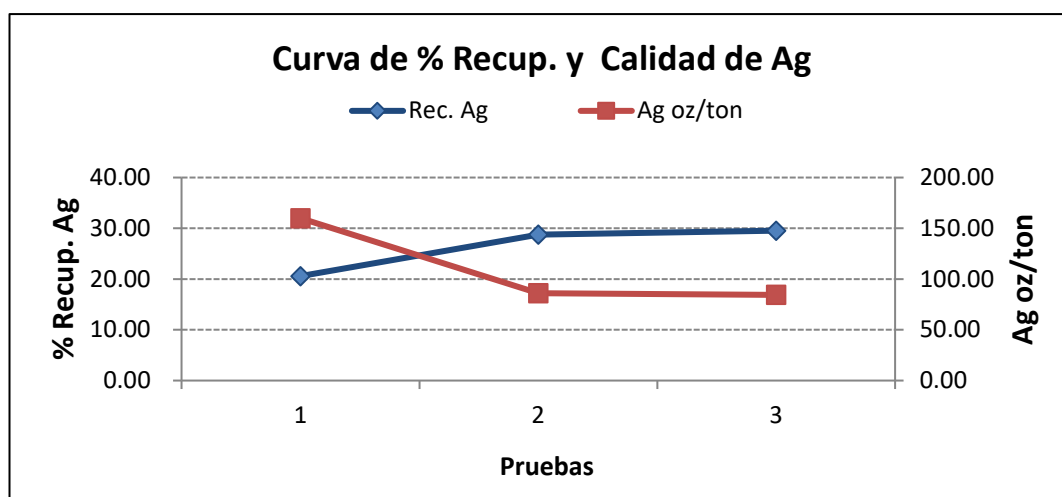
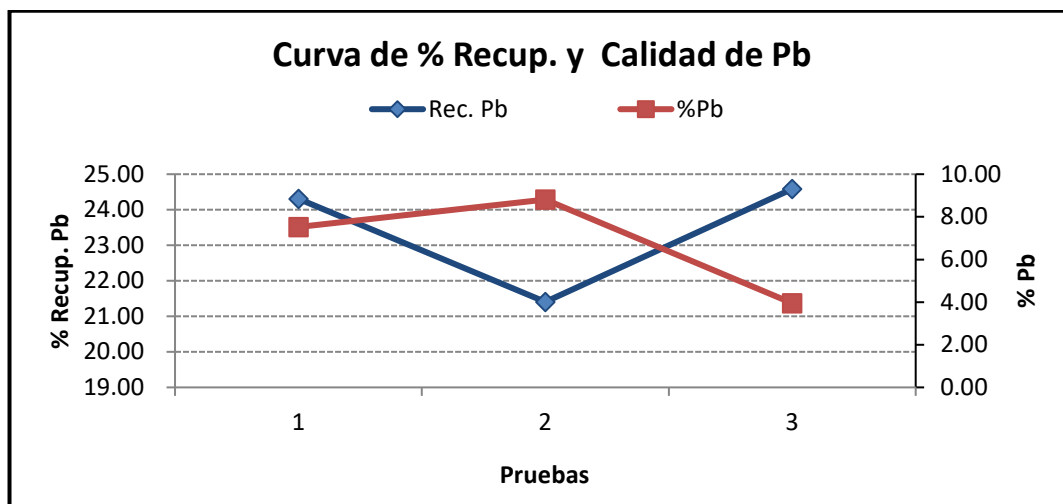


Tabla 3.10. Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb

3.7. Resultados de las Pruebas a diferente pH con dosificación de NaOH

PH	P80	Consumo NaOH (Kg/ton)	Leyes de Concentrado					Recuperación		
			%Cu	%Pb	%Fe	Ag oz/ton	Ag gr/ton	Cu	Rec. Pb	Rec. Ag
9.50	50	20.00	0.44	1.30	27.4	16.1	503	29.3	25.6	24.5
10.50	50	24.00	0.40	0.70	39.7	17.7	551	34.9	28.0	28.9
11.50	50	26.00	0.88	2.21	35.3	25.2	785	29.3	26.2	24.2
12.50	50	30.50	0.83	2.61	26.9	25.2	785	28.1	25.7	22.1

