

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA,
MINERA Y METALÚRGICA



ESTUDIO METALÚRGICO COMPARATIVO DEL
PROCESO FLASH CON EL PROCESO UNITARIO

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA

PRESENTADO POR

ELDHER ADOLFO OBLITAS CUZCANO

Lima – Perú
2009

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado, a todas las personas e Instituciones que contribuyeron en mi desarrollo profesional y personal, y que hasta la fecha lo siguen haciendo.

SUMARIO

El presente estudio, surge por la necesidad de querer saber cuál era la forma más eficiente de utilizar un tipo de celda (SK - 240), el cual se adecua a dos tipos de procesos; el proceso Unitario y el proceso Flash, los que pueden ser adaptados a un circuito de molienda – clasificación, siendo el primero, el más usado por las empresas mineras del País.

A continuación, detallamos los capítulos mostrados en el presente trabajo.

El primer capítulo; trata de temas generales; la ubicación de la entidad minera, su geografía, breve historia, los recursos naturales con que cuenta la zona, su Geología y una descripción de las actividades mineras.

El segundo capítulo; nos detalla por etapas el proceso de producción de los concentrados que se obtienen en la Planta Concentradora Bateas.

En el capítulo Tres; observamos las características metalúrgicas de los minerales empleados para la prueba de flotación (su granulometría y leyes químicas), también se verán las condiciones de operación para cada prueba metalúrgica y los resultados obtenidos de dichas pruebas.

El cuarto capítulo; trata de la evaluación de los resultados obtenidos de las pruebas metalúrgicas y su comparación entre ellas.

Al finalizar se tienen las conclusiones finales, recomendaciones y anexos.

TABLA DE CONTENIDO

INTRODUCCIÓN	9
CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES	
1.1 Generalidades	11
1.1.1 Ubicación y Acceso	11
1.1.2 Geografía	12
1.1.3 Historia	12
1.1.4 Recursos Naturales	15
1.1.4.1 Suelo	15
1.1.4.2 Pastos Naturales	15
1.1.4.3 Ganadería	16
1.2 Geología	16
1.2.1 Geología Local	16
1.2.2 Geología Estructural	17
1.2.3 Geología Económica	17
1.3 Descripción de actividades mineras19

1.3.1	Introducción	19
1.3.2	Métodos de Explotación	19
1.3.2.1	Corte y relleno ascendente	19
1.3.2.2	Shirinkage dinámico Convencional	20
1.3.2.3	Open Stoping	20

CAPITULO II: PLANTA CONCENTRADORA BATEAS

2.1	Introducción	21
2.2	Descripción del Proceso de producción de la Planta	
	Concentradora Bateas	22
2.2.1	Etapas del Proceso de producción	22
2.2.1.1	Etapa de recepción de mineral	22
2.2.1.2	Etapa de chancado de mineral	23
2.2.1.3	Etapa de molienda - clasificación de mineral	24
2.2.1.4	Etapa de flotación	25
2.2.1.4.1	Flotación de Plomo	25

2.2.1.4.2 Flotación de Zinc	25
2.2.1.5 Etapa de espesamiento y filtrado	26
2.2.1.6 Etapa de almacenamiento de relave	27
2.2.2 Etapa del carguío de concentrado	27

CAPITULO III: PRUEBAS METALÚRGICAS

3.1 Introducción	28
3.2 Análisis Granulométrico	29
3.2.1 Composito de las descargas de los molinos primarios	29
3.2.2 Composito de los Under Flow de los ciclones D – 15 de los dos circuitos de molienda	33
3.3 Análisis granulométricos de los concentrados obtenidos antes y después de de utilizar la celda SK – 240	36
3.4 Pruebas de Flotación	38
3.4.1 Introducción	38
3.4.2 Flotación con el compósito de la descarga de la Molienda Primaria	40

3.4.2.1	Prueba de Flotación N° 1	40
3.4.2.2	Prueba de Flotación N° 2	44
3.4.2.3	Prueba de Flotación N° 3	46
3.4.2.4	Prueba de Flotación N° 4	49
3.4.2.5	Prueba de Flotación N° 5	51
3.4.3	Flotación con el compuesto del Under Flow de los Ciclones	53
3.4.3.1	Prueba de Flotación N° 1	53
3.4.3.2	Prueba de Flotación N° 2	56
3.4.3.3	Prueba de Flotación N° 3	58
3.4.3.4	Prueba de Flotación N° 4	60
3.4.3.5	Prueba de Flotación N° 5	62

CAPITULO IV: EVALUACIÓN DE LOS RESULTADOS EXPERIMENTALES

4.1	Análisis de la Información	64
4.1.1	Concentrados obtenidos de las pruebas del Proceso Unitario	64

4.1.2 Concentrados obtenidos de las pruebas del Proceso Flash	68
4.2 Evaluación comparativa entre proceso Unitario y proceso Flash	72
4.3 Evaluación granulométrica de los concentrados obtenidos del proceso Flash en la Planta Concentradora	82

CAPITULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 Conclusiones	84
5.2 Recomendaciones	87
5.3 Bibliografía	88
ANEXO	89

Anexo N° 1: Minera BATEAS SAC Planta Concentradora

Tratamiento: 900 TMD.....	90
---------------------------	----

INTRODUCCIÓN

Desde hace mucho tiempo, se ha generado una discusión sobre la utilización de un tipo definido de procesos, entre el proceso Unitario y el proceso Flash en un circuito de molienda - clasificación; esta discusión también llegó a darse entre las compañías DENVER y OUTOTEC, en la cual, la primera considera que la mejor performance del trabajo se logra con un proceso Unitario, mientras que la empresa OUTOTEC recomienda usar el proceso Flash.

Es por ello que el objetivo del presente trabajo, es el de realizar un análisis comparativo de los dos procesos (proceso Unitario y proceso Flash), demostrando cual de los dos procesos es mucho más eficiente en un proceso de molienda – clasificación, para obtener buenas recuperaciones del concentrado de plomo grueso, evitando así que gran parte de la galena se remuela y se desplace al concentrado de zinc o al relave en forma de material fino.

El método a emplearse será por medio de una simulación realizada en el laboratorio metalúrgico, en donde se utilizará una celda convencional de flotación tipo Denver, y los reactivos que se usan en la planta concentradora. Se hicieron dos muestreos de los materiales deseados en dos días diferentes; el material de la descarga de los molinos primarios, y el material del Under Flow de los ciclones de clasificación D – 15.

Todos los resultados obtenidos, estarán sujetos a las características mineralógicas de la muestra del lugar, pudiendo variar los resultados de la prueba con respecto a otros minerales.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1 Generalidades

1.1.1 Ubicación y Acceso

El distrito minero de Caylloma se localiza a 14 Km al NW del pueblo de Caylloma, capital de mismo nombre, provincia de Caylloma, Región Arequipa. Se encuentra a una altura de 4,440 m.s.n.m.

Sus coordenadas son:

8'317,650 N

192,584 E

Es accesible desde la ciudad de Lima hasta Arequipa, luego mediante una carretera afirmada que une la ciudad de Arequipa con el distrito de Caylloma de 225 Km aproximadamente, pasado por el cruce de acceso a la mina Arcata.

CUADRO N° I - 1

RUTA	Kilómetros
Lima - Arequipa	1005
Arequipa - Caylloma	225
Caylloma - Mina	14

1.1.2 Geografía

La topografía muestra el relieve característico de las altas cordilleras. En ella predomina el modelado glaciario controlado por los procesos Vulcano – tectónicos. Los agentes que influyen en el desarrollo morfológico son: la litología, las estructuras, la hidrografía, el clima, etc.

El valle es del tipo glacial. Esto se observa claramente por la forma del valle en “U”.

El clima de la zona es frío y seco, característico de la alta montaña. Durante los meses de Diciembre a Marzo, abundan las precipitaciones además de fuertes granizadas, que cubre de nieve toda la zona. Durante los meses de Abril a Setiembre, la temperatura es inferior a los 0°C, produciéndose fuertes heladas, que de uno u otro modo merma la producción minera.

En los valles se desarrolla la ganadería consistente principalmente en la crianza de auquénidos, ovinos y ganado vacuno.

1.1.3 Historia

Caylloma es una de las minas de plata más antigua del Perú. Es conocida desde el Incanato y trabajada casi en forma continua desde a época Colonial (año 1541) hasta la fecha. Las referencias indican, que durante la época colonial, entre los años 1541 - 1821, se

extrajeron grandes cantidades de mineral de mena de alta ley con un contenido aproximado de 48 millones de onzas de plata.

El periodo más activo de minería, se inicia en 1880 cuando un grupo sueco – inglés, constituyó Cia. Caylloma Mining Company. Esta, explotó una gran parte de los clavos mineralizados de alta ley de las vetas. El Toro, San Pedro y Bateas. Luego se trasladó a la veta San Cristóbal, que permitió las operaciones mineras el año 1890, luego de unos años de paralización, estos trabajos permitieron el concentrado y amalgamado del mineral, mediante quimbaletes o arrastreras. Esta Compañía operó la mina hasta 1906.

Después del año 1906, un grupo chileno se hizo cargo de la mina e instaló una concentradora de 20 T/día de capacidad y constituyó la primera planta hidroeléctrica. Más tarde, se intentó tratar el mineral por cianuración con resultados negativos. Posteriormente, tres compañías continuaron operando la mina a lo largo de 20 años, siendo la última la dirigida por L.J. Rosenshine que instaló una planta de flotación con una capacidad de 30 T/día en San Ignacio, construyó campamentos y realizó extensivos trabajos de desarrollo. Paralelamente en el año 1925, se completó la carretera entre Sumbay y Bateas, que tienen una longitud de 160 Km.

En el Año 1926, los socios Gliden y Berisford, tomaron a su cargo las operaciones mineras hasta 1936, año en que cerraron la mina.

Entre 1932 y 1933, un grupo constituido por M. Bustamante de la Fuente, A. Schnapka, C. Gunther, F.C. Willfort, L. Ruiloba y otros organizaron la “Cía. Minera de Caylloma S.A. Limited” en base a la consolidación de varias propiedades mineras dispersas en el Distrito de Caylloma.

En el año 1987, H. Candiotti elaboró el informe “Evaluación Geológica Económica del Yacimiento Caylloma” en base a trabajos geológicos de campo adicionales, con la finalidad de evaluar las posibilidades remanentes del distrito de Caylloma, ajustar parámetros de cálculo de Reservas y recomendar Programas de Exploración y Desarrollo.

La mina llegó a operar a una capacidad de 500 TMD y es una Unidad perteneciente al Grupo Hoschild.

Después la Unidad fue comprada por la Corporación Fortuna Silver, con su representante en el Perú, el cual es Minera Bateas, que tiene posesión de la mina desde el año 2005 aproximadamente, comenzando sus operaciones en Octubre del 2006

Actualmente ha cambiando su tipo de operación, de lo que era mina de plata paso a ser mina polimetálica procesando 900 TMD y proyectándose a las 1200 TMD.

1.1.4 Recursos Naturales

1.1.4.1 Suelo

Según los estudios realizados por INRENA, se concluye que los suelos son de origen residual coluvial, de regular a buena en cuanto a profundidad, textura media a fina (franco arcillosa) de mediana a baja fertilidad natural, por lo que en algunos sectores hay buenos pastos naturales de calidad adecuada para ser empleados en ganadería extensiva. Esta situación se da principalmente en las áreas de los bofedales.

1.1.4.2 Pastos Naturales

Los pastos naturales están constituidos por gramíneas esencialmente que son las que le confiere alguna utilidad de pastoreo a los sectores de pampas y colinas de la zona. Entre las especies apreciadas por su mayor dominación se tiene las agrupadas en los géneros: Festuca, Calamagrotis, Stipa, Poa, presentes en los niveles más bajos del área de la formación ecológica; mientras que en los niveles más altos de la zona de vida, se aprecian como dominantes especies herbáceas de los géneros Margiricarpus, Tetraglochin, Azorella, entre otros, que no constituyen potencial agrostológico.

1.1.4.3 Ganadería

En la zona existe ganado vacuno, ovino y auquénido. Desde el punto de vista de aprovechamiento de los recursos de pastos naturales, las observaciones sobre densidad, índice de desarrollo e índice de soportabilidad de los pastos, indican para estas zonas una capacidad receptiva o carga animal estimada en Unidad Animal, 0.25 U.A/Ha/año, que corresponderían a un rendimiento de 2 Ha/auquénido/año y 1 Ha/ovino/año. Este rendimiento puede calificarse como bajo.

1.2 Geología

1.2.1 Geología Local

La unidad más antigua que aflora dentro de esta zona es el Grupo Yura, representado por la Formación Labra. En el área también afloran rocas volcánicas del Terciario, pertenecientes al Grupo Tacaza, diferenciándose la formación Orcopampa. Estas yacen en discordancia angular sobre sedimentos del Jurásico Cretáceo (cuarcita, areniscas, y lutitas) del grupo Yura. También productos volcánicos plioleistocenos y sedimentos clásticos recientes cubren con potencia variable grandes extensiones del área.

Las principales rocas encajonantes de las estructuras, son lavas y aglomerados de andesita, ocurriendo también areniscas y lutitas.

1.2.2 Geología Estructural

La principal estructura de la región está representado por la Caldera Caylloma, localizada al Sur del Campamento de Huayllacho, Esta es del tipo resurgente, cuyas características morfológicas bastante bien preservadas guardan relación con la topografía actual.

Fallas normales de rumbo SW-NE en las cuales predomina su componente vertical con relación a su componente horizontal, han servido de canales para la circulación de las soluciones mineralizantes.

La Geología Estructural en el área se ve gracias al relieve topográfico existente en la zona. Un claro ejemplo es la veta Bateas que se observa en la parte alta del túnel Pumahuasi. Esta tiene un rumbo NE. En la margen derecha del río Santiago, se puede observar una grieta de considerable elongación, que se correlaciona con el afloramiento de la veta Bateas. En la misma área con dirección SW (NE) junto a la veta Bateas, en sentido perpendicular se observa otras grietas, que están relacionados con la veta Don Luis II.

1.2.3 Geología Económica

El yacimiento de Caylloma, es del tipo hidrotermal, de baja temperatura (Epitermal). El mineral se encuentra rellenando fracturas, formando vetas y afloramiento. La característica de algunos tramos de

mineralización es presentar textura tipo bandeada, dando la impresión de haber sido depositado en un ambiente sedimentario.

Es un yacimiento argentífero con minerales tales como: plata nativa, plata roja, tetraedrita (freibergita), galena (argentífera).

CUADRO N° I - 2: MINERALES DE LA MINA CAYLLOMA

Sulfuros	Símbolo	Sulfosales	Símbolo
Esfalerita	ZnS	Tetraedrita	$Cu_{12}Sb_4S_{13}$
Galena	PbS	Pirargirita	Ag_3SbS_3
Calcopirita	$CuFeS_2$	Proustita	Ag_3AsS_3
Pirita	FeS		
Marcasita	FeS_2		
Alabandita	MnS		
Bornita	Cu_5FeS_4	Hidroxidos	Símbolo
Covelita	CuS	Limonitas	$FeO.OHnH_2O$
Oxidos	Símbolo	Psilomelano	$(Ba,Mn)_3(O,OH)_6Mn_8O_{16}$
Magnetita	Fe_3O_4		
Hematita	Fe_2O_3		
Pirolusita	MnO_2		
Carbonatos	Símbolo	Silicatos	Símbolo
Calcita	$CaCO_3$	Rodonita	$(Mn,Fe,Mg,Ca)_5(SiO_3)_5$
Rodocrosita	$MnCO_3$	Cuarzo	SiO_2

1.3 Descripción de Actividades Mineras

1.3.1 Introducción

Para tener una mayor información acerca de las actividades mineras realizadas en el Unidad Minera de Caylloma, en este capítulo se describen las características de las estructuras y los métodos aplicados de acuerdo a las características estructurales existentes.

1.3.2 Métodos de Explotación

1.3.2.1 Corte y Relleno Ascendente

Se utiliza el método de Corte y Relleno Ascendente denominado "Over Cut and Fill". El minado de corte y relleno es en forma de tajadas horizontales empezando del fondo del tajo y avanzando hacia el nivel inferior.

