

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**OPTIMIZACION DEL CIRCUITO DE FLOTACION DE
ZINC**

INFORME DE SUFICIENCIA

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

**PRESENTADO POR:
CESAR WILVOR SOLIS BOCANEGRA**

**ASESOR
ING. JULIO UZA TERUYA**

**LIMA – PERU
2013**

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado con mucho cariño para mi señora madre Carmen Rosa, gracias a su esfuerzo y dedicación me supo sacar adelante.

RESUMEN

Inicialmente en nuestro circuito de flotación de zinc de nuestra unidad no se contaba con un acondicionador, los reactivos se adicionaban en los cajones de las bombas para que se vayan acondicionando antes de llegar a las celdas de flotación. Nuestra ley de concentrado mensual en promedio en tales condiciones fue de 57.33%, con un relave de 0.125%. El consumo del sulfato de cobre fue de 0.1039% kg/Ton, del xantato amílico de potasio (Z-6) 0.0083 kg/Ton y del xantato isopropilico de sodio (Z-11) 0.0073 kg/Ton. Al instalar el acondicionador de 5mx5m al circuito en mención previa pruebas de diseño en nuestro laboratorio, se pudo observar que con una reducción de los reactivos las espumas en las celdas rougher I y II estaban bien mineralizadas según nuestro analizador en línea y el análisis gravimétrico de control de calidad. Por lo tanto la dosificación del sulfato de cobre se iba reduciendo gradualmente hasta llegar a ser 0.0899 kg/Ton, del xantato amílico de potasio (Z-6) 0.0068 kg/Ton y del xantato isopropilico de sodio (Z-11) de 0.0052 kg/Ton. Con estas reducción la nueva ley de zinc en promedio mensual se incrementó a 57.85%, con un relave de 0.108%. La inversión mensual total en reactivos antes de la instalación del acondicionador fue de \$89,602.10 y después se redujo en \$77,351.67 es decir un ahorro anual de \$147,000.000, por lo tanto la inversión se recupera en 16 meses.

ABSTRACT

At the beginning, our zinc flotation circuit of our unit there wasn't conditioner. The reagents were kept in drawer pumps to go before reaching renovating flotation cells. Our law average monthly concentrated in those conditions were 57.33% with a 0.125% tailings. The sulfate Consumption was 0.1039% kg / Ton of potassium amyl xanthate (Z-6) 0.0083 kg / Ton and sodium isopropyl xanthate (Z-11) 0.0073 kg / Ton. When it was installed the air conditioner 5mx5m circuit previously testing in our laboratory mention, it could be observed that reducing reagent foams in cells rougher I and II were mineralized in a good way as our online analyzer and gravimetric analysis quality control. Therefore the dosage of copper sulfate was gradually reduced until it becomes 0.0899 kg / Ton of amyl xanthate of potacio (Z-6) 0.0068 kg / Ton and sodium isopropyl xanthate (Z-11) 0.0052 kg / Ton. With these new law reduced the average monthly zinc increased to 57.85% with 0.108% tailings. The total monthly investment of the reagents before the conditioner installation was \$ 89,602.10 and then reduced to \$ 77,351.61, in other words, an annual saving of \$ 147,000.000, therefore the investment is recovered in 16 months

INDICE

PAG

CAPITULO I: ASPECTOS GEOLOGICOS

1.1 Geología regional.	10
1.1.1 Estratigrafía.	10
1.1.2 Rocas Intrusivas.	11
1.1.3 Depósitos cuaternarios.	12
1.2 Geología local.	12
1.3 Geología estructural.	15
1.3.1 Anticlinales-sinclinales.	16
1.3.2 Fallas y fracturas.	16
1.4 Geología económica.	16
1.4.1 Generalidades.	16
1.4.2 Mineralización.	17
1.5 Alteración.	20
1.6 Controles de la mineralización.	21

CAPITULO II: ASPECTOS MINEROS

2.1 Operaciones Mineras.	22
2.1.1 Tipos de labores mineras.	22
2.2 Control de calidad en minería.	23
2.2.1 Muestreo.	24
2.2.2 Control de calidad de los tajos zona Esperanza-Oroya y Cuerpos.	24
2.2.3 Trabajos de gabinete.	25
2.2.4 Trabajos en interior mina.	26