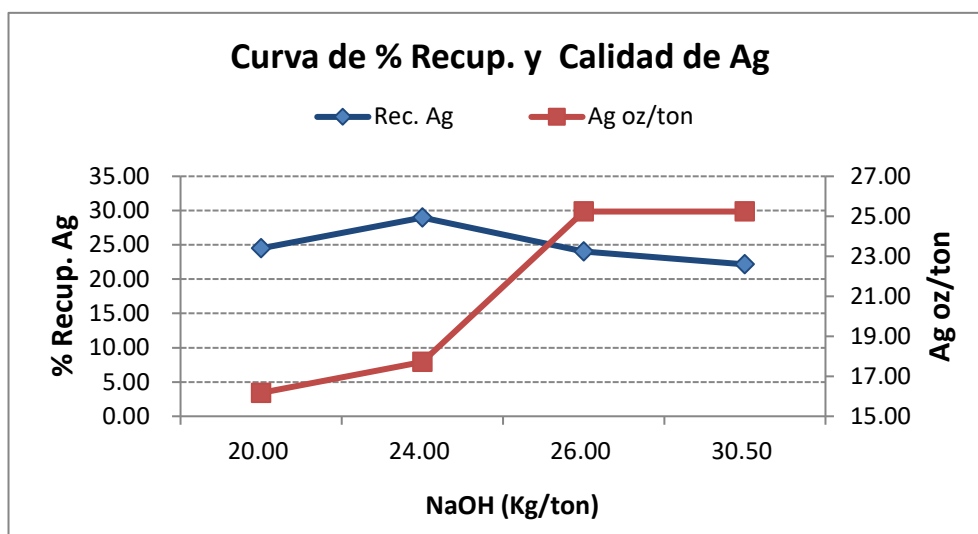
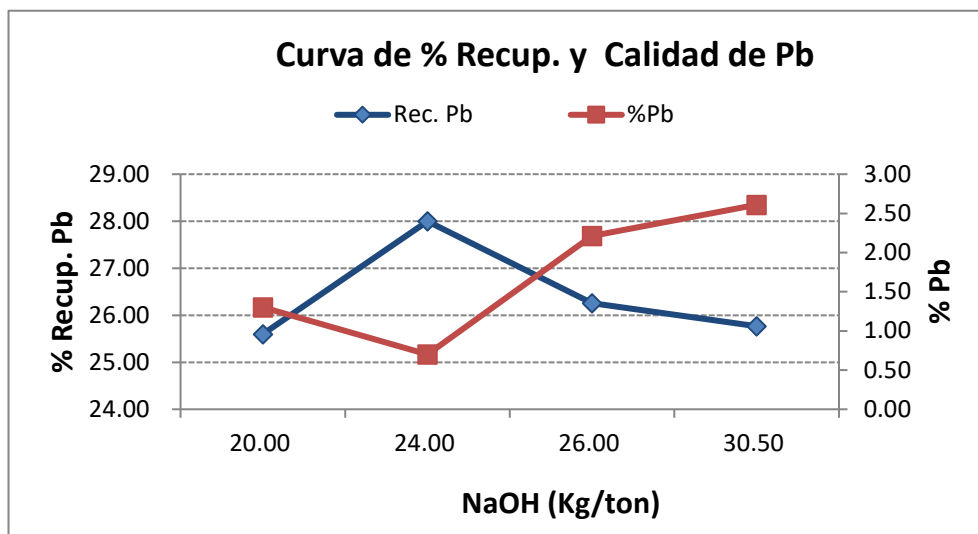
Tabla 3.11. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag

Tabla 3.12. Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb

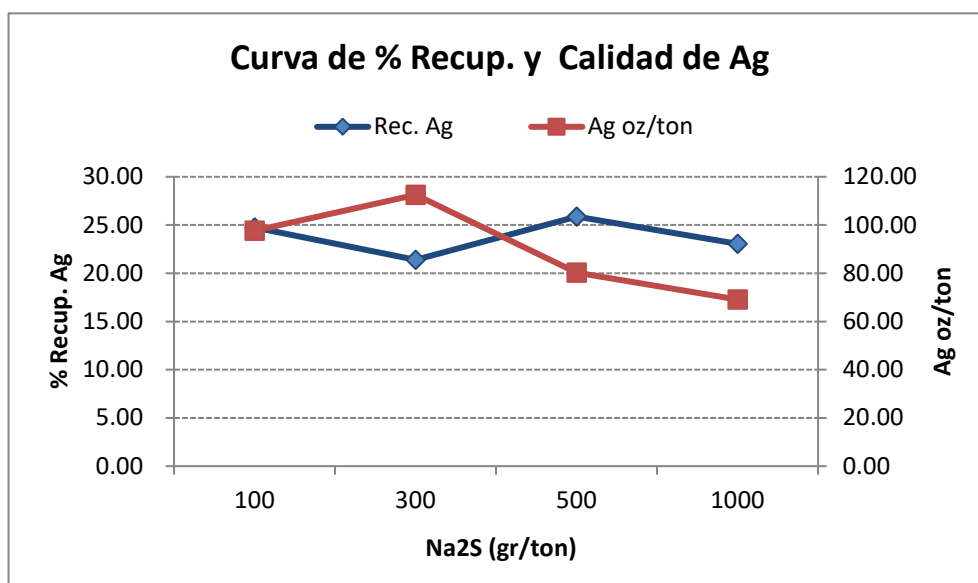
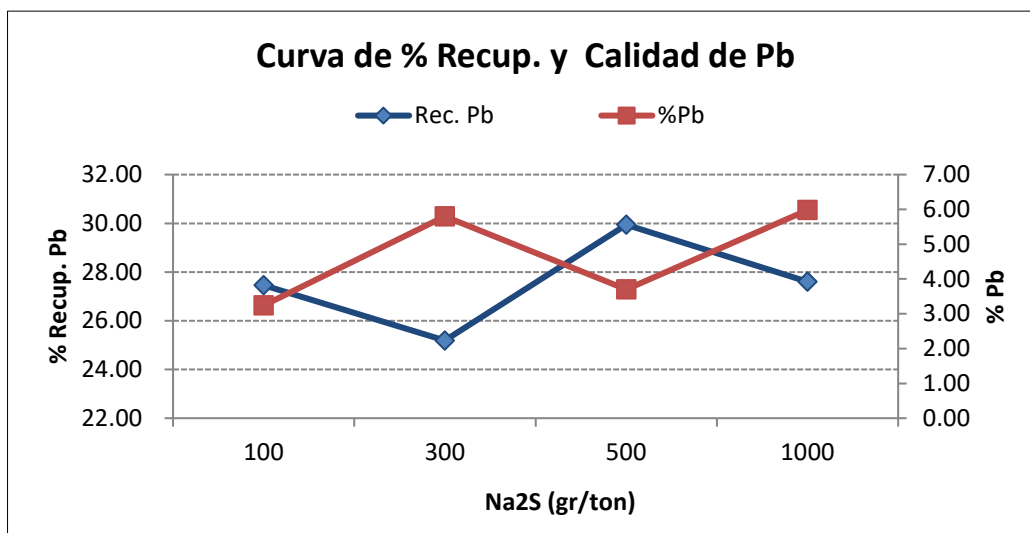
Analisis: En conclusión trabajar con Soda Cáustica a diferentes PH no ayuda en nada a la metalurgia de este mineral ya que los resultados son peores a lo obtenido trabajando con cal, se obtienen calidades muy bajas y las recuperaciones se encuentran similares a lo obtenido en la prueba estándar.