Luego de cada corte de mineral y una vez extraído completamente el mineral del tajo, éste se rellena con material estéril hasta tener una altura de perforación adecuada (2.5 m). El relleno cumple 2 funciones: proporcionar un nuevo piso para la perforación y de sostenimiento de la labor.

- Método aplicado en Animas Nivel 7 y 10 tajos TJ 415E y TJ 412E respectivamente.

1.3.2.2 Shrinkage Dinámico Convencional

Es conocido también como almacenamiento provisional. El método se usa en labores que presentan cajas semiduras o duras y un buzamiento mayor de 60° . En este método el mineral es cortado de manera continua en rebanadas horizontales empezando de la parte baja y avanzando hacia arriba.

1.3.2.3 Open Stopping

Usado en labores que presentan rocas semiduras – duras, con un buzamiento de la veta de $70^\circ - 80^\circ$. El mineral es realizado en vertical usando una salida central. Así el material roto cae a un piso inferior donde es rastrillado. El nuevo piso es hecho con plataforma de madera, el cual es retirado cuando se dispara para que el mineral roto caiga al nivel de extracción del tajo.

CAPÍTULO II

PLANTA CONCENTRADORA BATEAS

2.1 Introducción

Entre Octubre del 2006, quedo concluida la instalación de la Planta Concentradora Bateas, por lo que también quedó instalado, la celda de flotación Skim Air SK – 240; la celda se colocó para recepcionar el Under Flow de los ciclones de clasificación de la molienda primaria, con una densidad de 2070 gr/lt, y el relave de la celda pase a los molinos secundarios, en donde operaría como celda Flash.

Se hicieron pruebas metalúrgicas para realizar una flotación rápida de valores de plomo en el circuito de molienda - clasificación de la planta Concentradora; con el propósito de que en el proceso se evitara una remolienda de plomo, el cual origina un desplazamiento de valores (por medio de lamas), al circuito de Zinc; así mejoramos la recuperación de plomo y la humedad del concentrado de plomo, por generarse mayor contenido de material grueso en el concentrado; también evaluamos de qué forma la celda SK – 240 trabajaría mejor; si es como celda unitaria o como celda flash, para tomar la mejor decisión para la extracción de valores de plomo.

Las pruebas se realizaron en el Laboratorio Metalúrgico, simulando el proceso flash y el proceso unitario, y así observar el comportamiento de la

celda de flotación con diferentes tipos de alimentación; en donde influyo la granulometría del mineral, y su grado de liberación.

Los reactivos a utilizarse para la realización de las pruebas fueron el Cianuro de Sodio y el Sulfato de Zinc como depresores; y el Xantato Z-11y espumante MIBC como colectores para las 2 primeras pruebas con los 2 tipos de alimentación, y se adicionó además para las otras pruebas el MT – 736.

En los siguientes capítulos se presenta la realización de las pruebas.

2.2 Descripción del Proceso de Producción de la Planta Concentradora Bateas

Daremos una visión general de la planta concentradora, el Flow Sheet de la Planta Concentradora se encontrará en el **Anexo N° 1**.

2.2.1 Etapas del proceso de Producción

2.2.1.1 Etapa de Recepción de Mineral

El mineral que procesa la planta concentradora, se recepciona en una cancha situada en la parte posterior de la tolva de gruesos, con una capacidad aproximada de 1500 TMH; el mineral que proviene de mina es almacenado en la cancha de recepción, de acuerdo a la labor de procedencia,

para luego ser mezclado (Blending) teniendo en cuenta la ley que se requiere para el proceso.

En la tolva de Gruesos existe una parrilla de 12" de abertura, el cual permite clasificar mineral muy grande, el cual puede afectar a los equipos de chancado, permitiendo así solo el ingreso de material adecuado a dicha área.

2.2.1.2 Etapa de Chancado de Mineral

Luego de que se tiene la mezcla adecuada en la tolva de Gruesos, este ingresa al proceso de chancado, comenzando con una chancadora primaria de Quijada (Kueken 24" x 36"), pasando después a una chancadora secundaria cónica Allis Chalmers 4" x 36"; todo el material procesado por esta chancadora va por medio de una faja transportadora a una zaranda vibratoria 5' x 14'; así obteniendo dos productos, el grueso pasa a la faja N° 2 y el fino pasa a la faja N° 3, que lleva el material a las fajas N° 4 y 5 para su debida distribución en el Stock Pile; el material que es llevado por la faja N° 2, termina en la chancadora cónica terciaria Sandvik H 2800, el cual descarga su producto en la faja N° 1, cerrando así el circuito de chancado.

2.2.1.3 Etapa de Molienda - Clasificación de Mineral

El material almacenado en el Stock Pile, pasa a alimentar a los molinos primarios, por medio de unas fajas de 24" (faja N° 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14) que se encuentran en la base del Stock Pile, estas fajas alimentan a las fajas N° 15 y 16 las cuales son las que alimentan a los molinos primarios; molino Denver (7' x7') y molino Comesa (8' x10') respectivamente. Luego las descargas de los molinos primarios llegan a 2 bombas 5"x4"; las cuales envían la pulpa a dos ciclones D – 15 (con ápex de 2.5" y vórtex de 5.5"); los cuales clasifican dicha pulpa en dos productos; el Over Flow (fino) del ciclón pasa a la etapa de flotación, mientras que el Under Flow (grueso) del ciclón pasa a la celda flash, en el cual se flota el material grueso (de preferencia plomo); que es enviado directamente al espesador (siempre y cuando se encuentre limpio) , y la descarga de la celda Flash pasa a alimentar a los molinos secundarios, cuya descarga va a las bombas 5"x4", mencionadas anteriormente. Obteniendo así un circuito cerrado.

2.2.1.4 Etapa de Flotación

2.2.1.4.1 Flotación de Plomo

El Over Flow de los ciclones D – 15 es llevado a un acondicionador de plomo (8'x8'), el cual dirige su descarga a un distribuidor de pulpa y este lo reparte a 2 bancos de 10 celdas Agitair 48 cada uno (Rougher Plomo), de acá se obtienen dos productos, el primero son las espumas con contenido de plomo, que son llevados a través de una bomba al circuito de limpieza de plomo (celdas sub A-24), y segundo, la descarga de la celda nos sirve como alimento a la celda de Scavenger Plomo (Agitair 48), las espumas de las celdas Scavenger Plomo, se juntan al relave de las celdas limpieza Plomo y por medio de una bomba son llevados nuevamente al circuito de molienda.

2.2.1.4.2 Flotación de Zinc

La descarga de la celda Scavenger pasa al acondicionador N° 1 de Zinc (8'x8'), en el cual se le agrega CuSO_4 para activar el Zinc, luego por medio de una bomba 6'x6', la pulpa es llevada al acondicionador N°2 de Zinc, en la cual se le agrega Xantato (Z-11), y por ultimo pasa al acondicionador N°3 de Zinc, en donde se agrega el espumante a la descarga;

luego la pulpa pasa por el banco de celdas OK 8 - U, en donde las 4 primeras celdas hacen de Rougher Zinc, y las 2 finales hacen de Scavenger Zinc. Las espumas de las celdas Rougher Zinc pasan a la limpieza Zinc (celdas Sub A-30), la descarga de estas celdas junto con las espumas del Scavenger Zinc son llevadas nuevamente al acondicionador N°2 de Zinc, mientras que las espumas de las celdas de limpieza, pasan por medio de una bomba horizontal 2 ½" x 2", al espesador de Zinc. El Relave de las Celdas Ok -8U, ya viene hacer el relave Total de la planta.

2.2.1.5 Etapa de espesamiento y filtrado

El Concentrado, tanto de Plomo como de Zinc, son llevados a sus respectivos espesadores, por medio de bombas horizontales, es ahí en donde ocurre la precipitación de la carga por medio de su gravedad específica, y luego de ser espesados, son enviados a los filtros por medio de bombas 4"x3" diluyendo dicha carga, para que la bomba no sufra atoramientos. En la alimentación del filtro se agrega un reactivo de ayuda filtrante, para que el filtro nos proporcione concentrados con un porcentaje de agua adecuados.

2.2.1.6 Etapa de Almacenamiento de Relave

El material que desecha la planta Concentradora, es llevada a un área de almacenamiento, el cumple con los requisitos de estabilidad física y química que esta necesita, para evitar la contaminación del ambiente. El agua que brota de la relavera (por decantación del sólido de la pulpa y por consiguiente el rebrote del agua), es reutilizada en la planta, la cual es captada en la relavera por medio de tuberías en forma de quenás y es llevado a través de bombas hacia la planta.

2.2.2 Etapa del carguío de concentrado

Para el carguío del concentrado, después del filtrado, este es almacenado en sus respectivas canchas, tanto el Plomo como el Zinc, para luego ser embarcados en semi tráiler con la ayuda de un cargador frontal. El máximo de tonelaje llevado por cada semi tráiler es de 30 TM aproximadamente.

CAPITULO III

PRUEBAS METALÚRGICAS

3.1 Introducción

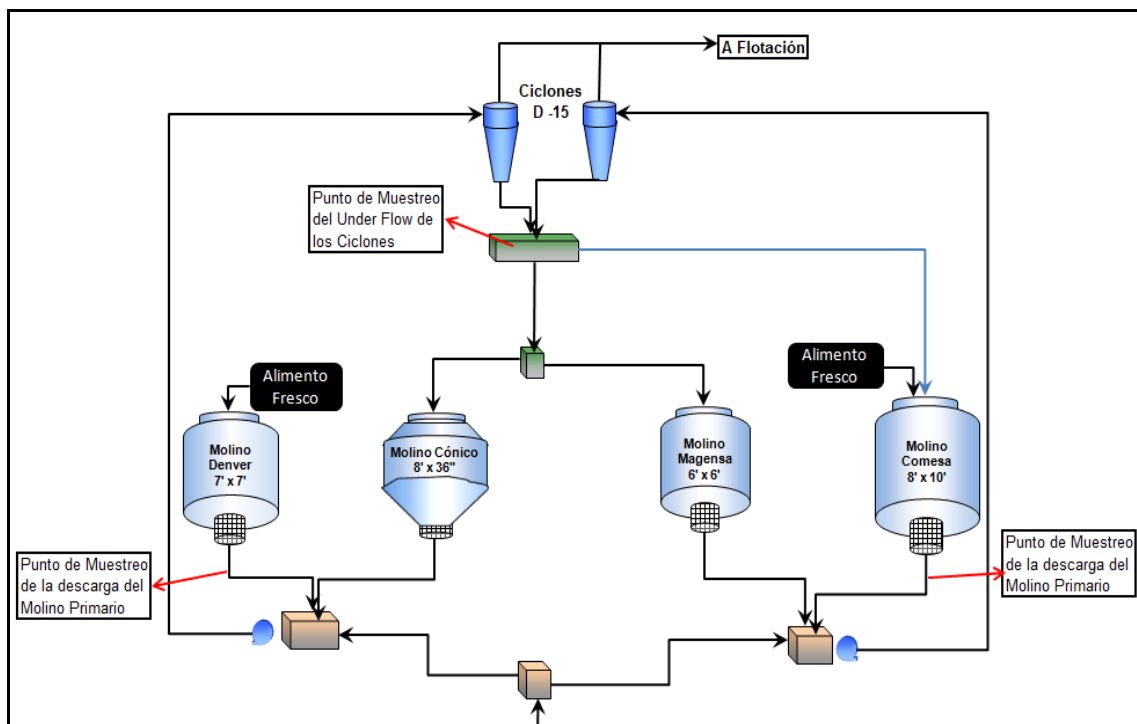
Para el desarrollo de las pruebas metalúrgicas se tomaron 2 tipos de mineral de cabeza:

- Descarga de los Molinos Primarios; para evaluar el proceso Unitario.
- Under Flow de los ciclones, para evaluar el proceso Flash.

El muestreo se realizó en un periodo de 24 horas en dos días diferentes; tanto para la descarga de los molinos, como para el Under flow de los ciclones.

En la gráfica siguiente se muestran los puntos de muestreo.

Gráfica N° III - 1



3.2 Análisis Granulométrico.

3.2.1 Compósito de las descargas de los molinos primarios.

Se tomó muestras de la descarga de los dos molinos primarios (Comesa 8'x10' y Denver 7'x7') por un periodo de 2 días. Por cada día se preparó una muestra compósito, las que fueron usadas en las pruebas de flotación. La distribución de los porcentajes en peso de cada día se muestra en los siguientes cuadros.

CUADRO III - 1

Molinos Primarios	% Peso
Comesa 8'x10'	56.46
Denver 7'x7'	43.54

En el segundo día de muestreo se tiene

CUADRO III - 2

Molinos Primarios	% Peso
Comesa 8'x10'	62.5
Denver 7'x7'	37.5

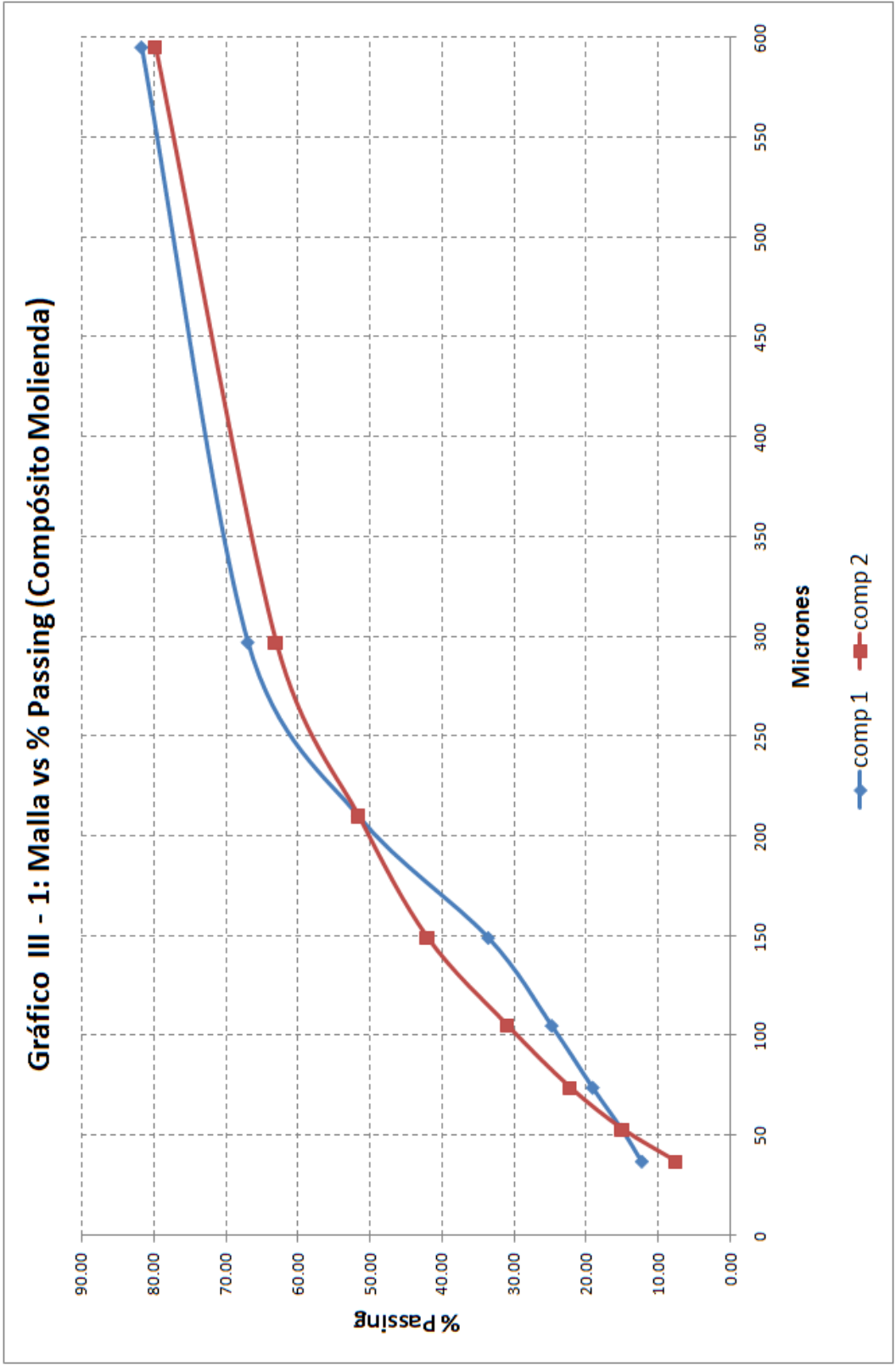
A continuación se detallan los análisis granulométricos de los 2 compósitos obtenidos y las curvas de distribución granulométrica.