CAPITULO III: PLANTA CONCENTRADORA

3.1 Descripción del circuito de chancado.	27
3.1.1 Cuadro de balance de materia del circuito de chancado.	33
3.1.2 Calculo metalúrgico de la sección de chancado.	55
3.2 Circuito de molienda.	58
3.2.1 Descripción de la sección molienda y clasificación de partículas.	58
3.3 Descripción general del proceso de flotación.	67
3.3.1 Flotación bulk.	67
3.3.2 Circuito de separación Cu/Pb.	68
3.3.3 Flotación zinc.	69

CAPITULO IV: OPTIMIZACION DEL CIRCUITO DE FLOTACION DE ZINC

4.1 Diseño del acondicionador.	71
4.1.1 Pruebas de flotación y tiempo de acondicionamiento.	72

4.1.2 Balance metalúrgico acumulado.	73
4.2 Análisis de resultados.	77
4.3 Calculo del diseño del acondicionador.	78
4.4 Resultados de la prueba de acondicionamiento.	79
4.5 Planos del acondicionador.	81
4.6 Especificaciones eléctricas del motor del acondicionador.	85

CAPITULO V: ANÁLISIS TÉCNICO-ECONÓMICO DEL PROYECTO

5.1 Cuadro de balance metalúrgico.	88
5.2 Leyes de las colas de la OK50 N°5.	90
5.3 Concentración de reactivos utilizados en el circuito flotación.	90
5.4 Costo en dólares de los reactivos.	90
5.5 Consumo de reactivos.	91
5.6 Calculo de la inversión en dólares por reactivos en los meses de junio y julio.	91
5.7 Calculo del ahorro en dólares producto de la optimización.	93
5.8 Costo del acondicionador.	93
5.9 Análisis económico.	93

CONCLUSIONES	94
---------------------	----

BIBLIOGRAFIA	95
---------------------	----

ANEXOS	96
---------------	----

Anexo N°1: Diagrama de flujo actual del circuito de flotación	
---------------------------------------------------------------	--

INDICE DE FIGURAS

	PAG
Figura 1: Geología local.	14
Figura 2: Dimensiones de la chancadora de mandíbula C-110.	28
Figura 3: Partes de la chancadora HP-400.	32
Figura 4: Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°1.	37
Figura 5: Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°2 (piso superior).	41
Figura 6: Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°2 (Piso Inferior).	43
Figura 7: Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°3 (Piso Superior).	46
Figura 8: Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°3 (Piso Inferior).	48
Figura 9: Análisis granulométrico de la zaranda horizontal vibratoria N°4.	52
Figura 10: Balance de masa planta de chancado.	53
Figura 11: Molino de bolas Allis Chalmers 12.5'x14'.	60
Figura 12: Molino de bolas Allis Chalmers 12.5'x16'.	60
Figura 13: Vista panorámica de la nave de molienda primaria.	60
Figura 14: Zarandas de alta frecuencia.	62
Figura 15: Zarandas de alta frecuencia vista de perfil (Observe los 05 pisos).	62
Figura 16: Zarandas de alta frecuencia vista de frente, en plena operación.	63
Figura 17: Zarandas de alta frecuencia en plena operación.	63
Figura 18: Gráfica de recuperación vs tiempo de acondicionamiento.	77
Figura 19: Vista de perfil de los acondicionadores en serie.	84
Figura 20: Cajón distribuidor.	84
Figura 21: Motor eléctrico marca delcrosa.	86
Figura 22: Reductor marca Sew Eurodrive.	86
Figura 23: Comparación del consumo de reactivos.	92
Figura 24: Comparación del costo de reactivos.	92

INDICE DE TABLAS

	PAG
Tabla 1.0: Leyes de cabeza.	25
Tabla 1.1: Dimensiones y pesos de la chancadora de mandíbulas C-110.	29
Tabla 1.2: Cuadro de medidas del setting.	32
Tabla 1.3 Análisis granulométrico oversize del grizzly.	33
Tabla 1.4 Análisis granulométrico undersize del grizzly.	34
Tabla 1.5 Análisis granulométrico faja transportadora A.	35
Tabla 1.6 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°1.	36
Tabla 1.7 Análisis granulométrico (alimento) chancadora secundario HP 400.	38
Tabla 1.8 Análisis granulométrico (producto) chancadora secundario HP 400.	39
Tabla 1.9 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°2 (piso superior).	40
Tabla 2.0 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°2 (piso inferior).	42
Tabla 2.1 Análisis granulométrico (producto) chancadora terciaria HP 400.	44
Tabla 2.2 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°3 (piso superior).	45
Tabla 2.3 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°3 (piso inferior).	47
Tabla 2.4: Análisis granulométrico del alimento /chancado cuaternario.	49
Tabla 2.5 Análisis granulométrico del producto /chancado cuaternario.	50
Tabla 2.6 Análisis granulométrico zaranda horizontal vibratoria N°4.	51
Tabla 2.7: Porcentajes de bolas de los molinos primario y remolienda.	64
Tabla 2.8: Análisis granulométrico de la alimentación a los molinos primarios.	65
Tabla 2.9 Análisis granulométrico de la descarga de los molinos primarios.	66