Lo que se vuelve a confirmar es que a mayor PH los concentrados de cobre, plomo y Plata son más limpios.

La sugerencia sería trabajar con una mezcla de NaOH y Cal en una proporción de 1 a 20 para tratar de bajar al menos el consumo de cal ya que metalúrgicamente no se observa ninguna mejora.

3.8. Resultados de las Pruebas a diferente dosificación de Na₂S

Dosificación Na ₂ S (gr/ton)	P80	Leyes de Concentrado					Recuperación		
		%Cu	%Pb	%Fe	Ag oz/ton	Ag gr/ton	Rec. Cu	Rec. Pb	Rec. Ag
100	50	1.03	3.24	26.19	97.71	3039	27.3	27.4	24.7
300	50	1.50	5.80	24.57	112.53	3500	22.5	25.1	21.3
500	50	0.92	3.70	27.40	80.22	2495	27.8	29.9	25.8
1000	50	1.30	5.98	19.65	69.09	2149	24.7	27.6	23.2

Tabla 3.13. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag**Tabla 3.14.** Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb**Análisis:**

El objetivo de emplear Na₂S es sulfurizar el mineral Piritita Argentífera oxidada debido al intemperismo sufrido por el medio ambiente.

En estas condiciones realizadas se obtienen mejores resultados dosificando 100 gr/ton de Na₂S al molino, calidad aceptable de Plata aunque todavía no se alcanza el objetivo en recuperación (97.71 gr/ton y una recuperación de 24.74%).

En caso de la Plata definitivamente no se observa mejoras trabajando a diferentes dosificaciones de Na₂S, los resultados son bastante similares.

En caso del Plomo se observa cierta mejora en la calidad cuando se incrementa la dosificación del Na₂S pero no es una diferencia marcada

3.9. Resultados de las Pruebas a diferente dosificación de colector Z11 en Molienda

Dosificación Z -11 (gr/ton)	PH	Leyes de Concentrado					Recuperación		
		%Cu	%Pb	%Fe	Ag oz/ton	Ag gr/ton	Rec. Cu	Rec. Pb	Rec. Ag
30	11.21	0.70	2.42	31.94	36.81	1145	38.43	36.27	37.87
40	11.23	0.57	1.58	34.39	35.30	1098	37.74	33.80	41.87
70	11.21	0.62	1.98	36.52	34.24	1065	40.38	36.61	42.18

Tabla 3.15. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag

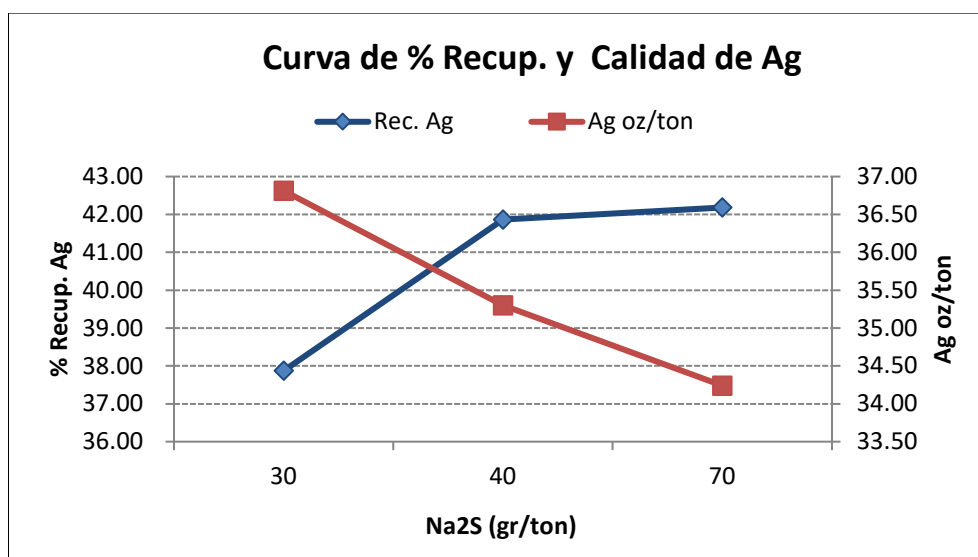
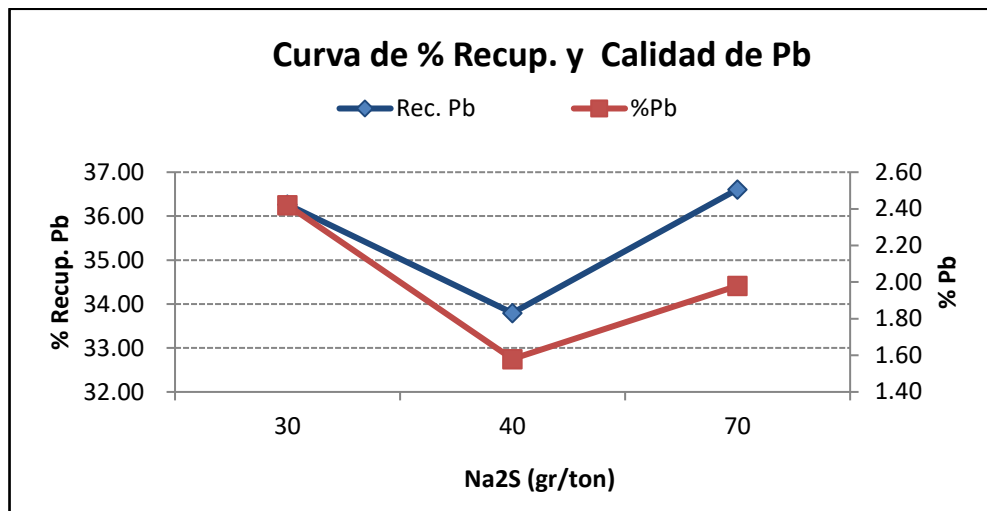