CUADRO III - 3: Distribución Granulométrica del compuesto de la descarga de los molinos primarios del primer día de muestreo

Mallas A.S.T.M.	Compósito de Molienda					Leyes					Distribución				
	Micrones	Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
30	595	449.3	18.36	18.36	81.64	131.53	3.58	4.62	0.20	7.24	20.57	19.62	20.23	19.15	19.89
50	297	360.5	14.73	33.09	66.91	37.52	0.54	1.42	0.06	2.6	4.71	2.37	4.99	4.64	5.73
70	210	374	15.28	48.37	51.63	53.72	1.01	2.67	0.09	3.46	6.99	4.60	9.73	7.22	7.91
100	149	441.9	18.06	66.43	33.57	83.66	2.28	4.54	0.16	7.14	12.87	12.28	19.55	15.16	19.29
140	105	215.2	8.79	75.22	24.78	156.02	4.57	6.77	0.25	13.04	11.69	11.98	14.20	11.54	17.16
200	74	138.9	5.68	80.89	19.11	218.5	6.85	6	0.28	15.04	10.56	11.59	8.12	8.34	12.77
270	53	99.8	4.08	84.97	15.03	269.31	9.78	5.82	0.31	11.36	9.36	11.89	5.66	6.63	6.93
400	37	67.1	2.74	87.71	12.29	263.15	10.05	5.82	0.33	7.78	6.15	8.22	3.81	4.75	3.19
-400	-37	300.7	12.29	100.00	0.00	163.39	4.76	4.68	0.35	3.87	17.10	17.44	13.71	22.57	7.12
Cab. Cal.		2447.4	100.00			117.38	3.35	4.19	0.19	6.68	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

CUADRO III - 4: Distribución Granulométrica del compuesto de la descarga de los molinos primarios del segundo día de muestreo

Mallas A.S.T.M.	Compósito de Molienda					Leyes					Distribución				
	Micrones	Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
30	595	101.449	20.30	20.30	79.70	53.28	0.86	1.68	0.12	3.23	8.44	5.55	8.84	8.87	10.29
50	297	83.4	16.69	36.99	63.01	76.47	1.71	3.14	0.18	4.70	9.96	9.08	13.57	10.82	12.33
70	210	57.1	11.43	48.41	51.59	85.75	2.19	3.66	0.20	6.43	7.65	7.96	10.83	8.23	11.55
100	149	47.7	9.54	57.96	42.04	122.94	2.72	4.38	0.24	8.59	9.16	8.26	10.82	8.25	12.89
140	105	55.4	11.09	69.04	30.96	131.06	4.00	4.97	0.31	10.44	11.34	14.10	14.27	12.38	18.19
200	74	43.3	8.66	77.71	22.29	206.56	5.34	5.15	0.38	9.44	13.97	14.72	11.55	11.86	12.86
270	53	36.6	7.32	85.03	14.97	258.12	6.16	5.47	0.49	7.83	14.75	14.35	10.37	12.92	9.01
400	37	36.8	7.36	92.40	7.60	205.39	5.17	5.11	0.51	5.79	11.80	12.11	9.74	13.53	6.70
-400	-37	38	7.60	100.00	0.00	217.80	5.74	5.08	0.48	5.17	12.93	13.88	10.00	13.15	6.18
Cab. Cal.		499.749	100.00			128.12	3.14	3.86	0.28	6.36	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00



3.2.2 Compósito de los Under Flow de los ciclones D – 15 de los dos circuitos de molienda.

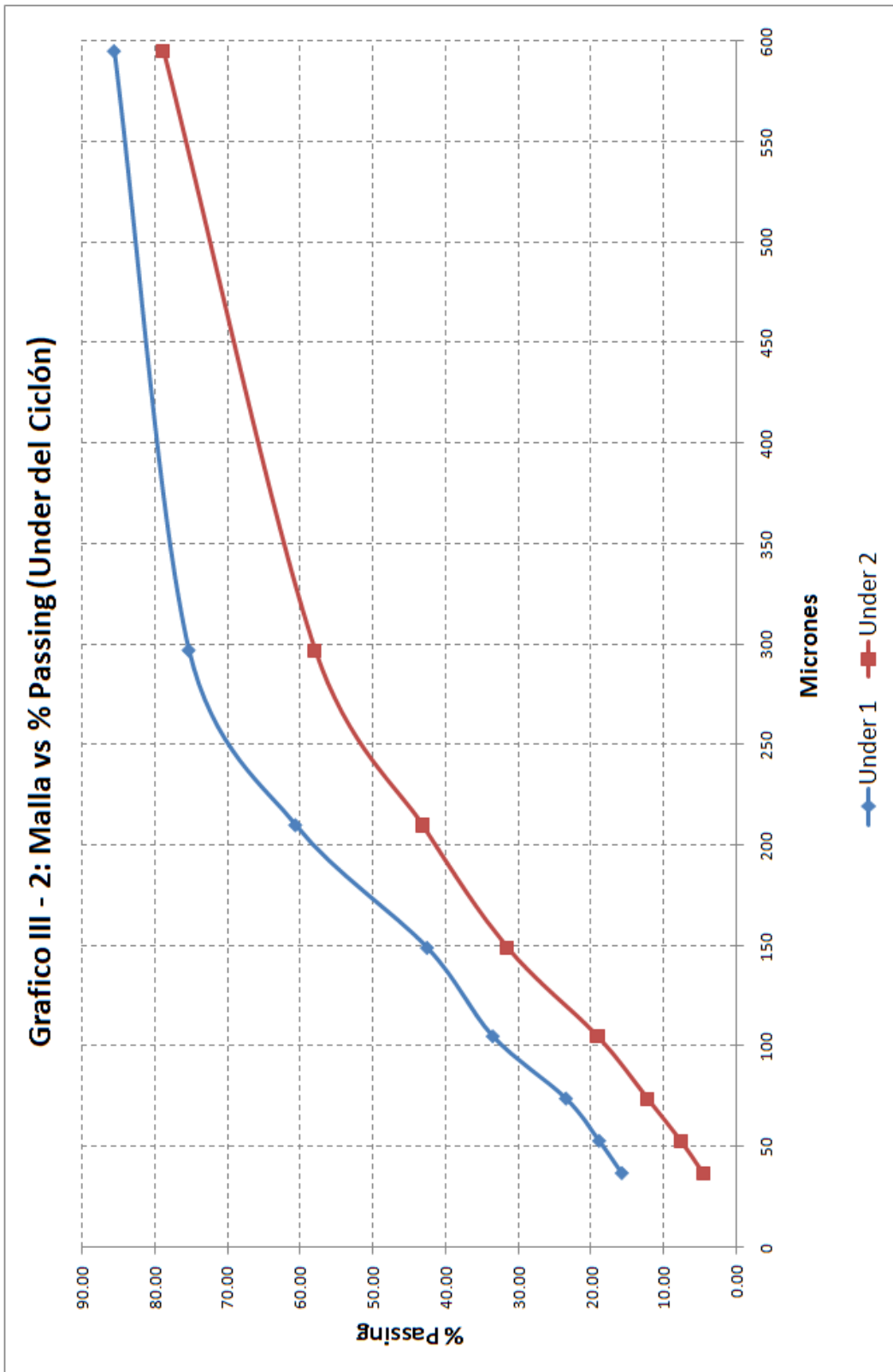
La distribución granulométrica del Under de los ciclones D – 15 se muestra a continuación.

CUADRO III - 5: Distribución Granulométrica del Under de los ciclones D -15 del primer día de muestreo

Mallas A.S.T.M.	Composito de Molienda				Leyes				Distribución						
	Micrones	Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
30	595	353.625	14.43	14.43	85.57	47.86	0.66	1.72	0.08	3.09	6.52	3.17	6.16	6.20	6.98
50	297	251.2	10.25	24.68	75.32	44.58	0.71	1.85	0.08	3.08	4.31	2.41	4.71	4.46	4.95
70	210	359	14.65	39.33	60.67	58.1	1.37	3.13	0.11	4.28	8.03	6.64	11.39	8.77	9.83
100	149	443.2	18.09	57.41	42.59	88.45	2.19	4.22	0.15	6.42	15.10	13.11	18.95	14.76	18.21
140	105	221.2	9.03	66.44	33.56	129.75	3.36	5.85	0.22	10.99	11.05	10.04	13.11	10.81	15.56
200	74	246.3	10.05	76.49	23.51	167.98	5.45	6	0.27	13.15	15.93	18.13	14.98	14.77	20.73
270	53	111.8	4.56	81.05	18.95	216.2	7.11	5.71	0.27	10.84	9.31	10.74	6.47	6.70	7.76
400	37	76.3	3.11	84.17	15.83	207.56	7.94	5.76	0.3	8.16	6.10	8.18	4.45	5.08	3.98
-400	-37	388	15.83	100.00	0.00	158.32	5.26	5.03	0.33	4.83	23.65	27.57	19.78	28.44	11.99
Cab. Cal.		2450.63	100.00			105.97	3.02	4.03	0.18	6.38	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

CUADRO III - 6: Distribución Granulométrica del Under de los ciclones D -15 del segundo día de muestreo

Mallas A.S.T.M.	Composito de Molienda				Leyes				Distribución						
	Micrones	Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
30	595	106.613	21.13	21.13	78.87	49.35	0.69	1.40	0.10	3.06	5.73	3.49	7.29	4.62	6.92
50	297	105.1	20.83	41.96	58.04	64.80	1.24	2.52	0.16	4.84	7.42	6.18	12.92	7.33	10.80
70	210	74.4	14.74	56.70	43.30	95.16	2.15	4.17	0.24	8.63	7.71	7.59	15.14	7.78	13.63
100	149	58.9	11.67	68.37	31.63	204.93	3.59	5.85	0.37	13.87	13.15	10.03	16.81	9.50	17.35
140	105	62.4	12.37	80.74	19.26	264.80	6.57	6.07	0.53	19.27	18.00	19.44	18.48	14.42	25.53
200	74	34.7	6.88	87.61	12.39	437.79	11.35	6.04	0.71	17.42	16.55	18.68	10.23	10.74	12.84
270	53	23	4.56	92.17	7.83	600.41	14.52	6.95	1.17	13.08	15.05	15.84	7.80	11.73	6.39
400	37	15.6	3.09	95.26	4.74	568.09	13.18	2.28	2.18	9.71	9.66	9.75	1.74	14.82	3.22
-400	-37	23.9	4.74	100.00	0.00	257.92	7.95	8.23	1.83	6.55	6.72	9.01	9.60	19.06	3.32
Cab. Cal.		504.613	100.00			181.87	4.18	4.06	0.45	9.33	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00



3.3 Análisis Granulométrico de los Concentrados obtenidos antes y después de utilizar la Celda SK – 240.

Como observamos en los cuadros siguientes (**Cuadro III – 7 y III – 8**), que son los análisis Metalúrgicos de los concentrados de Plomo; el concentrado de Plomo que se ha obtenido sin la utilización de la celda SK – 240, tiene una gran distribución de Plomo en las mallas finas (< de malla 400), el cual es del 80.02%; esto nos hace ver que en el circuito de molienda se genera una remolienda de dicho plomo, obteniendo una mayor humedad en el concentrado de plomo por la obstrucción de este material fino en las lonas del filtro.

Ahora analizando el cuadro III – 8, que es el balance metalúrgico del concentrado de plomo que se genera con la ayuda de la celda SK – 240 en un proceso Flash. Se observa que se genera una malla más (+ m 100), esto precisamente por la recuperación de este plomo grueso antes de que ingrese a la molienda secundaria; obteniéndose un concentrado más limpio (Ley de Zn en plomo es de 2.57% mientras que el de Cu en Plomo es de 1.01%)

Es por ello de la necesidad de utilizar la Celda SK - 240; primero, para disminuir el desplazamiento de valores indeseados (Zn y Cu) en el concentrado de Plomo; segundo, para mejorar la calidad del concentrado en lo que se refiere a la humedad, pues la generación de la – m 400 baja de 74.35% a 50.22%, generando menos obstrucción en las lonas del filtro.

CUADRO III - 7: Distribución Granulométrica del Concentrado de Plomo, antes de usar la celda SK - 240 en la Planta

Mallas A.S.T.M.	Concentrado de Plomo					Leyes					Distribución				
	Micrones	Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
140	105	2.5	0.17	0.17	99.83	2691.72	48.75	6.55	3.31	4.51	0.22	0.12	0.25	0.37	0.20
200	74	20.2	1.35	1.52	98.48	2648.98	49.68	9.77	2.85	5.96	1.74	1.00	2.99	2.59	2.18
270	53	108.7	7.27	8.79	91.21	2426.92	50.06	8.96	2.03	6.92	8.60	5.42	14.77	9.92	13.60
400	37	230.2	15.40	24.19	75.81	2010.13	58.54	7.30	1.33	5.67	15.09	13.43	25.48	13.77	23.60
-400	-37	1133.0	75.81	100.00	0.00	2012.61	70.86	3.29	1.44	2.95	74.35	80.02	56.52	73.35	60.42
Cab. Cal.		1494.6	100.00			2052.10	67.13	4.41	1.49	3.70	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

CUADRO III - 8: Distribución Granulométrica del Concentrado de Plomo, con el uso de la celda SK - 240 en la Planta

Mallas A.S.T.M.	Concentrado de Plomo					Leyes					Distribución				
	Micrones	Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
100	149	10.0	0.67	0.67	99.33	2002.56	18.31	11.27	4.11	19.95	0.93	0.18	2.92	2.72	3.84
140	105	80.0	5.33	6.00	94.00	1447.72	60.16	5.11	1.28	6.42	5.40	4.74	10.60	6.77	9.90
200	74	190.0	12.67	18.67	81.33	1303.28	65.23	3.95	0.88	5.29	11.55	12.19	19.46	11.06	19.37
270	53	300.0	20.00	38.67	61.33	1254.26	68.49	2.45	0.62	3.50	17.55	20.22	19.05	12.31	20.23
400	37	240.0	16.00	54.67	45.33	1280.84	69.87	1.76	0.63	2.61	14.34	16.50	10.95	10.00	12.07
-400	-37	680.0	45.33	100.00	0.00	1583.11	69.01	2.10	1.27	2.64	50.22	46.17	37.02	57.14	34.59
Cab. Cal.		1500	100.00			1429.11	67.75	2.57	1.01	3.46	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

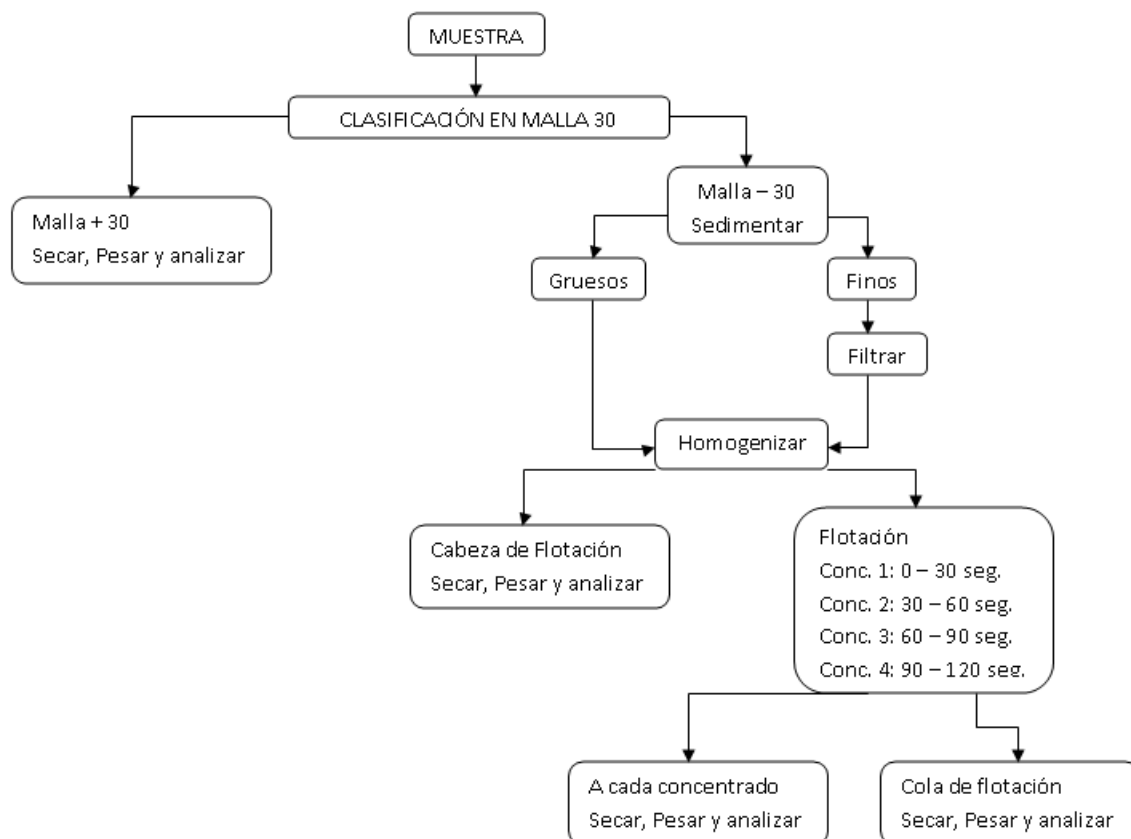
3.4 Pruebas de Flotación

3.4.1 Introducción

Para todas las pruebas de flotación se utilizó una celda de flotación de 2.5 lt, convencional de laboratorio, marca Denver; con una velocidad de 1200 rpm (dicha velocidad nos permitirá mantener la mayor cantidad de partículas gruesas en suspensión); los reactivos, se dosifican de acuerdo a la adición en planta.