NOMENCLATURA

DESCRIPCION	SIMBOLO
Xantato Amflico de Potasio	Z-6
Xantato Isopropilico de Sodio	Z-11
Metil Isobutil Carbinol	MIBC
Sulfato de Cobre	CuSO ₄
Sulfato de Zinc	ZnSO ₄
Bisulfito de Sodio	NaHSO ₃
Ditiofosfato AR-1404	AR-1404
Cal	CaO
Tonelada	Ton
Kilogramo	Kg
Gramo	GR
Día	D
Hora	H
Minutos	Min
Segundo	S
Litro	L
Kilowatt	Kw
Porcentaje	%

CAPITULO I

ASPECTOS GEOLOGICOS

Según la columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas brechas, y rocas volcánicas de textura afanítica y Porfírica, tufos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 metros.

1.1 Geología regional.

En la región del distrito Minero se encuentran presentes rocas sedimentarias y volcánicas desde el cretáceo inferior hasta el terciario agrupadas en diferentes unidades litológicas.

1.1.1 Estratigrafía.

Formación.

Aflora en el sector N y S del campamento Carmen, Constituyendo la formación más antigua que aflora en el área. Forma parte del anticlinal. Comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental.

La edad que se le asigna a esta formación está comprendida entre el cretáceo superior a eoceno medio. Localmente dividida en dos miembros: miembros Capas Rojas, caracterizada por presentar intercalaciones de areniscas, lutitas rojizas, ocasionalmente con alternancia de areniscas calcáreas y conglomerado.

Las areniscas son de grano fino a grueso, la aparente posición anormal en

algunos lugares es debido al plegamiento y fallamiento que han sufrido. Miembros Carmen, sobreyace concordantemente a las Capas Rojas, se encuentra una serie de paquetes (bancos) de conglomerados (cuarcíticos) intercaladas con capas de areniscas y lutitas, con una potencia que varía de 80 - 100 m. Los conglomerados se presentan en lentes, compuestos de guijarros y cantos rodados de cuarcitas y calizas (2-10 cm.) en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

Formación Carlos Francisco, aflora en el sector este del campamento Carmen, caracterizado por rocas de origen volcánico-sedimentaria, que yace discordantemente a la formación, dividida en 3 miembros: Volcánicos Tablachaca, se caracteriza por presentar rocas volcánicas porfiríticas de color gris-rojizas del tipo andesítico, sus espesores varían 400 – 700m. Volcánicos Carlos Francisco, se caracteriza por presentar rocas volcánicas afaníticas tipo andesítico, de color gris principalmente, yace concordante a los volcánicos de Tablachaca, sus espesores varían 400-1000m. Tufos Yauliyacu, se caracteriza por presentar tufos volcánicos de color rojizo, ocasionalmente se presentan capas de andesitas y areniscas tobáceas, yacen concordantemente al miembro Carlos Francisco, sus espesores varían 400-900m.

1.1.2 Rocas intrusivas.

Comprende cuerpos pequeños, de carácter hipabisales y sills de diorita, tonalita y andesita muy jóvenes, semejantes entre sí que intruyen al pórfido Carlos Francisco como el caso del Pórfido “Taruca” o las Capas Rojas como la “Andesita Veintiuno” el “Pórfido Victoria” y el “Pórfido Diorítico del Monte Meiggs”, afloran en el NE del campamento.