Tabla 3.16. Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb

3.10. Resultados de las Pruebas de Flotación evaluando una tercera etapa de Scavenger

N°	PRUEBA	Tiempo Flot. (min)	Consumo Cal (Kg/ton)	Leyes de Concentrado				Recuperación		
				%Cu	%Pb	Ag oz/ton	Ag gr/ton	Rec. Cu	Rec. Pb	Rec. Ag
1	Prueba sin etapa III Scv.	16	44	1.8	7.5	59.95	4975	22.9	24.3	20.5
2	Prueba con Etapa III Scv. Llevando a Limp.	21	50	0.9	3.3	42.44	1320	35.8	27.5	39.1
3	Prueba con Etapa III Scv. Sin llevar a Limp.	21	50	0.5	3.0	63.82	1985	24.2	24.6	27.1

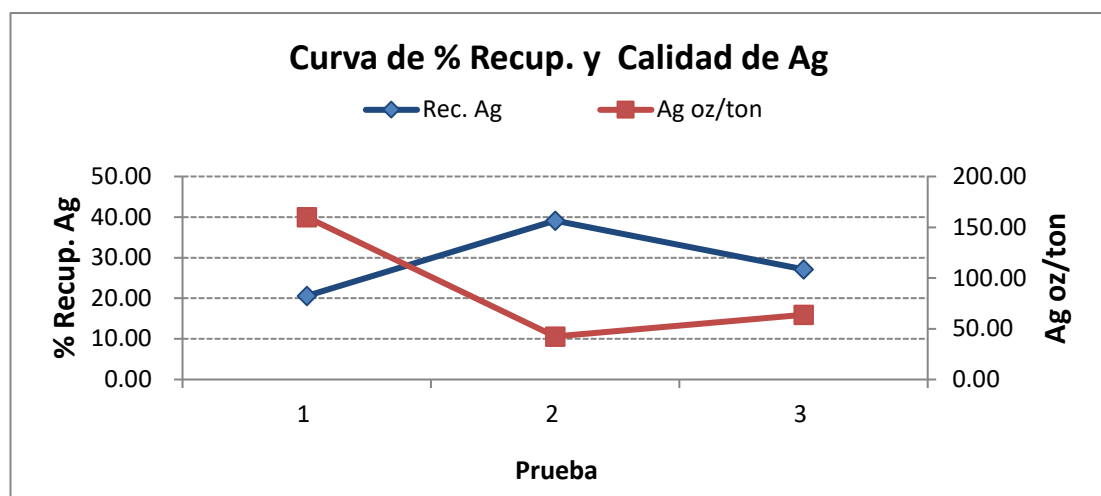
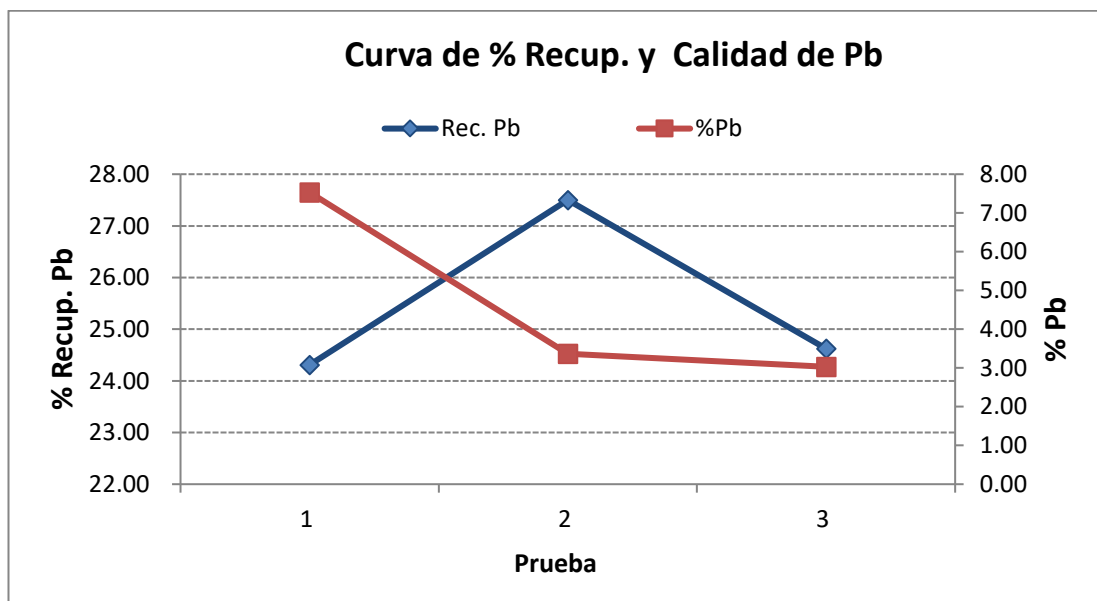
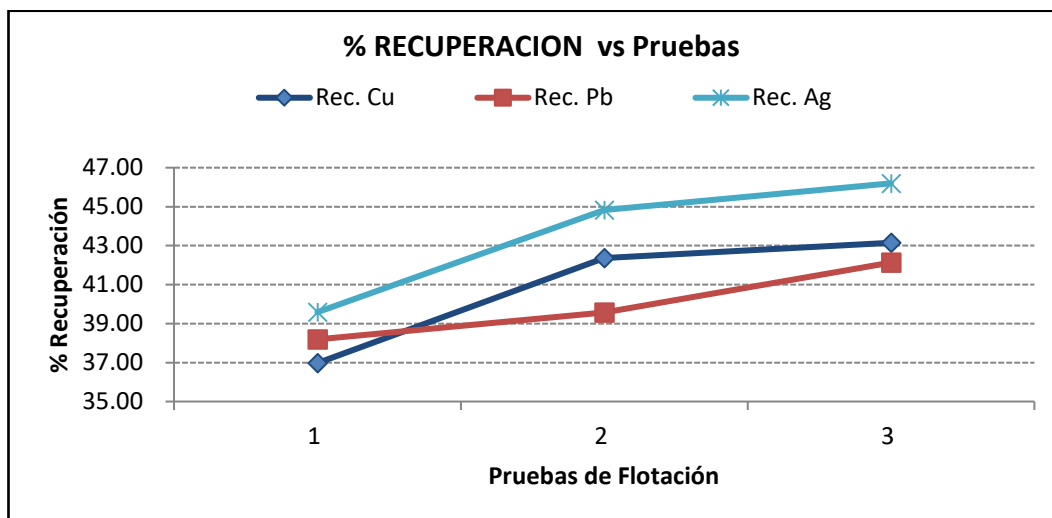
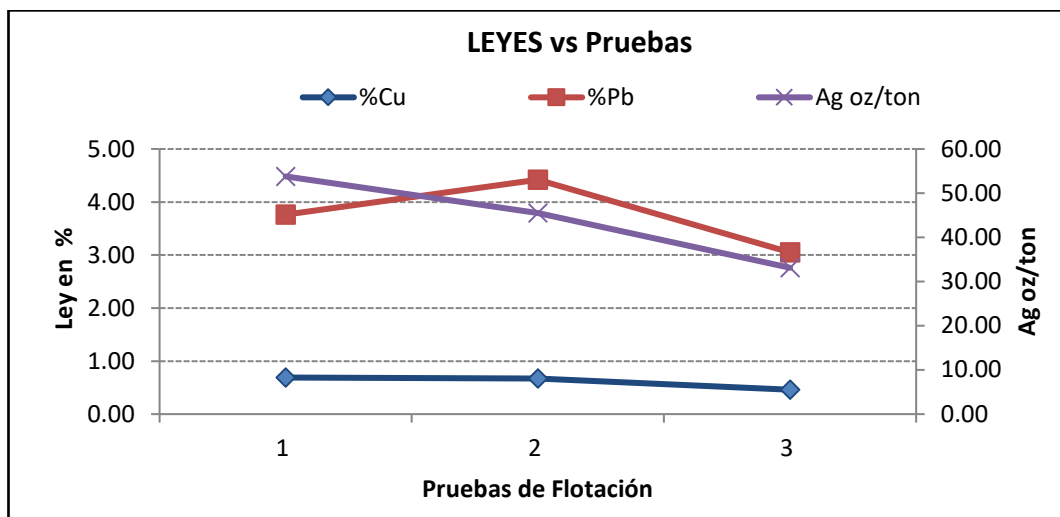
Tabla 3.17. Curva de % de Recuperación y Calidad de Ag