El esquema que se usó para las pruebas de la flotación de simulación, es como se indica en el Diagrama III – 1.

Diagrama III - 1



Una vez muestreado el material que nos sirvió como material de flotación, se le pasó por una malla 30, así obtenemos dos productos; el material de malla + 30, nos sirvió para tener una referencia en la distribución de las leyes de Plomo en el material grueso, mientras que el producto de la malla - 30, se utilizará para las pruebas de flotación; por lo que también se analizó en laboratorio químico, para

tener la ley de cabeza (estos valores los vimos en los Cuadros III – 3, 4, 5 y 6).

Para las pruebas de flotación se le dio un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos a los depresores (NaCN y ZnSO₄), y un tiempo de acondicionamiento de 5 segundos para los colectores (MIBC, Z-11 y MT - 736); Por cada prueba de flotación se obtendrán 4 concentrados, los cuales serán obtenidos cada 30 segundos, consecutivamente.

El bajo tiempo de flotación, es justamente por el hecho de que la celda SK - 240, debe tener una flotación violenta, ya sea para el proceso Flash o para el proceso Unitario.

3.4.2 Flotación con el compósito de la descarga de la Molienda Primaria

En estas pruebas se evaluará el Proceso Unitario.

3.4.2.1 **Prueba de Flotación N° 1.**- Los datos del material de alimentación para la primera prueba son:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	1378.83	gr
G.E. del compósito	3.10	
Adición de Agua	601.17	ml
Densidad de la Pulpa	1.89	Kg/Lt

Para la prueba de flotación, la cantidad de pulpa es muy poca y espesa, por lo que se diluye, adicionando 1400 ml de agua. El cual permite que se llegue al nivel adecuado en la celda de flotación; por lo que los datos iniciales de la prueba de flotación fueron:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	1378.83	gr
G.E. del compósito	3.10	
Adición de Agua	2001.17	ml
Densidad de la Pulpa	1.38	Kg/Lt

Guiándonos de la dosificación de los reactivos en planta, tenemos la siguiente dosificación para la prueba:

Cuadro III – 9: Dosificación de Reactivos

Reactivos	Dosificaciones	Unidades
ZnSO ₄	92.579	gr/TMS
NaCN	10.15	gr/TMS
Tiem. Acondic	5	min
Z-11	0.35287	gr/TMS
MIBC	2.297	gr/TMS
Tiem. Acondic	5	seg

Tanto el Sulfato de Zinc como el Cianuro de Sodio (depresores), son agregados en la etapa de molienda; por lo que para nuestra prueba, lo simulamos agregando dichos reactivos al inicio de la prueba y dándole un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos, que es el tiempo de residencia de la pulpa dentro de los molinos primarios aproximadamente.

Para la etapa de flotación agregamos el colector (Z – 11) y el espumante (MIBC) y le damos solo 5 segundos de acondicionamiento, el cual nos representará el tiempo que se demora la pulpa en llegar a la celda SK – 240, por medio de las bombas.

El balance metalúrgico de la prueba de flotación N°1 se muestra a continuación

Cuadro III - 10: Balance metalúrgico de la primera prueba de flotación

Prueba N° 1	Tiempo (seg.)		Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Leyes				Recuperaciones							
	Parcial	Acum.					Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Pb Acum.	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Fe Acum.
----	0	0	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0
Concen. de Pb 1	30	30	2.0	0.15	0.15	99.85	1167.59	21.68	6.51	1.47	3.11	1.36	0.83	0.83	0.21	1.15	0.06	0.06
Concen. de Pb 2	30	60	2.5	0.18	0.33	99.67	796.05	15.75	5.90	1.11	3.21	1.16	0.75	1.58	0.24	1.09	0.07	0.13
Concen. de Pb 3	30	90	2.7	0.20	0.52	99.48	714.77	14.66	5.86	1.00	3.25	1.13	0.76	2.34	0.26	1.06	0.08	0.21
Concen. de Pb 4	30	120	4.4	0.32	0.84	99.16	568.55	12.61	5.72	0.86	3.27	1.46	1.06	3.40	0.41	1.49	0.13	0.34
Concen. Total			11.6	0.84			754.9	15.33	5.93	1.05	3.22	5.11	3.40		1.12	4.78	0.34	
Relave total			1365.2	99.16	100.00	0.00	119.00	3.70	4.46	0.18	8.00	94.89	96.60		98.88	95.22	99.66	
Cab. Cal.			1376.8				124.36	3.79	4.47	0.19	7.96	100.00	100.00		100.00	100.00	100.00	

3.4.2.2 **Prueba de Flotación N° 2.**- Los datos del material de alimentación para la segunda prueba son:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	2757.66	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1202.00	ml
Densidad de la Pulpa	1.89	Kg/Lt

Al igual que en la anterior prueba, todavía no se alcanzaba con el volumen óptimo para la flotación, pero en este caso se agregará menor cantidad de agua; obteniéndose los siguientes datos:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	2757.66	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1702.00	ml
Densidad de la Pulpa	1.72	Kg/Lt

Las dosificaciones de los reactivos son los mismos que en la prueba anterior (**Cuadro III – 9**), obteniéndose los resultados que se observan a continuación:

Cuadro III - 11: Balance metalúrgico de la segunda prueba de flotación

Prueba N° 2	Tiempo (seg.)		Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Leyes				Recuperaciones							
	Parcial	Acum.					Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Pb Acum.	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Fe Acum.
----	0	0	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0
Concen. de Pb 1	30	30	3.8	0.14	0.14	99.86	1126.38	21.70	6.69	1.57	3.06	1.22	0.75	0.75	0.20	1.14	0.05	0.05
Concen. de Pb 2	30	60	4.5	0.16	0.30	99.70	897.42	18.19	6.59	1.33	3.40	1.15	0.77	1.52	0.24	1.14	0.07	0.12
Concen. de Pb 3	30	90	4.1	0.15	0.45	99.55	816.69	16.90	6.71	1.23	3.24	0.95	0.65	2.17	0.22	0.97	0.06	0.18
Concen. de Pb 4	30	120	4.2	0.15	0.60	99.40	740.29	15.70	6.63	1.14	3.31	0.89	0.62	2.78	0.22	0.92	0.06	0.24
Concen. Total			16.6	0.60			890.14	17.91	6.65	1.31	4.66	4.21	2.78		0.89	4.17	0.25	
Relave total			2738.6	99.40	100.00	0.00	122.86	3.80	4.51	0.18	7.91	95.79	97.22		99.11	95.83	99.75	
Cab. Cal.			2755.2				127.48	3.88	4.53	0.19	7.88	100.00	100.00		100.00	100.00	100.00	

3.4.2.3 **Prueba de Flotación N° 3.**- Los datos del material de alimentación para la tercera prueba son:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	3170.00	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1425.00	ml
Densidad de la Pulpa	1.88	Kg/Lt

En esta prueba, se mantiene la densidad de descarga de los molinos de la planta concentradora (1.88 Kg/Lt), para así poder obtener datos más reales. Por otro lado, la dosificación de reactivos variaran, por el hecho de tener en cuenta el reactivo que se tiene de la recirculación de los medios de Plomo; también adicionaremos el MT -736, para ayudarnos en la recuperación de plata.

La dosificación de reactivos, lo tendremos de la siguiente manera:

Cuadro III – 12: Dosificación de Reactivos

Reactivos	Dosificaciones	Unidades
ZnSO ₄	79.3539	gr/TMS
NaCN	6.5419	gr/TMS
Tiem. Acondic	5	min
Z-11	12.0387	gr/TMS
MT - 736	9.2206	gr/TMS
MIBC	17.5933	gr/TMS
Tiem. Acondic	5	seg

Los resultados lo vemos a continuación.

Cuadro III - 13: Balance metalúrgico de la tercera prueba de flotación

Prueba N° 3	Tiempo (seg.)		Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Leyes				Recuperaciones						
	Parcial	Acum.					Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Pb Acum.	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)
----	0	0	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0
Concen. de Pb 1	30	30	53.6	1.69	1.69	98.31	1280.85	27.84	18.51	2.08	8.39	13.06	12.86	12.86	7.50	11.05	2.09
Concen. de Pb 2	30	60	36.5	1.15	2.84	97.16	692.90	13.68	18.68	1.71	12.55	4.81	4.30	17.16	5.15	6.20	4.22
Concen. de Pb 3	30	90	25.5	0.80	3.65	96.35	473.62	8.62	15.56	1.40	13.73	2.30	1.89	19.05	3.00	3.54	5.85
Concen. de Pb 4	30	120	18.4	0.58	4.23	95.77	341.52	5.67	12.15	1.05	13.58	1.20	0.90	19.96	1.69	1.92	7.01
Concen. Total			134.0	4.23			838.1	17.28	17.12	1.71	11.26	21.36	19.96		17.34	22.7	7.01
Relave total			3036.0	95.77	100.00	0.00	136.21	3.06	3.60	0.26	6.59	78.64	80.04		82.66	77.30	92.99
Cab. Cal.			3170.0				165.88	3.66	4.17	0.32	6.79	100.00	100.00		100.00	100.00	100.00

3.4.2.4 **Prueba de Flotación N° 4.**- Esta prueba se realizó para corroborar los datos del balance metalúrgico de la tercera prueba (**Cuadro III – 13**), por lo que los datos de operación son los mismos.

Los datos del material de alimentación para la cuarta prueba son:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	3170.00	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1425.00	ml
Densidad de la Pulpa	1.88	Kg/Lt

La densidad de trabajo de la pulpa es igual a la de planta, y este es alto; por lo que la celda de flotación tuvo algunas dificultades para realizar dicha prueba, como era el asentamiento del mineral en la celda; es por ello que hicimos que esta prueba de flotación sea más enérgica.

Como esta prueba es igual a la anterior, tampoco se modifico la dosificación de reactivos, que se muestra en el **Cuadro III – 12.**

Los resultados los veremos a continuación:

3.4.2.5 **Prueba de Flotación N° 5.**- Para esta prueba, se redujo la densidad de la pulpa en 0.1 Kg/Lt, para observar el comportamiento de la pulpa en cuanto a su flotabilidad, ya que mejorará su fluidez, y por lo tanto también mejorará la captación de los valores en la celda de flotación.

Los datos del material de alimentación para la quinta prueba son:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	2800.00	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1540.00	ml
Densidad de la Pulpa	1.78	Kg/Lt

La dosificación de los reactivos serán los mismos que en las pruebas 3 y 4, que se muestra en el **Cuadro III – 12.**

Los resultados los veremos a continuación.

3.4.3 Flotación con el compósito del Under Flow de los Ciclones

Para las pruebas de flotación utilizando como alimento el under de los ciclones, nos guiamos de las pruebas anteriores; en la cual se utilizó como alimento el compósito de los molinos; la guía fue en base a la dosificación de reactivos, pero menos en lo que se refiere a la densidad de la pulpa, y poder así comparar dichos resultados y ver su comportamiento.

3.4.3.1 **Prueba de Flotación N° 1.**- Los datos del material de alimentación de esta prueba son las siguientes:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	1496.60	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	483.40	ml
Densidad de la Pulpa	2.05	Kg/Lt

Como se observó que la densidad del Under de los Ciclones es muy alta (2.05 Kg/Lt), y en el momento de realizar la prueba, este no ocupaba el volumen adecuado de la celda de flotación para poder realizar la prueba; se le adiciona 1400 ml de agua y así tener el nivel adecuado; entonces el nuevo grupo de datos para la prueba fueron:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	1496.60	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1883.40	ml
Densidad de la Pulpa	1.43	Kg/Lt

Los valores de los reactivos usados en la prueba fueron:

Cuadro III – 16: Dosificación de Reactivos

Reactivos	Dosificaciones	Unidades
ZnSO ₄	92.579	gr/TMS
NaCN	10.15	gr/TMS
Tiem. Acondic	5	min
Z-11	0.35287	gr/TMS
MIBC	2.297	gr/TMS
Tiem. Acondic	5	Seg

Los resultados los vemos a continuación:

Cuadro III - 17: Balance metalúrgico de la primera prueba de flotación

Prueba N° 1	Tiempo (seg.)		Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Leyes				Recuperaciones							
	Parcial	Acum.					Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Pb Acum.	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Fe Acum.
----	0	0	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0	
Concen. de Pb 1	30	30	4.2	0.28	0.28	99.72	789.07	7.95	9.78	1.41	3.93	2.01	0.64	0.64	0.60	2.00	0.16	
Concen. de Pb 2	30	60	3.3	0.22	0.50	99.50	640.81	7.04	8.68	1.12	3.72	1.28	0.57	1.21	0.54	1.60	0.15	0.31
Concen. de Pb 3	30	90	3.2	0.21	0.72	99.28	552.15	6.85	8.13	0.98	3.80	1.07	0.55	1.76	0.50	1.39	0.15	0.46
Concen. de Pb 4	30	120	2.6	0.17	0.89	99.11	573.70	6.74	8.53	1.01	3.84	0.90	0.54	2.31	0.53	1.43	0.15	0.61
Concen. Total			13.3	0.89			653.18	9.02	11.09	1.42	4.83	5.26	2.31		2.17	6.42	0.61	
Relave total			1481.3	99.11	100.00	0.00	105.53	3.43	4.49	0.19	7.05	94.74	97.69		97.83	93.58	99.39	
Cab. Cal.			1494.6				110.41	3.48	4.55	0.20	7.03	100.00	100.00		100.00	100.00	100.00	

3.4.3.2 **Prueba de Flotación N° 2.**- Los datos del material de alimentación para la segunda prueba fueron:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	2993.20	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	966.80	ml
Densidad de la Pulpa	2.05	Kg/Lt

En esta prueba, aumentamos la cantidad de sólido para poder llegar a la densidad deseada y tener el volumen adecuado para la prueba de flotación; pero de todas maneras tuvimos la necesidad de aumentar agua pues la pulpa era demasiado espesa. La adición de agua fue de 630 ml. por lo que los nuevos datos fueron:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	2993.20	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1596.80	ml
Densidad de la Pulpa	1.79	Kg/Lt

La dosificación de los reactivos son los mismos que la prueba anterior (**Cuadro III - 16**), y los resultados lo tendremos en el siguiente cuadro:

Cuadro III - 18: Balance metalúrgico de la segunda prueba de flotación

Prueba N° 2	Tiempo (seg.)		Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Leyes				Recuperaciones							
	Parcial	Acum.					Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Pb Acum.	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	
----	0	0	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0		
Concen. de Pb 1	30	30	3.8	0.13	0.13	99.87	552.94	6.01	6.91	1.00	3.76	0.70	0.22	0.22	0.20	0.69	0.07	
Concen. de Pb 2	30	60	2.7	0.09	0.22	99.78	516.23	5.82	6.76	0.96	3.77	0.46	0.22	0.44	0.19	0.67	0.07	0.14
Concen. de Pb 3	30	90	3.7	0.12	0.34	99.66	468.17	5.43	6.36	0.86	3.69	0.58	0.20	0.64	0.18	0.60	0.07	0.21
Concen. de Pb 4	30	120	3.7	0.12	0.47	99.53	451.79	5.40	6.36	0.83	3.65	0.56	0.20	0.84	0.18	0.58	0.06	0.27
Concen. Total			13.9	0.47			496.32	6.19	7.21	1.00	4.07	2.29	0.84		0.75	2.54	0.26	
Relave total			2972.4	99.53	100.00	0.00	98.89	3.41	4.45	0.18	7.17	97.71	99.16		99.25	97.46	99.74	
Cab. Cal.			2986.3				100.74	3.42	4.47	0.18	7.16	100.00	100.00		100.00	100.00	100.00	

3.4.3.3 **Prueba de Flotación N° 3.**- Los datos del material de alimentación para la tercera prueba fueron:

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	3820.00	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1210.00	ml
Densidad de la Pulpa	2.06	Kg/Lt

Las dosificaciones de los reactivos serán como se muestra a continuación, y en el cual observamos la adición de un reactivo secundario que ayuda a la recuperación de la plata (MT – 736).