1.1.3 Depósitos Cuaternarios.

Depósitos Glaciares, comprende a los depósitos morrenicos antiguos y recientes que se encuentran en las cabeceras de los valles o cubriendo el fondo o márgenes de los mismos. Depósitos Fluvioglaciares, corresponde al material acarreado por los ríos o quebradas, guardando relación con el proceso erosivo; como consecuencia se han formado terrazas de material aluvial en los márgenes de los ríos y los más recientes en el lecho. Depósitos Coluviales, se encuentran al pie de las escarpas de las laderas de los cerros como material de escombros constituido por gravas y bloques sub-angulosos, con matriz arenosa y limosa. Depósitos de deslizamientos, corresponden a pequeños fenómenos de geodinámicas reconocidas y producidas en las laderas de los valles y quebradas.

1.2 Geología local.

Las rocas que contienen las dos formas de mineralización están formadas por una secuencia plegada de sedimentos cretáceos continentales, en los extremos este y oeste de la mina, conocidos como Formación Casapalca, con dos miembros litológicos: el miembro inferior “Capas Rojas”, formado por areniscas, limolitas y lutitas rojizas, con algunos niveles de calizas blanquecinas y el miembro superior conocido como conglomerado Carmen formado por areniscas arcillosas silicificadas de color rojizo, blanqueadas por efecto de la alteración hidrotermal, con algunos horizontes lenticulares de conglomerados. Los rodados de estos conglomerados son muy redondeados, de un tamaño bastante uniforme compuesto principalmente por cuarcitas de grano fino de la formación Goyllarizquisga, y en menor proporción por calizas de la

formación Jumasha, areniscas arcillosas pertenecientes a las capas Rojas y aún en menor proporción por chert que se supone sean inclusiones de las calizas Jumasha; es en este miembro donde se encuentra emplazada los cuerpos mineralizados. Es importante indicar que las vetas en las Capas Rojas forman pequeños lazos sigmoide y fracturamientos con relleno de mineral y en el conglomerado Carmen forman cuerpos de mineral relleno la matriz de los conglomerados.

Ligeramente concordantes se presentan las rocas de la formación Carlos Francisco, compuestas al piso por el “Conglomerado Tablachaca” con clastos redondeados de cuarcita, volcánicos andesíticos y menor cantidad de clastos calcáreos; y al techo de la secuencia, se presenta un conjunto de derrames volcánicos andesíticos e intrusiones subvolcánicas que en conjunto afloran en la parte central y superior de Casapalca. Intrusiones hipabisales dioríticas porfiríticas a granodioríticas, se presentan en el sector central y noreste de la zona de vetas, conocidos como Pórfidos Taruca y Victoria. En estos volcánicos de la formación Carlos Francisco e intrusivos se encuentra la mineralización de vetas, en la cual presentan ensanchamientos y ramales mineralizados.

Al Sur, en la parte alta y formando parte de un sinclinal, se presentan afloramientos de calizas grises de la Formación Bellavista. Estas rocas también se fracturan favorablemente para el emplazamiento de vetas con mineralización económica.

A continuación en la figura 1 se presenta el modelo de la columna regional de la zona.