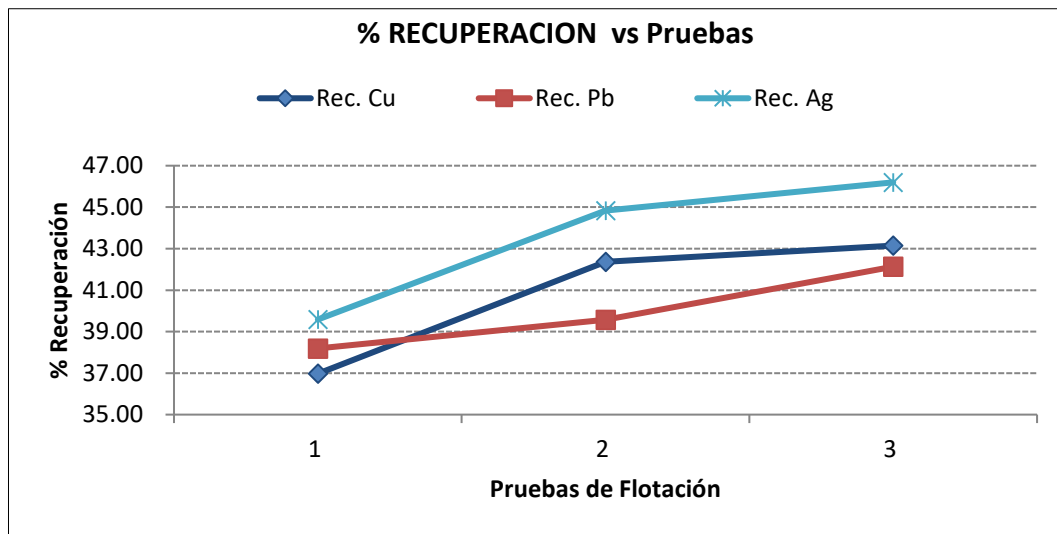
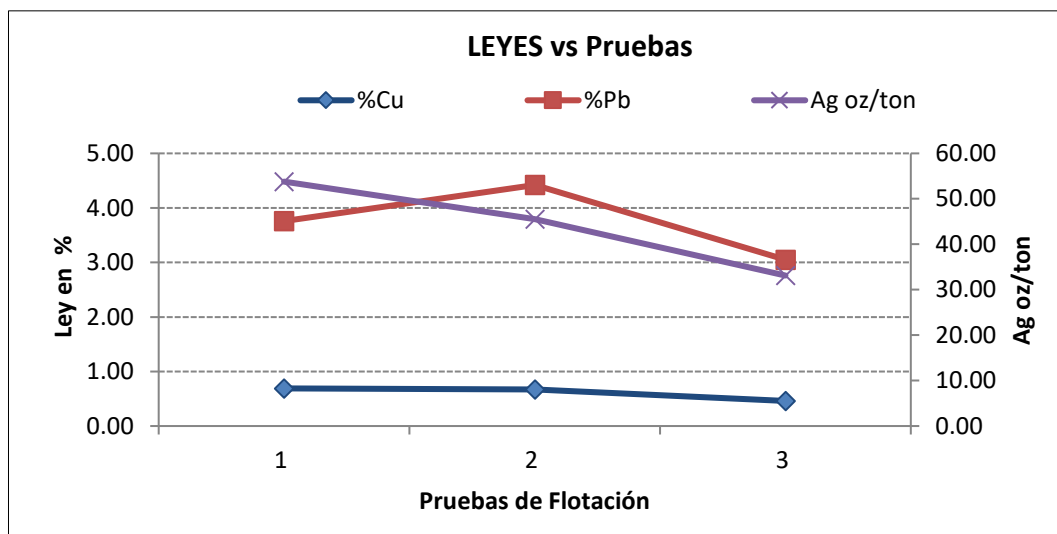
Tabla 3.18. Curva de % de Recuperación y Calidad de Pb**3.11. Resultados de las Pruebas de flotación estándar.**