Cuadro III – 19: Dosificación de Reactivos

Reactivos	Dosificaciones	Unidades
ZnSO ₄	79.3539	gr/TMS
NaCN	6.5419	gr/TMS
Tiem. Acondic	5	min
Z-11	12.0387	gr/TMS
MT - 736	9.2206	gr/TMS
MIBC	17.5933	gr/TMS
Tiem. Acondic	5	seg

Los resultados de dicha prueba se muestran en el siguiente cuadro.

Cuadro III - 20: Balance metalúrgico de la tercera prueba de flotación

Prueba N° 3	Tiempo (seg.)		Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Leyes				Recuperaciones							
	Parcial	Acum.					Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Pb Acum.	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	
----	0	0	--	--	--	--	--	--	--	--	0	0	--	--	0			
Concen. de Pb 1	30	30	38.1	1.00	1.00	99.00	1551.77	44.29	12.38	2.42	6.80	7.31	8.02	8.02	2.43	4.85	0.59	
Concen. de Pb 2	30	60	44.6	1.17	2.17	97.83	1268.65	33.15	15.31	2.64	9.80	7.00	7.03	15.05	3.52	6.19	1.00	1.59
Concen. de Pb 3	30	90	31.0	0.81	2.98	97.02	1156.61	27.52	17.09	2.68	10.46	4.43	4.05	19.10	2.73	4.37	0.74	2.33
Concen. de Pb 4	30	120	38.8	1.02	3.99	96.01	1090.03	23.97	17.02	2.48	11.46	5.23	4.42	23.53	3.41	5.06	1.01	3.34
Concen. Total			152.5	3.99			1271.16	32.45	15.38	2.55	9.61	23.99	23.53		12.10	20.48	3.34	
Relave total			3665.5	96.01	100.00	0.00	167.60	4.39	4.65	0.41	11.56	76.01	76.47		87.90	79.52	96.66	
Cab. Cal.			3818.0				211.67	5.51	5.07	0.50	11.48	100.00	100.00		100.00	100.00	100.00	

3.4.3.4 **Prueba de Flotación N° 4.**- Los datos del material de alimentación de la cuarta prueba son los mismos que la prueba anterior; así podremos compararlos con mayor facilidad y corroborar los datos metalúrgicos.

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	3820.00	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1210.00	ml
Densidad de la Pulpa	2.06	Kg/Lt

La dosificación de los reactivos serán los mismos que los que se muestran en el **Cuadro III – 19**, y los resultados metalúrgicos lo observamos en el Cuadro a continuación.

Esta prueba nos mostrará el comportamiento de la pulpa con alta densidad.

3.4.3.5 **Prueba de Flotación N° 5**.- Los datos del material de alimentación de la quinta prueba son las siguientes.

Material	Valores	Unidades
Peso del Sólido (Compósito)	3450.00	gr
G.E. del compósito	3.1	
Adición de Agua	1330.00	ml
Densidad de la Pulpa	1.96	Kg/Lt

Para la quinta prueba, hemos reducido la densidad de la pulpa en 0.1 Kg/Lt, para observar el comportamiento de esta en cuanto a la flotación, ya que mejorará su fluidez, y por lo tanto deberá mejorar la captación de los valores en la celda de flotación.

La dosificación de los reactivos serán los mismos que en las pruebas 3 y 4 (**Cuadro III – 19**), así se observará mucho mejor la influencia de la densidad del alimento.

Los resultados los veremos a continuación.

Cuadro III - 22: Balance metalúrgico de la quinta prueba de flotación

Prueba N° 5	Tiempo (seg.)		Pesos (gr)	Peso (%)	Acc %	Pass %	Leyes				Recuperaciones						
	Parcial	Acum.					Ag (gr/TM)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Pb Acum.	Zn (%)	Cu (%)	Fe (%)
Concen. de Pb 1	30	30	84.1	2.44	2.44	97.56	936.78	17.85	12.76	2.51	21.88	6.85	8.32	8.32	6.37	12.10	4.77
Concen. de Pb 2	30	60	64.9	1.88	4.32	95.68	621.47	10.73	12.74	2.05	21.99	3.51	3.86	12.18	4.91	7.64	3.70
Concen. de Pb 3	30	90	44.0	1.28	5.59	94.41	603.83	9.69	12.73	1.81	23.13	2.31	2.36	14.54	3.32	4.56	2.64
Concen. de Pb 4	30	120	26.3	0.76	6.36	93.64	547.65	9.26	12.63	1.80	22.76	1.25	1.35	15.89	1.97	2.72	1.55
Concen. Total			219.3	6.36			730	13.08	12.73	2.15	22.27	13.91	15.89		16.57	27.02	12.65
Relave total			3230.7	93.64	100.00	0.00	306.60	4.70	4.35	0.39	10.44	86.09	84.11		83.43	72.98	87.35
Cab. Cal.			3450.0				333.51	5.23	4.88	0.50	11.19	100.00	100.00		100.00	100.00	100.00

CAPITULO IV

EVALUACIÓN DE LOS RESULTADOS EXPERIMENTALES

4.1 Análisis de la Información

Analizamos los 4 concentrados obtenidos de cada prueba de flotación y observamos su comportamiento en el tiempo (cinética de flotación); dividiremos las gráficas por su muestra de cabeza, es decir para la prueba del proceso Unitario haremos 2 gráficas del comportamiento del concentrado y para las pruebas del proceso Flash realizamos 2 gráficas igualmente.

4.1.1 Concentrados obtenidos de las pruebas del Proceso Unitario

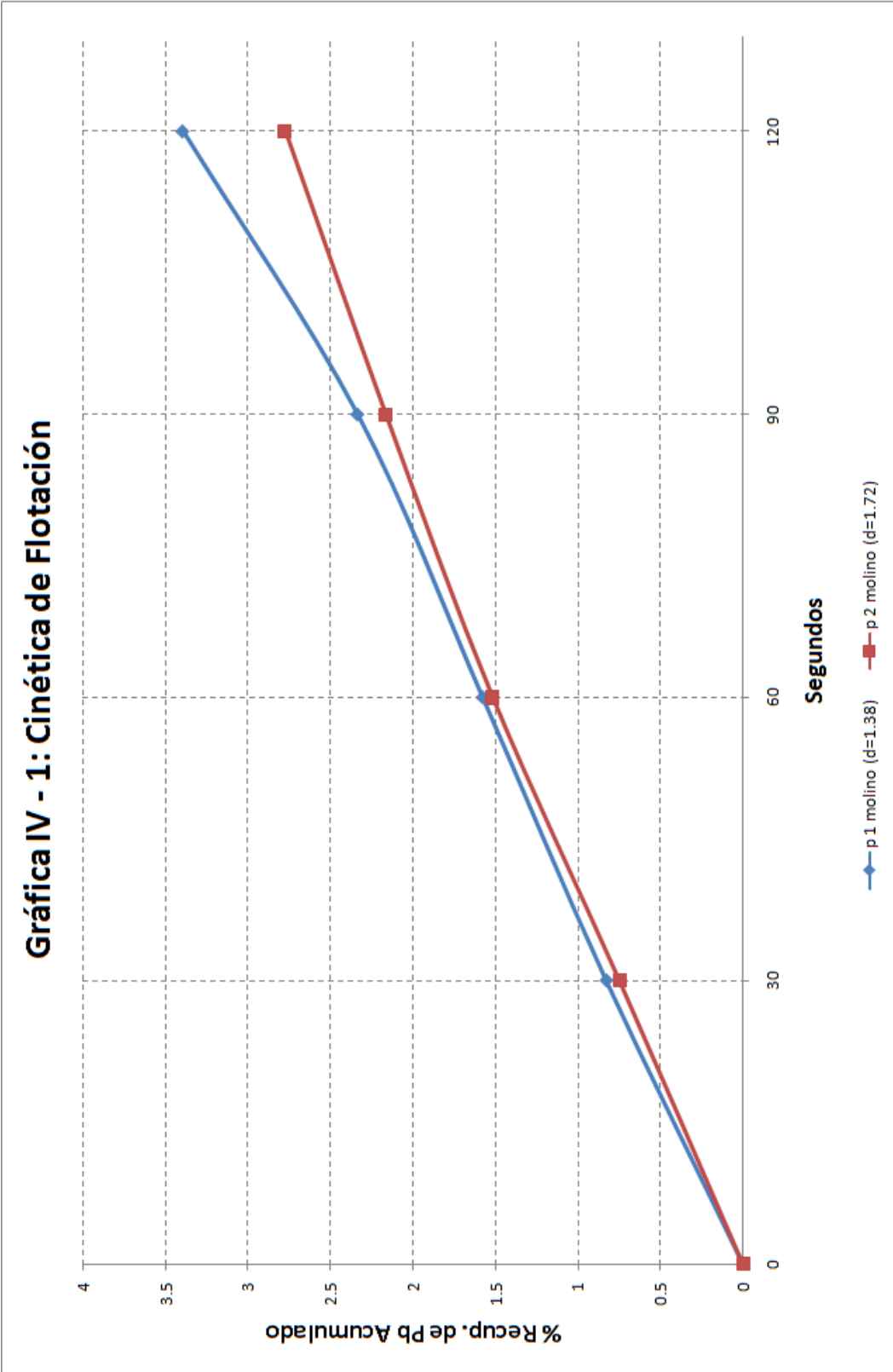
Los 2 gráficos siguientes, nos muestra los concentrados obtenidos de las pruebas metalúrgicas, las cuales utilizan como mineral de cabeza el mineral de la descarga de los molinos primario.

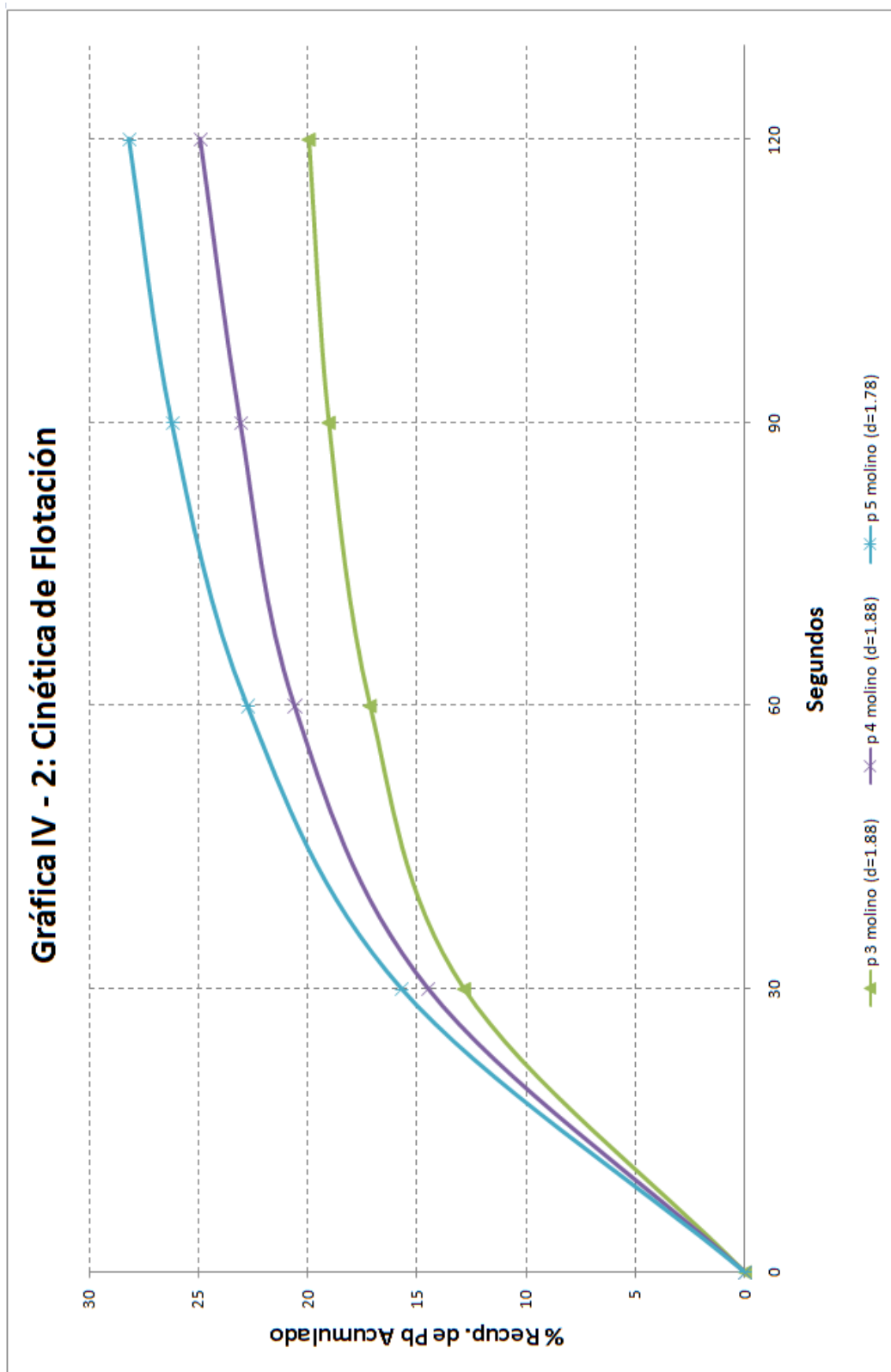
El análisis granulométrico de dicho mineral de cabeza, se puede observar en los **Cuadros III – 3 y 4**.

El primer gráfico (**Gráfico IV – 1**), nos muestra los concentrados obtenidos de las 2 primeras pruebas metalúrgicas, que utilizan como mineral de cabeza el muestreo del primer día de la descarga de los

molinos primarios. Su balance metalúrgico de estas pruebas se puede observar en los **Cuadros III – 10 y 11**.

El segundo gráfico (**Gráfico IV – 2**), nos muestra los concentrados obtenidos de las 3 siguientes pruebas metalúrgicas (prueba 3, 4 y 5), en los cuales su mineral de cabeza viene hacer el mineral muestreado de la descarga de los molinos primarios en el segundo día de muestreo. Su balance metalúrgico de dichas pruebas se puede observar en los **Cuadros III – 13, 14 y 15**.