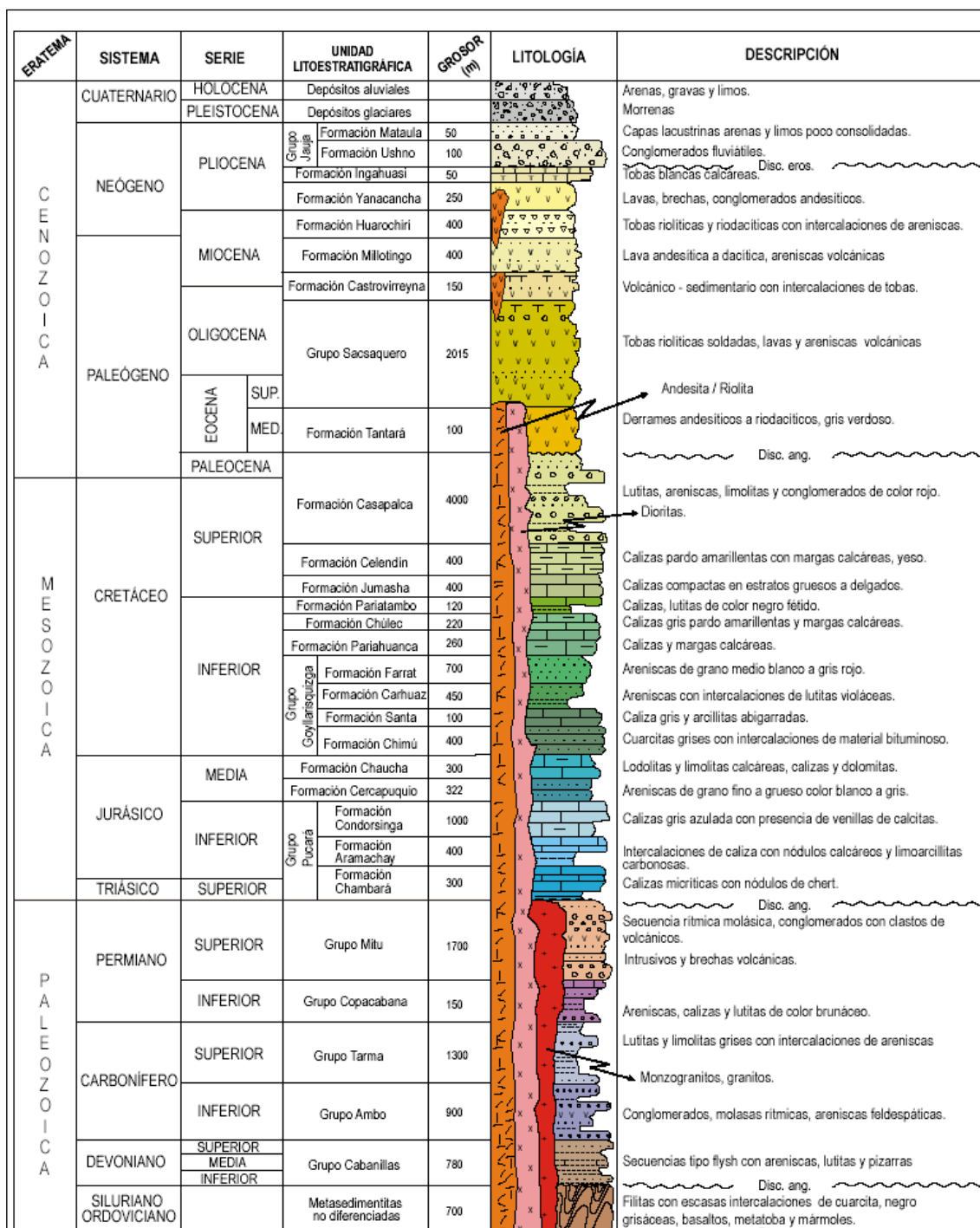


Figura N°1: Geología Local

1.3 Geología estructural.

La geología estructural es muy importante en la mina, debido a que estos múltiples movimientos durante la tectónica andina han generado la formación del marco estructural presente en la zona, aprovechando de estas grandes zonas débiles previamente formadas, para el emplazamiento de la mineralización durante el Mioceno Tardío.

El sistema de esfuerzos producidos en los ciclos de la tectónica Andina, en el Terciario y pleistoceno en el centro del Perú en especial en la región de Casapalca, San Cristóbal y Morococha han formado un sistema de estructuras extensas con pliegues, fallas y fracturas que controlan el emplazamiento de los intrusivos y la mineralización de las vetas.

El patrón estructural regional sigue el alineamiento general de los Andes Peruanos (N10°-30°W). Localmente las rocas se presentan plegadas formando anticlinales y sinclinales. A este sistema corresponde la falla Americana. Fallas transversales de los sistemas N50°E a N75°W cruzan la secuencia litológica y desplazan dextralmente a estas. Las principales vetas se han emplazado en el sistema Noreste.

Estructuralmente, la gran estructura Esperanza – Mariana – Mercedes por el Norte y la gran estructura Oroya - Oroya Piso - Oroya 1 al Sur, forman un gran lazo sigmoide de unos 4 Km. de longitud, con abundantes lazos sigmoide menores y ramales (split) que se presentan con mineralización económicamente explotable.

La zona de Cuerpos está relacionado directamente al fracturamiento del rumbo de vetas e influenciado por las cercanías de los mismos.

1.3.1 Anticlinales-Sinclinales.

Se puede destacar que el gran sinclinal de Pumatarea-Aguascocha, el cual tiene una dirección de NW-SE y una longitud de hasta 9 km. el cual controla todo el sector, además se tiene el anticlinal de Casapalca que tiene hasta 2 km. con su eje paralelo al sinclinal, y el anticlinal de Antupuquio de 1 km. de longitud con su eje paralelo al eje del sinclinal.

Este plegamiento controla todo el fallamiento y fracturamiento transversal al eje del sinclinal que es la principal estructura debido a que la mineralización se emplazó en estas estructuras.