PRUEBAS		Leyes de Concentrado					RECUPERACIONES		
		% Cu	% Pb	% Fe	Ag oz/ton	Ag gr/ton	Rec. Cu	Rec. Pb	Rec. Ag
1	Prueba Estándar con el Scv. III Como producto libre	0.69	3.76	29.6	53.79	1673	36.9	38.1	39.5
2	Prueba Estándar Con una etapa IV Limp.	0.67	4.42	31.0	45.49	1415	42.3	39.5	44.8
3	Prueba Estándar con Scv II y Scv. III Como productos libres	0.46	3.05	33.0	33.12	1030	43.2	42.3	46.2

Tabla 3.19. Curva de % de Recuperación vs Pruebas**Tabla 3.20.** Curva de Leyes vs Pruebas de Flotación

3.12. Resultados de las Pruebas de flotación empleando ZnSO₄.

PRUEBAS	Leyes de Concentrado					Recuperación		
	% Cu	% Pb	% Fe	Ag oz/ton	Ag gr/ton	Rec. Cu	Rec. Pb	Rec. Ag
1 Prueba con Scv. III como producto libre	0.6	3.7	29.6	53.7	1673	36.9	38.1	39.5
2 Prueba Estándar Con una etapa IV Limp.	0.6	4.4	31.0	45.4	1415	42.3	39.5	44.8
3 Prueba Estándar con Scv II y Scv. III como productos libres	0.5	3.2	33.0	33.1	1030	43.1	42.1	46.2

Tabla 3.21. Curva de % de Recuperación vs Pruebas**Tabla 3.22.** Curva de Leyes vs Pruebas de Flotación

CAPITULO IV
DISEÑO DEL CIRCUITO DE FLOTACIÓN DEL MINERAL PRITA
ARGENTIFERA

4.1. Pruebas de Flotación en Circuito Cerrado

Ley de Cabeza del Mineral Py-Ag realizando las siguientes pruebas de flotación:

Tabla 4.1. Leyes de Cabeza del mineral Pirita Argentífera

Mineral	LEYES DE CABEZA					
	%Cu	%Pb	%Zn	%Fe	Ag oz/ton	Ag gr/ton
Pirita Argentífera	0.17	0.99	0.61	30.6	10.51	389.0

Transformando de un proceso discontinuo (laboratorio), a proceso continuo (industrial). Se realizaron 5 ciclos de pruebas donde se recircula el relave de la I Limpieza a la cabeza general y el concentrado Scavenger III a la segunda etapa (Rougher II) tal como se muestra en el esquema.

En total en todo el circuito se incrementa colector Z – 11, esto se realiza a partir del segundo ciclo cuando ya se tiene carga circulante.

Las dosificaciones establecidas son resultados de las evaluaciones de todas las pruebas realizadas. La molienda fue de 10 min. a un P80 = 50u

Simular el tratamiento del mineral a nivel de Planta con pruebas en circuito cerrado.

El esquema considerado para estas pruebas es el nuevo estándar determinado para el mineral Stock Pirita Argentifera