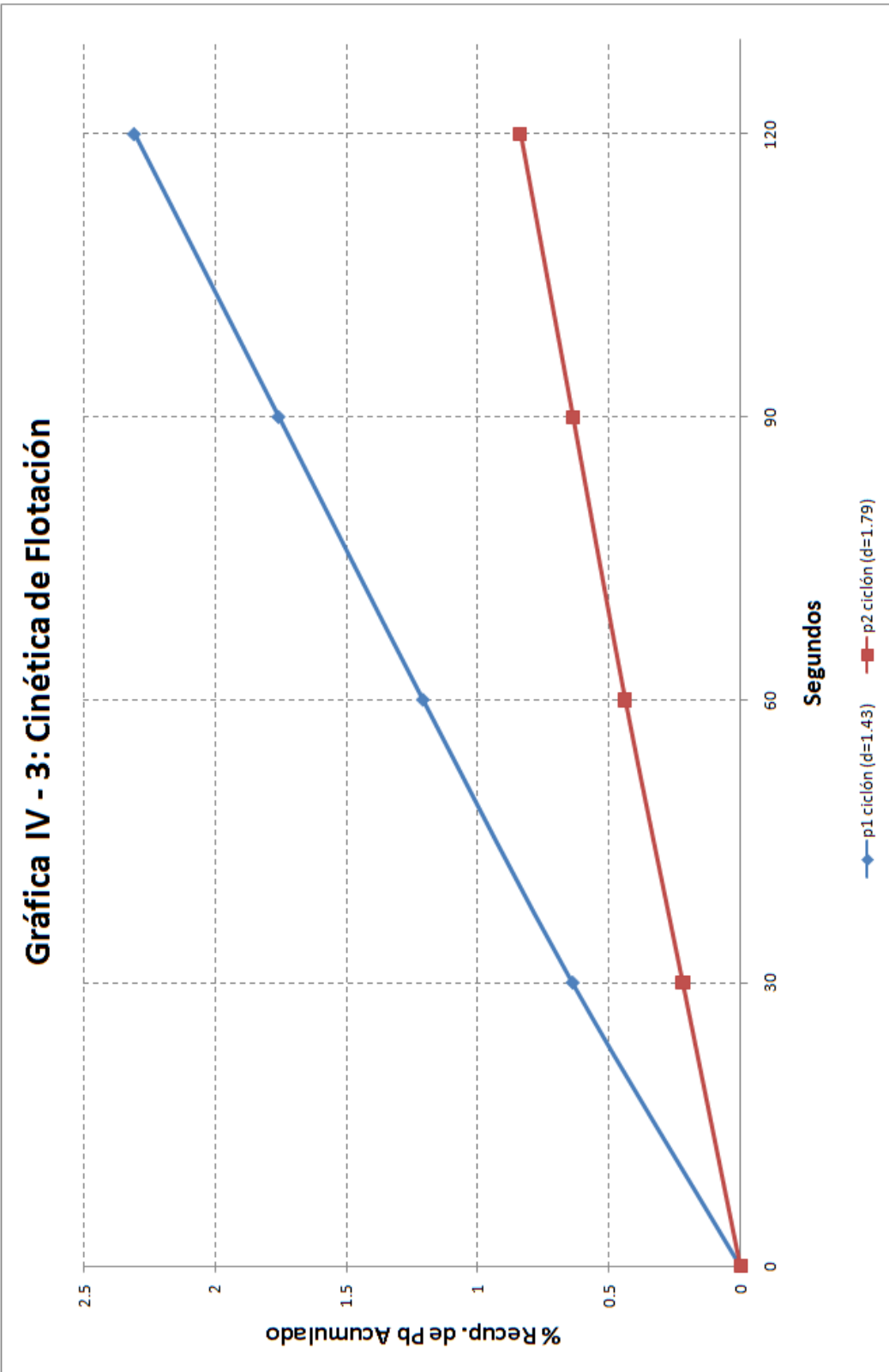
4.1.2 Concentrados obtenidos de las pruebas del Proceso Flash.

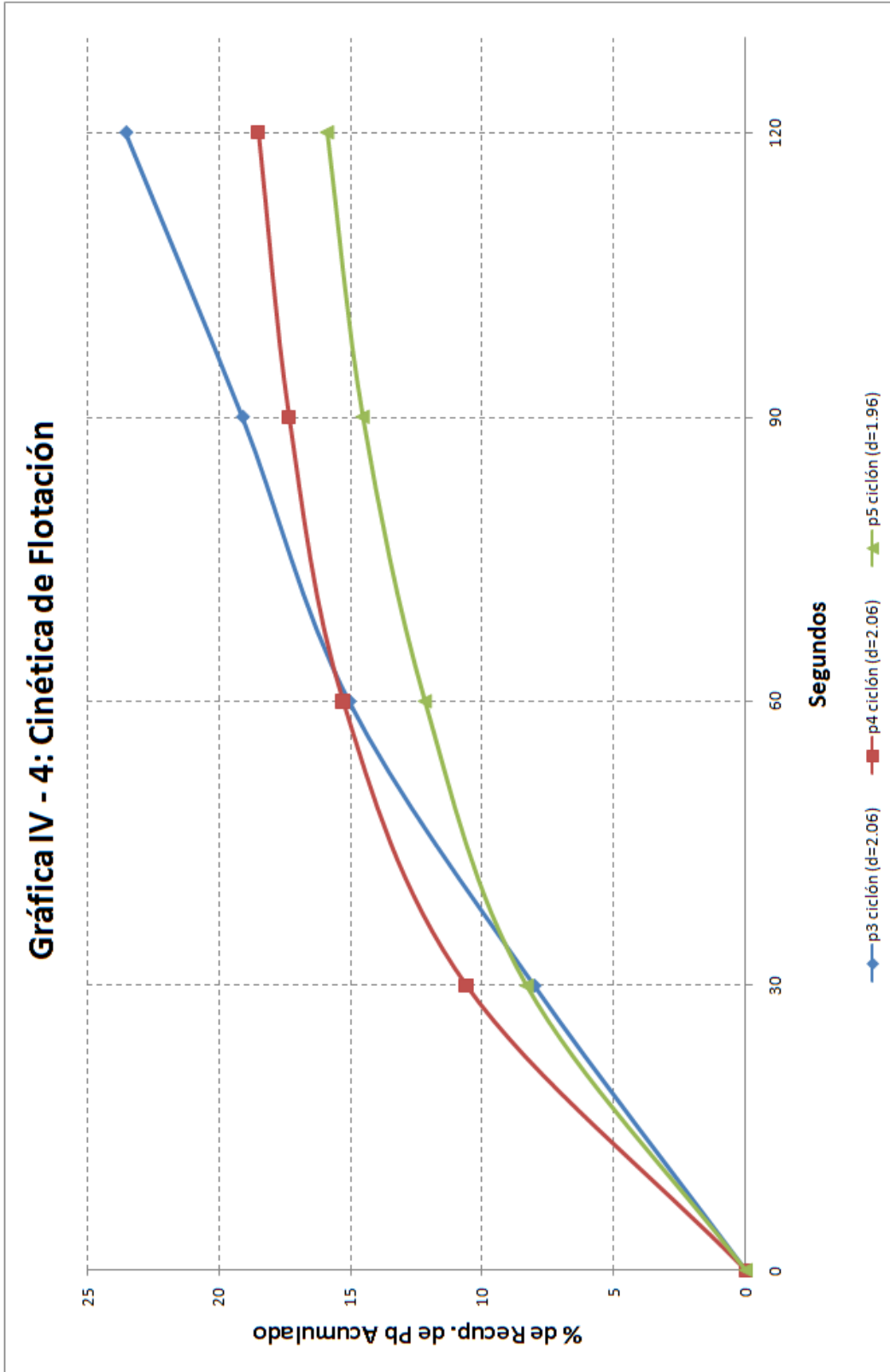
Las 2 gráficas siguientes, nos muestra los concentrados obtenidos de las pruebas metalúrgicas, las cuales utilizan como mineral de cabeza el Under Flow de los ciclones D-15.

El análisis granulométrico de dicho mineral de cabeza, se puede observar en los **Cuadros III – 5 y 6**.

El primer gráfico (**Gráfico IV – 3**), nos muestra los concentrados obtenidos de las 2 primeras pruebas metalúrgicas, que utilizan como mineral de cabeza el muestreo del primer día del Under Flow de los Ciclones D-15. Su balance metalúrgico de estas pruebas se puede observar en los **Cuadros III – 17 y 18**.

El segundo gráfico (**Gráfico IV – 4**), nos muestra los concentrados obtenidos de las 3 siguientes pruebas metalúrgicas (prueba 3, 4 y 5), en los cuales su mineral de cabeza viene hacer el mineral muestreado del Under Flow de los Ciclones D-15, en el segundo día de muestreo. Su balance metalúrgico de dichas pruebas se puede observar en los **Cuadros III – 20, 21 y 22**.





De las gráficas se analizó como es la influencia de la densidad de la pulpa en la calidad de los concentrados obtenidos; como el tipo de mineral (granulometría) influye directamente en el comportamiento de la pulpa para la obtención de los concentrados, como también la dosificación de reactivo influye en el comportamiento de la pulpa para las recuperación de los concentrados.

En cada prueba metalúrgica, se obtuvo 4 concentrados, cada uno con una diferencia de 30 segundos de obtención, es por ello que cada línea nos representa una prueba metalúrgica y cada punto de la línea nos representa cada concentrado obtenidos en una sola prueba.

Como se ve en la mayoría de las pruebas, la tendencia, es que la mayor recuperación de valores se obtiene en los primeros 30 segundos (pendiente mayor), decayendo en las siguientes recuperaciones.

En cuanto a los resultados de flotación, vemos que la tendencia de los concentrados obtenidos del proceso Flash, es a obtener menor recuperación a comparación de los concentrados obtenidos del proceso Unitario, que se ven con mayor recuperación.

Las graficas de los resultados de flotación, difieren entre las que usaron el proceso Unitario de las usaron el proceso Flash, por el hecho de que la densidad y las características del mineral son diferentes; es decir, como el material del Under de los ciclones es de mayor densidad, este material se asienta y compacta mucho más rápido que el compuesto de los molinos; mientras que las pruebas con el compuesto de los molinos, tenía mayor fluidez en la celda.

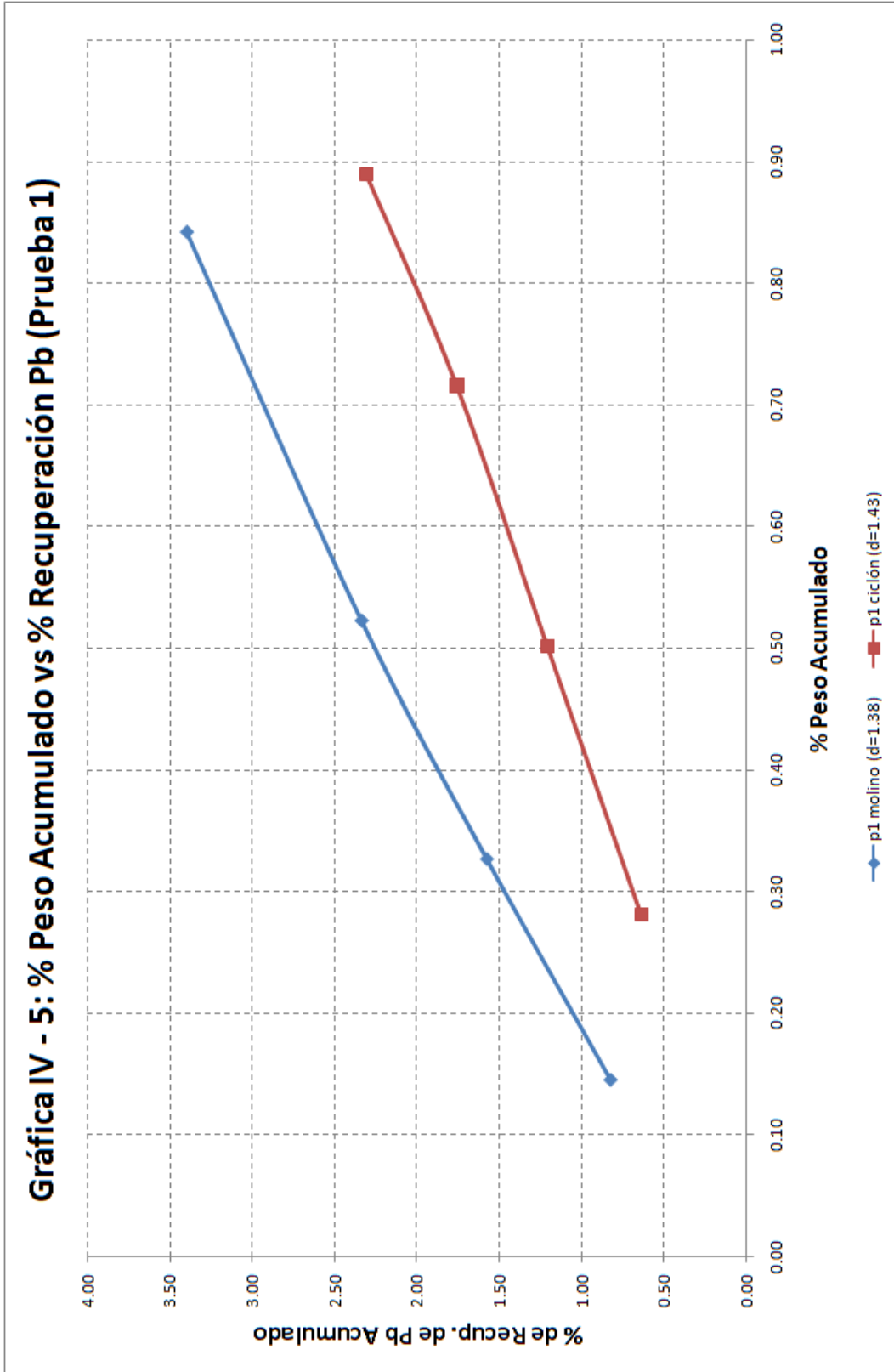
4.2 Evaluación Comparativa entre Proceso Unitario y Proceso Flash.

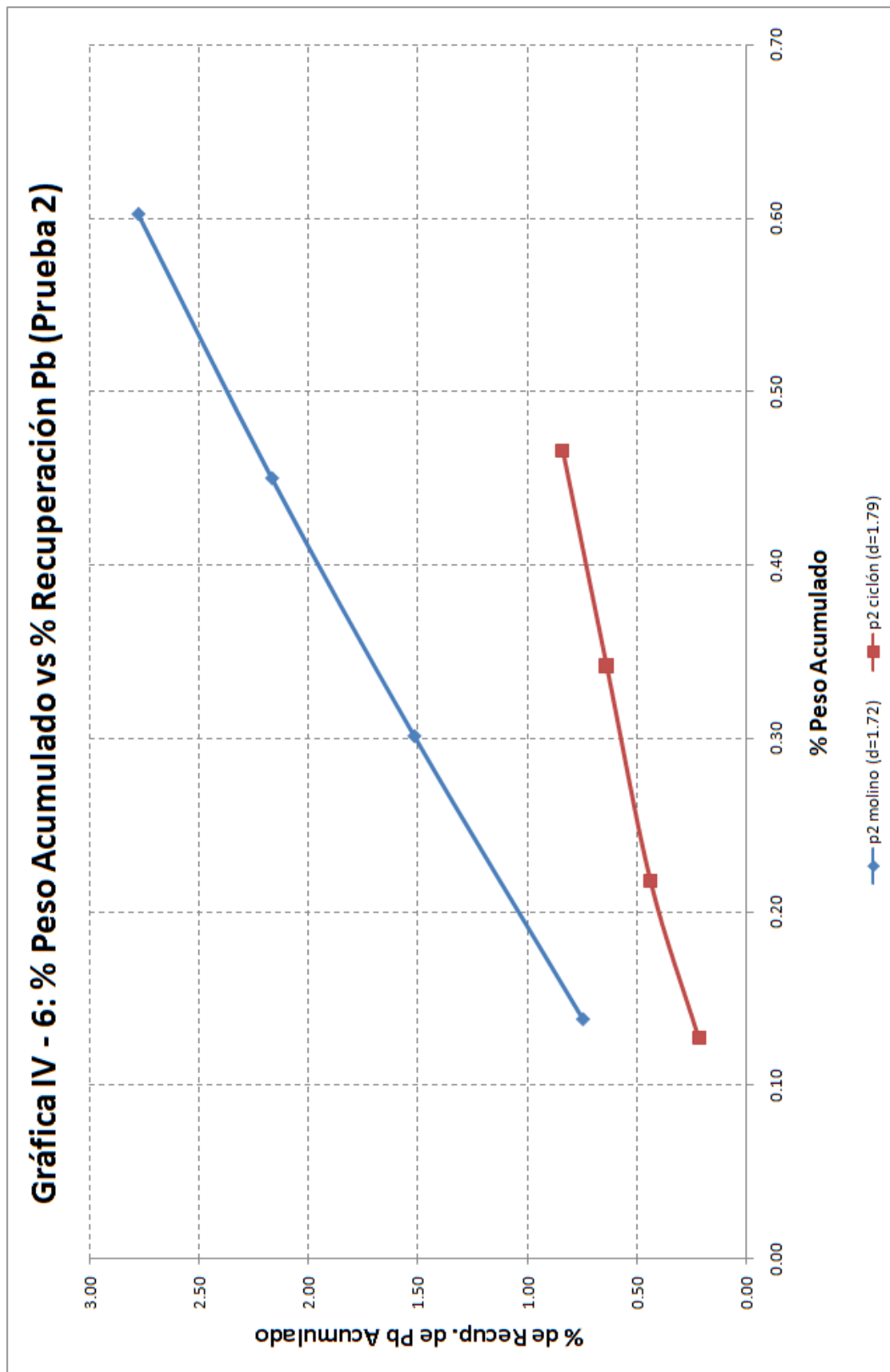
Siendo el Proceso Flash, aquel que utiliza como alimento la descarga de los Under de los ciclones en un sistema de molienda, mientras que el Proceso Unitario es aquel que utiliza como alimento la descarga de los molinos primarios, y siendo equipos de igual diseño; comparamos los resultados obtenidos en las pruebas de flotación, en base a su porcentaje de recuperación de Plomo y a su masa obtenida en los 4 concentrados obtenidos de cada prueba de Flotación, esto se observarán en las gráficas siguientes.