1.3.2 Fallas y Fracturas.

Las estructuras con importancia en el distrito minero de Casapalca son las fallas perpendiculares al eje del sinclinal Pumatarea-Aguascocha, que tienen una dirección N-S y se encuentran rellenadas de soluciones hidrotermales, y en algunos casos sirvieron como vías para la circulación de dichas soluciones.

Las fallas y fracturas están controladas por las rocas encajonantes de acuerdo a su competencia, por ejemplo las lutitas y conglomerados de la Fm. Casapalca permiten la fuerte alteración y el fuerte fracturamiento respectivamente y en otros casos cuando la roca no es favorable se observan solo fracturas menores como en la roca del miembro Tablachaca.

1.4 Geología económica.

1.4.1 Generalidades.

La Mina de nuestra unidad es un yacimiento poli metálico del tipo “cordillerano” con minerales de plata plomo, zinc y cobre, cuya mineralogía cambia de acuerdo al zoneamiento vertical y horizontal, debido al carácter

mesotermal de las vetas, estas van a tener una gran extensión vertical que alcanzaría por debajo de la cota 4.400 m.s.n.m.

En las rocas sedimentarias se emplazan cuerpos mineralizados de forma muy irregular, producto del re-emplazamiento de la matriz calcárea por soluciones hidrotermales. Con presencia de alteración propilitica y silicificación muy leve a regular.

1.4.2 Mineralización.

En este distrito minero se presentan varias clases de mineralizaciones siendo las principales las vetiforme con relleno de fracturas, las vetas son de carácter mesotermal que indica su gran profundidad de mineralización y las de re-emplazamiento. También existen mantos no reconocidos y brechas hidrotermales, todos ellos con diferentes características y grados de mineralización.

Vetas.

Este tipo de mineralización corta toda la secuencia litológica desde las Capas Rojas, los Conglomerados Carmen y Tablachaca, los Volcánicos Carlos Francisco y las calizas Bellavista. Son cuerpos tabulares con anchos de 0.20 m. a 2.50 m., con ensanchamientos locales; cuando cruzan los conglomerados forman cuerpos de relleno de intersticios de la brecha formando “cuerpos” mineralizados de mayor ancho. Dentro del distrito minero ocurren cuatro estructuras mayores (principales) acompañadas de otras estructuras menores, siendo estas:

Esperanza-Mariana-Mercedes.

Es la misma estructura que tiene estos nombres por tramos. La extensión acumulada en superficie alcanza 3000 m, la cual se une con la veta 5 en el extremo Este. Tiene rumbo N40°E-50°E y buzamiento 75°N -80° NO, se presenta dentro de la formación. Actualmente se viene trabajando hasta el nivel 10 (3930 m.s.n.m.) y con proyecciones hasta el nivel 14, la mineralización se presenta en forma de venas irregulares, con potencias de 0.30 m. a 0.50 m. con relleno de tetraedrita, esfalerita y galena. Como ganga venas de cuarzo y principalmente carbonatos (calcita y rodocrosita). En algunas labores se observa mineralización en textura bandeada.

Vetas Oroya.

Este sistema en superficie alcanza una extensión de 3500 m. de afloramientos discontinuos, con rumbo N 75° E a N 55° E, es por ahora el más importante de la mina. La mejor expresión mineralógica y estructural esta en la parte media y oeste, dentro de los volcánicos y pórfidos de la formación Carlos Francisco. En la parte central han sido desarrolladas las vetas Oroya, Oroya Piso y Oroya Techo.

La veta Oroya ha sido trabajada y explotada desde el nivel 4820, trabajándose en la actualidad hasta el nivel 10 (3930 m.s.n.m.). La mineralización se presenta en bandas de 0.40 m. a 1.50 m., dentro de estructuras de mayor ancho con ganga de carbonatos (rodocrosita) y cuarzo. Otra textura en escarpela y brecha es característica de esta veta, con múltiples eventos mineralizantes, con relleno de tetraedrita, esfalerita, galena y abundante pirita diseminada dentro del pórfido andesítico (cajas piso y techo).

La veta Oroya Piso es la segunda veta en importancia por las reservas que contiene. Ha sido explotada desde el nivel 4580 (donde se une a la veta Oroya), actualmente se está trabajando hasta el nivel 10 (3930 m.s.n.m.), las características mineralógicas son similares a veta Oroya, con una cierta cantidad mayor de esfalerita en su composición de la veta.