4.2. Esquema de la Prueba de Flotación en Circuito Cerrado.

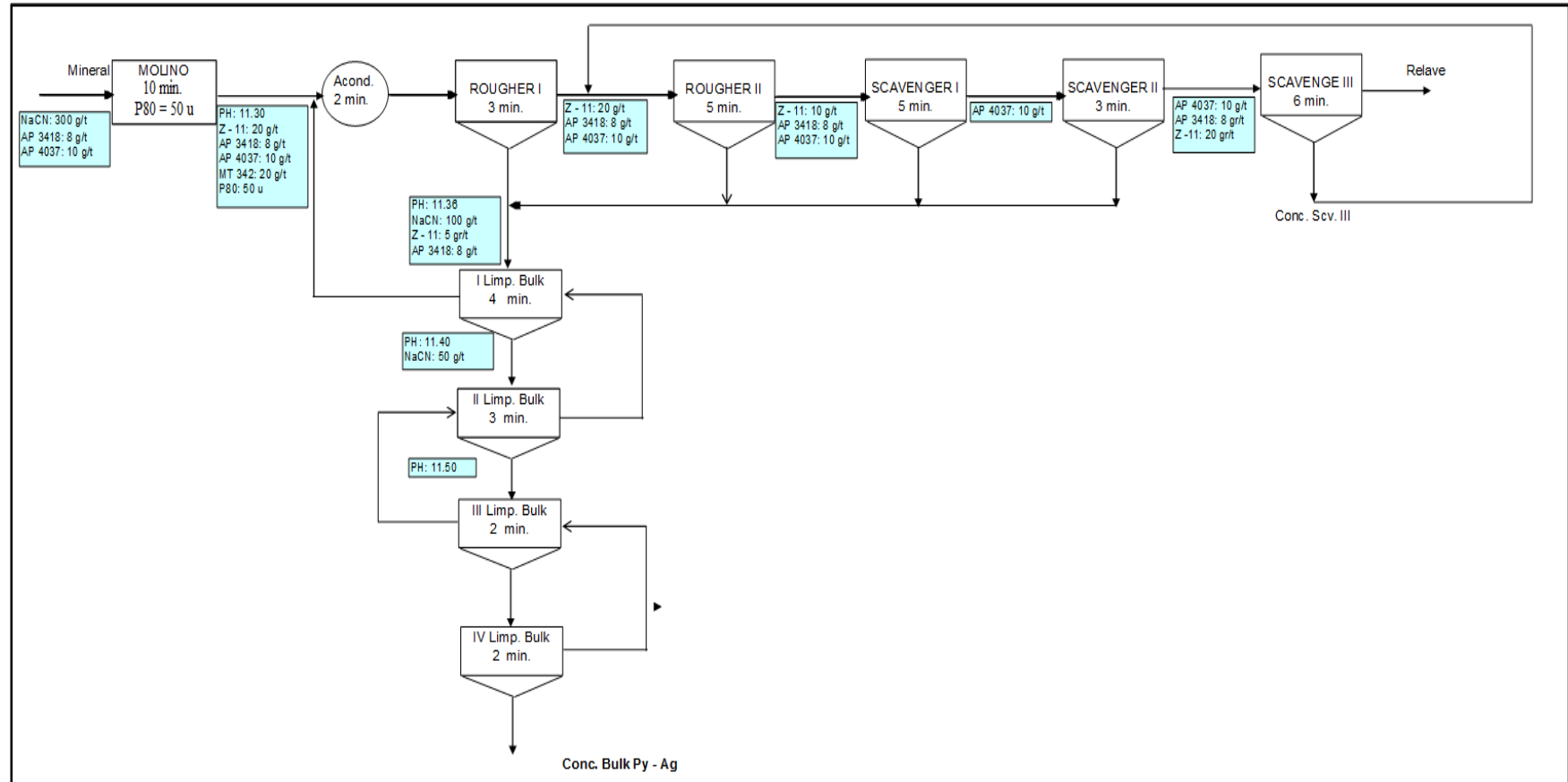


Figura 4.1. Esquema de Flotación para la realización de Pruebas de Flotación ciclica

4.3. Pruebas de Flotación de Circuito Cerrado

Tabla 4.3. Balance Metalúrgico del I CICLO

	%Cu	%Pb	% Zn	% Fe	Ag g/t	Ag oz/t
Conc Final	0.93	5.61	10.95	22.49	2510	80.70
Relave Final	0.11	0.67	0.33	10.06	281	9.03
Conc. Scv. III	0.15	0.68	0.74	37.17	439	14.11
Cabeza	0.17	0.89	0.61	30.6	389	10.51

Tabla 4.4. Balance Metalúrgico del II CICLO

	%Cu	%Pb	% Zn	% Fe	Ag g/t	Ag oz/t
Conc Final	0.69	5.8	6.7	26.34	2461	79.12
Relave Final	0.1	0.66	0.19	26.5	291	9.36
Conc. Scv. III	0.13	0.53	0.31	38.84	411	13.21
Cabeza Combinada	0.16	0.91	0.68	32.00	379.00	10.19

Tabla 4.5. Balance Metalúrgico del III CICLO

	%Cu	%Pb	% Zn	% Fe	Ag g/t	Ag oz/t
Conc Final	0.63	5.61	5.58	33.27	2405	77.32
Relave Final	0.11	0.74	0.23	32.3	311	10.00
Conc. Scv. III	0.18	1.01	0.68	26.52	414	13.31
Cabeza Combinada	0.18	0.97	0.85	28.74	381.00	10.25

Tabla 4.6. Balance Metalúrgico del IV CICLO

	%Cu	%Pb	% Zn	% Fe	Ag g/t	Ag oz/t
Conc Final	0.52	5.93	4.36	30.31	2034	65.39
Relave Final	0.11	0.64	0.21	28.48	302.1	9.71
Conc. Scv. III	0.17	0.87	0.89	33.84	401	12.89
Cabeza Combinada	0.18	0.86	0.89	32.30	389.00	10.51