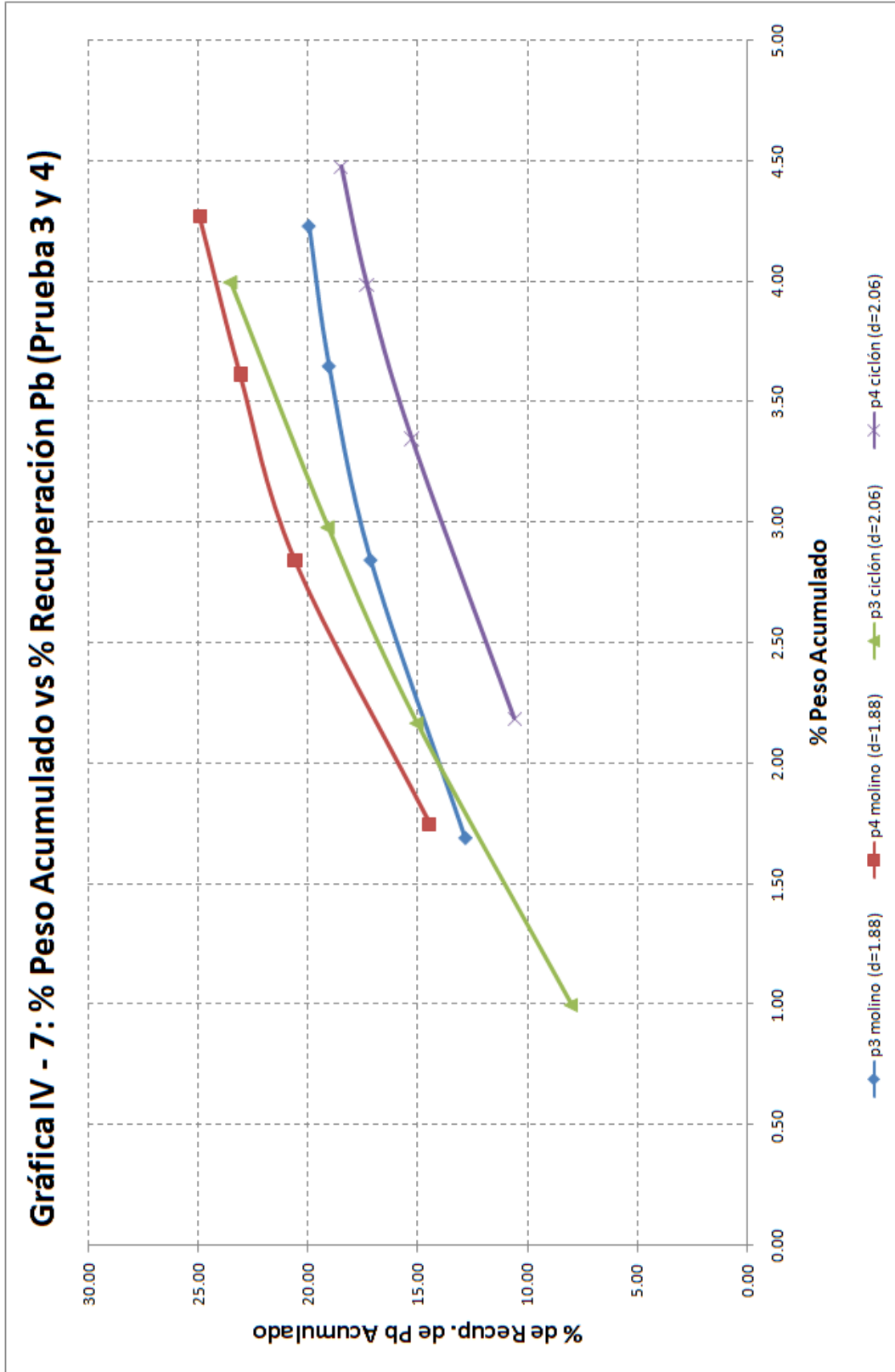
Cuando la línea tiende más a la derecha esto nos da a entender que ha generado mayor cantidad (en peso) de concentrado; y cuando se encuentra más arriba, nos dice que ha obtenido mejores leyes.

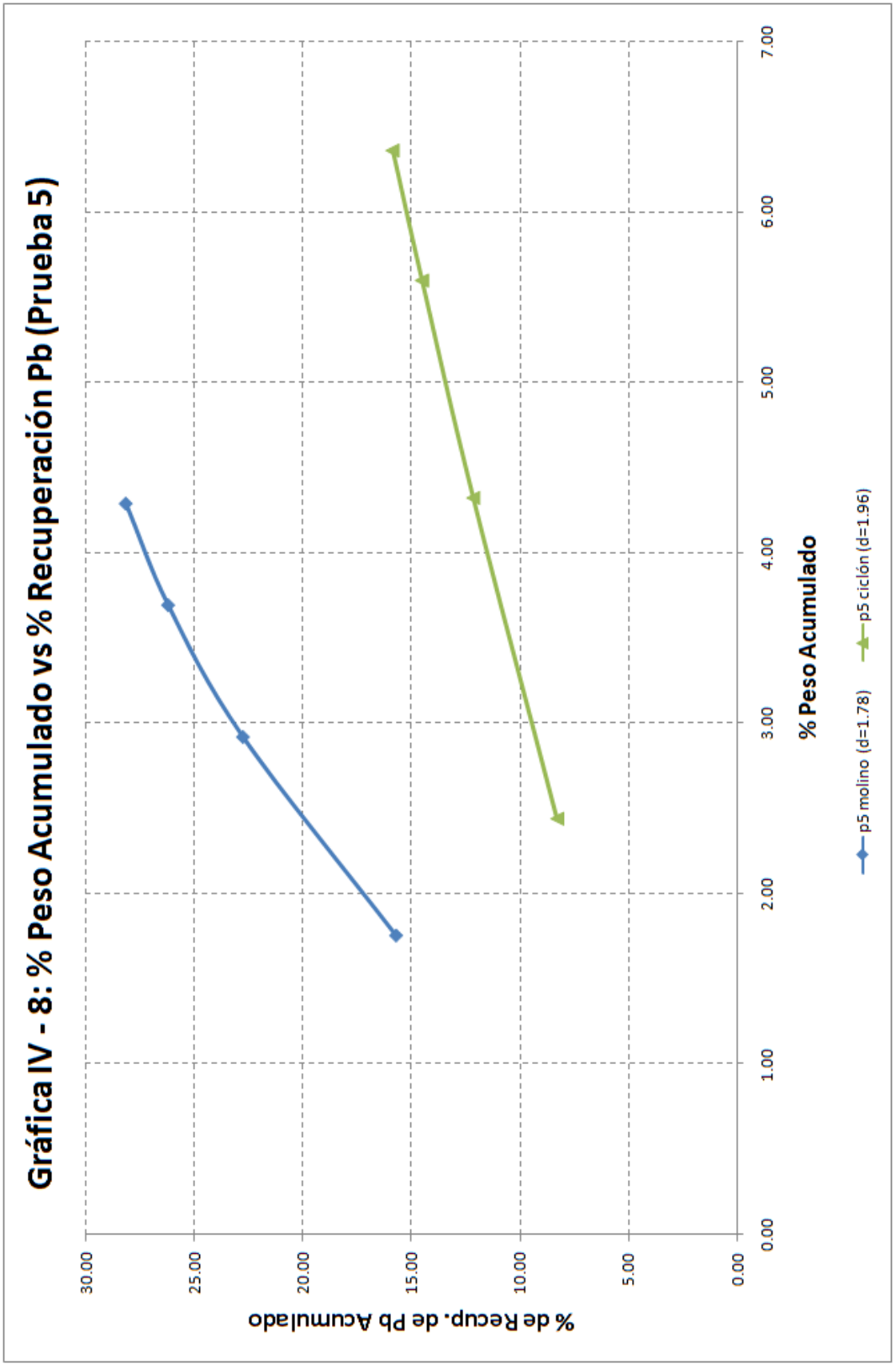
En cuanto a los resultados de flotación con alimentación de los under de los ciclones (Proceso Flash), vemos que su tendencia es a obtener mayor cantidad de concentrado pero con leyes más bajas.

A continuación se muestra 5 gráficas, que comparan las pruebas realizadas tanto para el proceso Unitario como para el proceso Flash.









Como se mostró en las gráficas anteriores, las pruebas que simulan el proceso Flash, no son muy estables, por el hecho de su alta densidad, sin embargo en estas pruebas se obtiene mayor cantidad de concentrado pero de baja calidad.

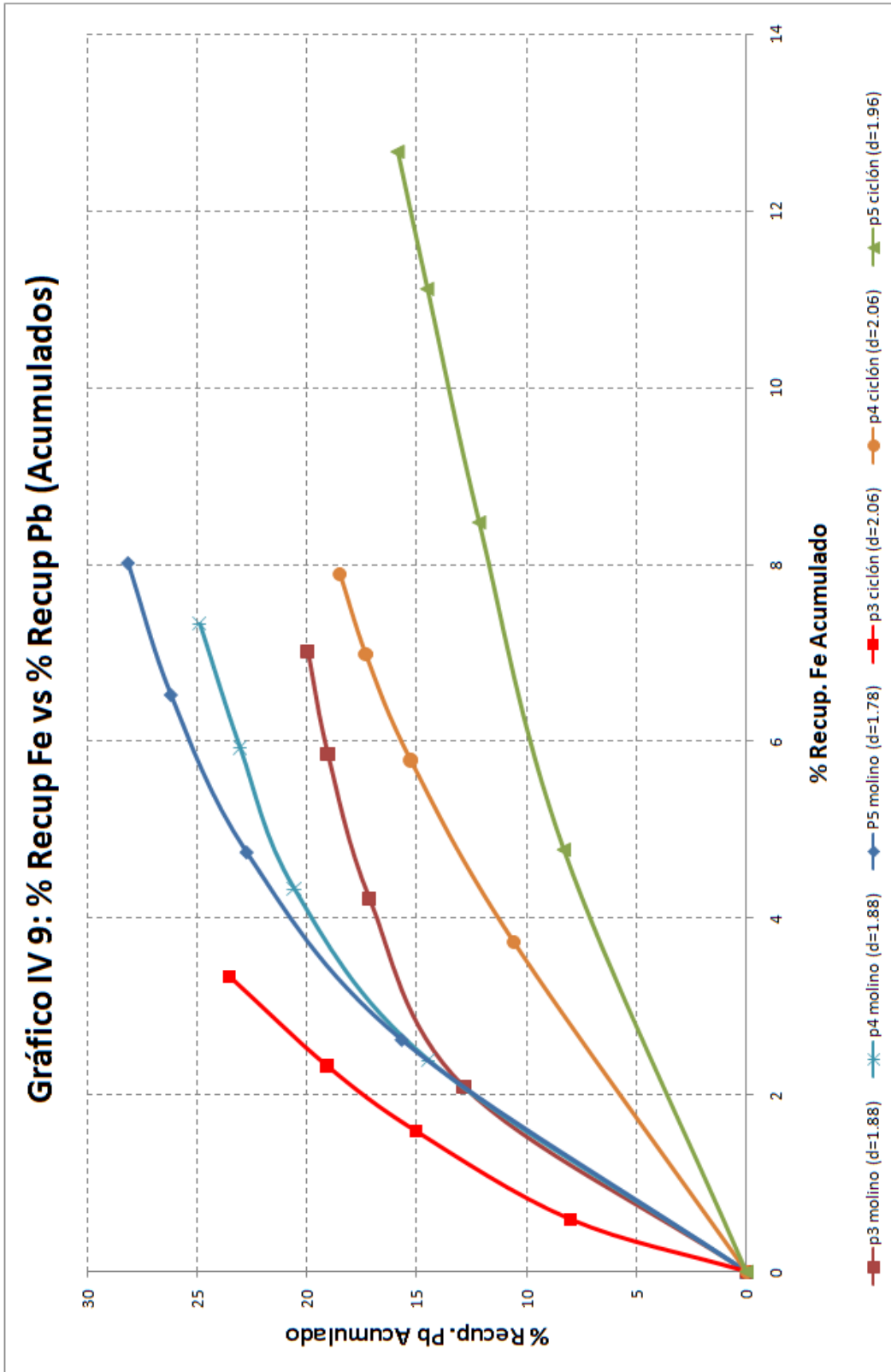
En cuanto a las pruebas de simulación del proceso Unitario, se observa que su tendencia a tener mejor recuperación, por el hecho de que la densidad de su pulpa es mucho menor, esto hace que los materiales valiosos de la pulpa tenga mejor fluidez en la celda, ayudando a que los reactivos reaccionen de mejor manera, obteniendo así mejores recuperaciones; concentrados más limpios.

Para las dos primeras gráficas (**gráfica IV - 5 y 6**), el comportamiento difiere con las restantes; esto se debe a la poca adición de reactivos, aunque se hayan diluido las pulpas, el bajo contenido de estas hacen que su comportamiento difieran con las pruebas siguientes, tanto para la simulación del proceso Unitario como para el proceso Flash, aunque en el proceso unitario sigue la tendencia de tener mejor calidad de concentrado, y el proceso flash tiene la tendencia de obtener mayor cantidad de concentrado.

La poca adición de reactivos de las primeras pruebas se debe, al deseo de obtener un concentrado limpio, todas las dosificaciones de reactivos se

basan en las dosificaciones de la Planta, tomando un mínimo y de ahí se va adicionando mas reactivo de acuerdo a los resultados; por ello en las demás pruebas se aumenta esta cantidad de reactivos, teniendo resultados mucho más representativos.

Comparando ahora las recuperaciones acumuladas de Plomo y de Hierro en la 3 últimas pruebas de simulación de cada proceso tenemos el siguiente gráfico.



La gráfica nos muestra que la tendencia del concentrado obtenido del proceso Unitario es la de tener mejor calidad de concentrado, es decir mejor ley de plomo con menos ley de hierro; mientras que la tendencia de los concentrados obtenidos del proceso Flash, es la de obtener concentrados con mayor contenido de Hierro.

Esto es debido, a que las leyes, tanto de plomo como de hierro se incrementan más en lo que es la descarga de los ciclones, debido a la recirculación de los medios de plomo, mientras que el material obtenido de la descarga de los molinos primarios, su ley de plomo y de hierro son moderados, ya que lo único que ingresa es el material fresco de chancado.

Es por ello que la tendencia del proceso Flash es la de recuperar también ese hierro liberado que se encuentra en la recirculación, mientras que en el proceso Unitario, hay menos cantidad de hierro, lo cual permite deprimirlo más eficientemente por la cantidad de reactivo agregado.

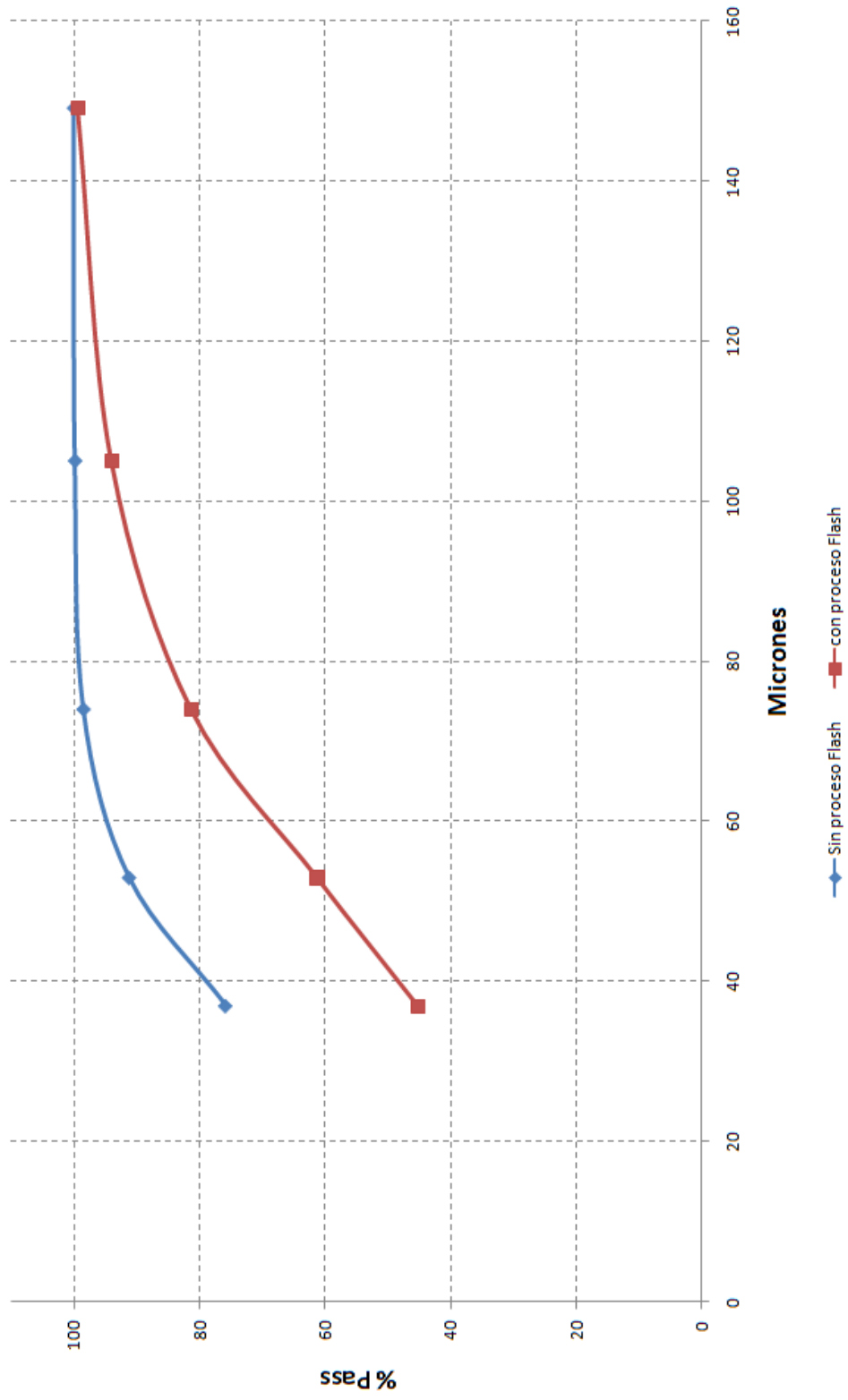
El grado de liberación de los materiales es muy importante en la obtención de los resultados; ya que en el molino primario la liberación de los materiales valiosos es muy incipiente; en el Under de los Ciclones, la liberación de los materiales valiosos es mucho mayor, por el contenido del material de los molinos secundarios como de la recirculación de los medios de Plomo.

4.3 Evaluación Granulométrica de los Concentrados Obtenidos del Proceso Flash en la Planta Concentradora

De los **Cuadros III 7 y 8**, obtenemos la siguiente gráfica, en el cual podemos observar, que los concentrados obtenidos por medio del proceso Flash en la Planta Concentradora, nos genera mayor cantidad de material grueso en el concentrado, como por ejemplo la adición de concentrado de plomo con un tamaño de malla + 100 de 0.67% en peso, y el aumento del porcentaje en peso de las otra mallas menores (malla 140, 200 y 270); mientras que el concentrado de plomo convencional, el mayor porcentaje en peso se encuentra en la malla < 400 (75.8%); esto influirá en el secado del material a través de filtros, pues el material fino (lomas) tiene la tendencia de meterse en los poros de las lonas, generando obstrucción en ellas, evitando que se recupere mayor cantidad de agua.

Comparando los resultados de las leyes de cabeza calculada, vemos que el concentrado obtenido por la celda Flash (%Pb = 67.75%), es mucho más limpio y de mejor calidad con respecto al concentrado obtenido convencionalmente (%Pb = 67.13%), con bajo desplazamiento de valores indeseables, como son el Hierro y el Zinc.

Análisis Granulométrico de los concentrados de Plomo



CAPITULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 Conclusiones

Con lo visto en las Pruebas llegamos a las siguientes conclusiones:

- El Proceso Unitario, nos permite obtener mejores resultados, en cuanto a la calidad del concentrado (%Pb = 28.16) con un desplazamiento de mineral de Hierro bajo (%Fe = 8.01). Mientras que con el Proceso Flash, nuestro concentrado llega a %Pb = 23.53, en el mejor de los casos.

- De acuerdo con las pruebas de flotación realizadas; si es que la celda SK – 240, trabaja con el proceso Flash, este tendrá la tendencia de ensuciar el concentrado; pues el material de cabeza será el Under Flow de los Ciclones; el cual contiene mayor ley, tanto de Hierro como de Zinc, generando mayor probabilidad a que se active con los reactivos usados.

- El material de la descarga de los molinos, es mucho más propicio para este tipo de prueba por su menor leyes de cabeza, las cuales pueden ser recuperadas más fácilmente sin activar los elementos no deseados, que estarán todavía amarradas en la matriz; mientras que la galena el cual es mucho más frágil estará ya liberado.
- La densidad del material es un factor muy importante y determinante en el comportamiento de la celda de flotación, contribuyendo en los resultados; viéndose que la mejor densidad para la flotación oscila por los 1.78 Kg/Lt, para los dos tipos de alimentos.
- La densidad influye en la fluidez del material de cabeza; para la descarga de los molinos primarios, que tiene una densidad de 1.89 Kg/Lt, este es mucho más fluido, generando poco asentamiento de mineral; mientras que el material de descarga de los Under Flow de los Ciclonos, tiene mayor densidad (2.06 Kg/Lt), que por consiguiente genera mayor compactación al momento de realizar la prueba de flotación en la celda DENVER, generando problemas en la agitación.
- El concentrado de Plomo obtenido con la utilización de la celda SK – 240 son mucho más gruesos, que con respecto al concentrado obtenido en el circuito convencional de operación, viendo una ayuda

sustancial en el filtrado de este; pues el material grueso, no permite que los finos tapen los poros de las lonas del filtro, obteniendo así un concentrado mucho más seco.

- Trabajar con el proceso Flash genera también un inconveniente en el aumento del caudal del sistema de molienda, pues para bajar la densidad de la pulpa a un nivel óptimo, el ingreso de agua es demasiado; esto podría ocasionar poco tiempo de residencia en los molinos, generando material grueso en molienda.

5.2 Recomendaciones

Se proporciona las siguientes recomendaciones:

- Es recomendable continuar con las pruebas de flotación, mejorando algunas partes técnicas, como son el ingreso de aire, el cual podría ser por inyección (como ocurre en la celda SK - 240).

- Se tendrá mucho cuidado de simular el proceso Flash, por el hecho de que el material tenderá asentarse en el fondo de la celda, ocasionando arenamientos al equipo, por su alta densidad.

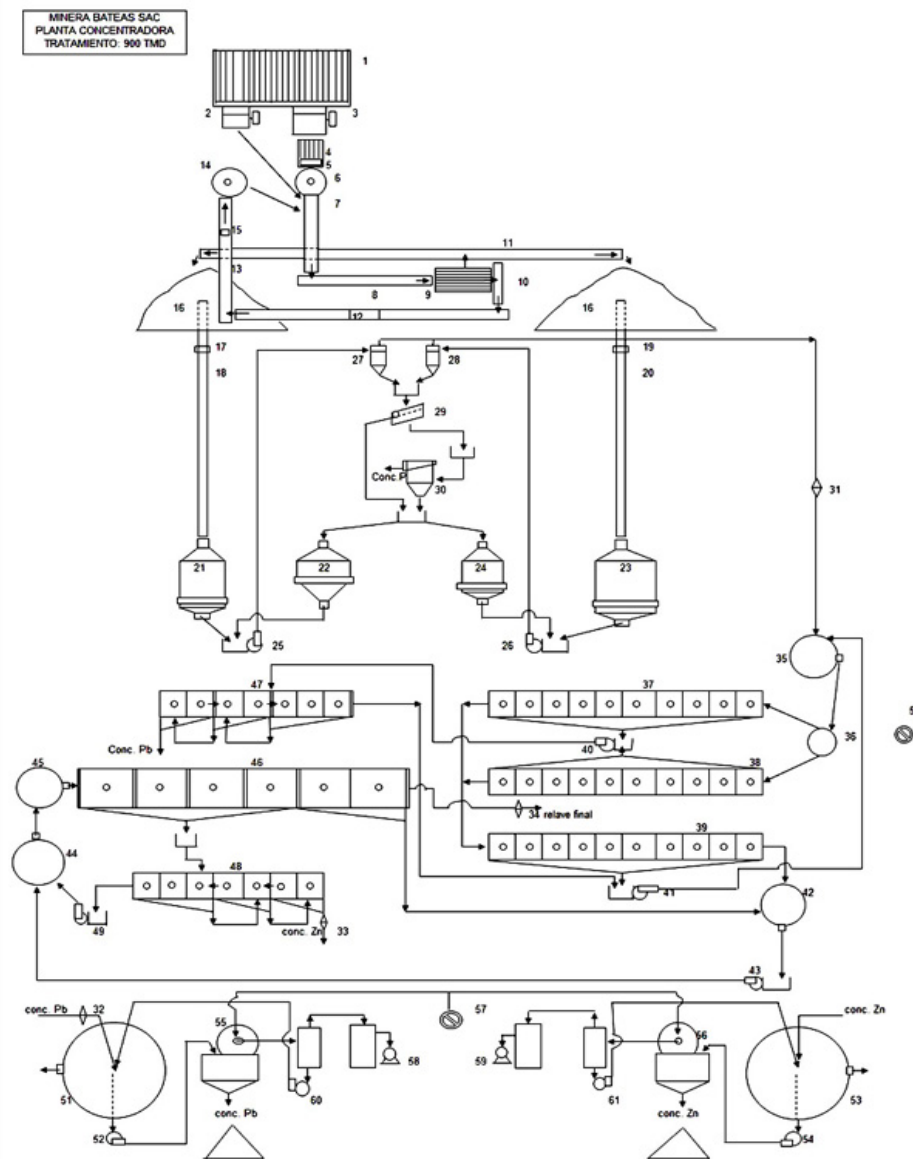
- Se recomienda, si es que se utiliza el proceso Flash, se le agregue bajas dosificaciones de colectores, para evitar la activación de material no valioso; o en otro caso aumentar, la dosificación de cianuro de sodio, para precipitar este material.

5.3 Bibliografía

1. http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/tesis/Ingenie/valdiviezo_gl/Cap1.PDF
2. <http://peru.infomine.com/properties/listings/37263/CAYLLOMA.html>
3. <http://www.scribd.com/doc/222448/-Remolienda-en-flotacion->
4. Información recopilada por experiencia en trabajo de campo, para las pruebas de flotación.

ANEXO

Anexo N° 1: MINERA BATEAS SAC – PLANTA CONCENTRADORA - TRATAMIENTO: 900 TM



LEYENDA				
ITEM	Cant.	DESCRIPCION	TAMAÑO	HP
1	1	Tolva de gruesos	100 TM	
2	1	Chancadora de quijadas Kueken	12' x 24"	Delcrossa 48
3	1	Chancadora de quijadas Kueken	24' x 36"	100
4	1	Grizzly vibratorio		10
5	1	Electroimán		
6	1	Chancadora A. Chalmers Hydroco	4' x 36"	G. Electric 100
7	1	Faja transportadora 1	30' x 22.5 m	Delcrossa 15
8	1	Faja Transportadora 2		10
9	1	Cedazo vibratorio	5' x 14'	18
10	1	Faja Transportadora 3		10
11	1	Faja Transportadora 4 reversible		15
12	1	Faja Transportadora 5		10
13	1	Faja Transportadora 6		10
14	1	Chancadora cónica Sandvik	2800	125
15	1	Electroimán		
16	1	Stock pile	2000 TM	
17	1	Balanza Ramsey		
18	1	Faja Transportadora 7		
19	1	Balanza Ramsey		
20	1	Faja transportadora 8		
21	1	Molino de bolas Denver	7' x 7'	Siemens 306
22	1	Molino de bolas cónico Hardinge	8' x 36"	175
23	1	Molino de bolas Comesa	8' x 10'	Asea 401
24	1	Molino de bolas Magensa	6' x 6'	150
25	2	Bomba SRL	5' x 4"	25
26	2	Bomba SRL	5' x 4"	25
27	2	Ciclón	15 - B	
28	2	Ciclón	15 - B	
29	1	Zaranda Darricde Alta Frecuencia		5
30	1	Celda Skimair	240	35

LEYENDA					
ITEM	Cant.	DESCRIPCION	TAMAÑO	MOTOR	HP
31	1	Muestreador automático de cabeza			0.5
32	1	Muestreador automático de Pb			0.25
33	1	Muestreador automático de Zn			0.5
34	1	Muestreador automático de relave			0.25
35	1	Acondicionador de plomo	8' x 8'		15
36	1	Distribuidor de pulpa			
37	10	Celda de flotación Agitair -18 rough	50 pies ³	Delcrossa	18 c/2
38	10	Celda de flotación Agitair -48 rough	50 pies ³	Delcrossa	18 c/2
39	10	Celda de flotación Agitair -48 scave	50 pies ³	Delcrossa	18 c/2
40	2	Bomba SRL	4' x 3"		15
41	2	Bomba SRL	4' x 3"		15
42	1	Acondicionador 1 de Zinc	8' x 8'		15
43	2	Bomba SRL	6' x 6"		40
44	1	Acondicionador 2 de Zinc	10' x 10'		20
45	1	Acondicionador 3 de Zinc	8' x 8'		15
46	6	Celda Outokumpu OK -8U	300 pies ³		20
47	7	Celda de flotación sub-A 24	60 pies ³		20c/2
48	7	Celda de flotación sub- A 30	100 pies ³		30c/2
49	2	Bomba SRL	4' x 3"		15
50	3	Soplador			60
51	1	Espesador de plomo Supaflo	30' x 10'		4
52	2	Bomba SRL	4' x 3"		15
53	1	Espesador de zinc Supaflo	40' x 10'		6
54	2	Bomba SRL	4' x 3"		15
55	1	Filtro de discos Comesa	6' x 6D		3
56	1	Filtro de discos Raldy	6' x 8D		4
57	1	Soplador			10
58	1	Bomba de vacío			60
59	1	Bomba de vacío			60
60	1	Bomba			10
61	1	Bomba			10