Tabla 4.7. Balance Metalúrgico del V CICLO

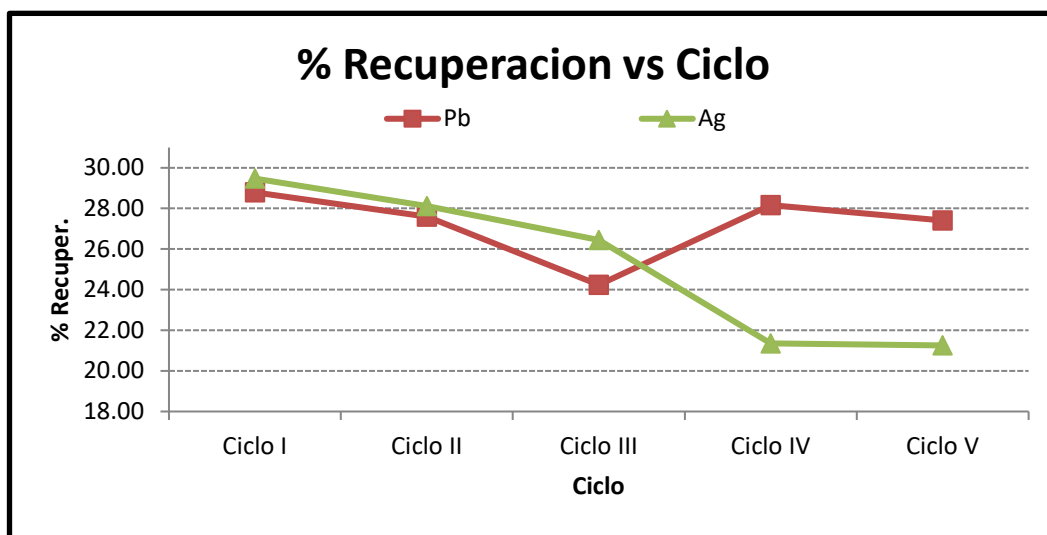
	% PESO		%Cu	%Pb	% Zn	% Fe	Ag g/t	Ag oz/t
Conc Final	43.6	4.31%	0.54	5.79	4.95	29.42	1931.00	62.08
Rel. III Limp.	35.49	3.51%	0.36	3.33	1.87	31.80	777.00	24.98
Rel. II Limp.	142	14.03%	0.30	2.47	1.71	31.83	622.00	20.00
Rel. I Limp.	359.56	35.52%	0.18	1.41	1.40	31.02	506.00	16.27
Conc. Scv. III	88.52	8.74%	0.17	0.67	0.83	37.06	468.00	15.05
Rel. Final	254.64	25.15%	0.12	0.69	0.28	27.98	316.00	10.16
Cabeza Combinada	1012.35	100%	0.18	0.91	0.96	31.63	391.30	10.58

4.4. Análisis de Recuperación de las Pruebas de Flotación en Circuito Cerrado

Recuperación en cada ciclo

CICLO	Recuperación	
	Pb	Ag
Ciclo I	28.79	29.47
Ciclo II	27.60	28.12
Ciclo III	24.24	26.45
Ciclo IV	28.16	21.36
Ciclo V	27.40	21.25

Tabla 4.8. Curva de % de Recuperación vs Ciclo de Flotación



Según las pruebas de Flotación Cíclica la ley de cabeza 5 del Mineral Pirita Argentífera da un valor de 10.51 oz/ton Ag.

La calidad de Plata obtenida en el promedio ponderado de los concentrados Bulk I y Bulk II da un valor de 90 87 oz/ton, valor bastante cercano al objetivo (100 oz/ton). La calidad de Plata se incrementa según se va incrementando los ciclos.

La recuperación de Plata no tiene mucha mejora solo se logra mejorar un 3% a lo obtenido en el primer ciclo. Se debe tener en cuenta que el promedio ponderado de los 3 relaves da un valor alto debido a que los relaves de los Scavenger limpiezas del circuito Bulk I y II están contribuyendo con valores altos.

CONCLUSIONES

1. El uso de NaOH puede reemplazar a la Cal (CaO) ya que también es un depresor de la pirita y neutralizar las sales solubles. Pero por el tema económico no es muy rentable.
2. En la evaluación del mineral Pirita Argentífera se observó que se trata de un mineral sumamente expuesto al clima de la zona, se considera que dicho mineral con mayor presencia de sulfuro de hierro haya sufrido una oxidación. Pero superficial manifestándose como sales solubles.
3. Las pruebas de Flotación en circuito cerrado fue realizada a 50 micrones y se observa resultados similares a los obtenidos en las primeras pruebas lo cual nos da cierta confianza con los análisis.
4. Los mejores resultados se obtienen trabajando con 100 gr/ton de Na₂S al molino, calidad aceptable de Plata aunque todavía no se alcanza el objetivo en recuperación.
5. En caso de la Plata definitivamente no se observa mejoras trabajando a diferentes dosificaciones de Na₂S, los resultados son bastante similares.
6. Una solución para contrarrestar las sales insolubles es el lavado del mineral antes de ingresar al proceso de flotación.
7. El diseño de circuito de flotación se estableció en base a las condiciones que resultaron una recuperación alrededor del 20% a 30%.

BIBLIOGRAFIA

1. **Leonel Gutiérrez R.- Jaime E. Sepúlveda**, Dimensionamiento y Optimización Plantas Concentradoras Mediante Técnicas de Modelación Matemática, Centro de Investigaciones Minera Metalúrgica, Chile, Pág. 185-225. –
2. **Andrew Mular – Roshan Bhappu**, Diseño de Plantas de Procesos de Minerales (segunda parte), 2da Edición, Madrid 1985, Pág. 1-16.
3. **José Manzaneda Cábala**, Procesamiento de Minerales, 1era Edición, Perú, 1990, Pág 201 – 290.
4. **Iván Quiroz Núñez**, Operaciones Unitarias en Procesamientos de Minerales, Lima – Perú, 1986, Pág. 203 – 223.
5. **Diplomado Internacional en Plantas Concentradoras - BS Grupo**, Curso de Optimización y Técnicas Modernas Concentración de Minerales, Apuntes del - Edición 2012.
6. **Levi Guzmán Rivera - Moly-Cop Adesur S.A - TECSUP**, Modelación y Simulación de Circuito de Flotación, Edición 2010, Lima - Perú.
7. **Compañía Minera Volcan SA - Paragsha - Cerro de Pasco**, Pruebas de Flotación realizadas en el Laboratorio de Investigaciones Metalúrgica, Año 2011.
8. **Apuntes del Curso de Procesamiento de Minerales – Universidad Nacional de Ingeniería – Año 2008.**