La veta Oroya I es la tercera en importancia de este sistema, se presenta hacia el Noreste de la veta Oroya. Ha sido explotada del nivel 4670 al nivel 11 con mineralización en una longitud de 450 m. Actualmente se viene desarrollando labores de exploración en el nivel 7, para comprobar su continuidad en profundidad.

Zona de Cuerpos.

La zona de Cuerpos es parte de las estructuras mineralizadas del distrito minero de Casapalca, se encuentra ubicado al NE del campamento El Carmen (ubicación de las oficinas de operación mina). Se tiene dos tipos de mineralización:

Relleno de fracturas, las venillas se encuentran con rumbo de las vetas principales, su mineralización es de galena, tetraedrita y carbonatos.

Reemplazamiento, se presenta siguiendo el rumbo de los estratos/horizontes de areniscas calcáreas y/o reemplazando los clastos y/o matriz calcárea en el conglomerado, presenta minerales de esfalerita y galena.

Cuerpos de Mineral.

En la zona de Cuerpos la mina es productora principal de Zinc (Marmatita y Esfalerita) y en menor cantidad plata (Tetraedrita, freibergita), plomo

(Galena), y cobre (Calcopirita). Los minerales de ganga están representados principalmente por pirita, calcita, rodocrosita, rodonita y cuarzo.

Brechas.

La mineralización en las brechas estarían relacionadas a las fracturas que pasan por la brecha. Estas fracturas sirven de conducto a través del cual circularon las soluciones hidrotermales. La brecha hidrotermal Huayracancha puede tener importancia si está controlada por fallas que serían el conducto a través del cual pueden ascender soluciones mineralizantes cuando las circunstancias lo permitan se podría explorar con perforación diamantina.

Mantos.

En la zona de Oroya Este se presenta un manto de 1.2 m. de ancho reemplazando a horizontes de lutitas calcáreas y margas que se extienden pocos metros al norte y al sur respectivamente desde la Veta 5 que sería el conducto a través del cual ascendieron las soluciones. El afloramiento de estos mantos contiene óxidos de manganeso, el contenido de manganeso tienen relación directa con el contenido de plata.

1.5 Alteración.

En las zonas de Oroya la cual presenta rocas encajonantes o rocas cajas de composición volcánica del tipo andesita de textura porfiritica, la alteración hidrotermal es en su mayoría de silicificación, piritización, argilización, en zonas aledañas a las vetas y propilitización en las zonas alejadas.

En las zonas de cuerpos la cual la roca caja es de tipo sedimentaria, pertenecientes al Miembro Carmen (formados por areniscas y conglomerados)

alteración hidrotermal es principalmente propilitización, argilización y silicificación.

1.6 Controles de la mineralización.

En la zona del yacimiento casapalca existe una estrecha relación entre los controles estructurales y litológicos, la mineralización, está íntimamente controlada por el fracturamiento de la roca huésped y por las características litológicas.

1.7 Profundidad de la alimentación.

Siendo la mina un yacimiento del tipo cordillerano y de carácter mesotermal la mineralización baja por lo menos 2,000 m.

Las grandes fracturas estarían asociadas al sinclinal de Pumatarea - Aguascocha estas bajarían cientos de metros y sirven de conductos de las soluciones mineralizantes.

CAPITULO II

ASPECTOS MINEROS

Se utiliza dos métodos de explotación, en la zona Oroya y Esperanza, se aplica el método de explotación en shirinkage estático (corte y relleno ascendente convencional). En la zona de cuerpos se utiliza el método de corte y relleno ascendente mecanizado, con perforación de taladros largos paralelos y en abanicos.

2.1 Operaciones Mineras.

2.1.1 Tipos de labores mineras.

En la zona de Cuerpos, Oroya y Esperanza se realiza operación minera de track less, Scoop transmecanizados, para lo cual se ejecutan diferentes labores mineras como: las rampas, las chimeneas, las galerías, los cruceros y las ventanas. Las rampas son labores de acceso hacia los niveles de explotación, tiene una sección de 3.5x3.5m. con gradientes que varía de 12% a 15%, con un radio de curvatura que varían de 10% a 12%. Tienen como punto de inicio el nivel 4 de donde se realizan en forma negativa y positiva. Para la perforación se utilizan maquina convencional de perforación Jack Leg, con un barreno 6' de longitud en forma horizontal o con una cierta inclinación. En la voladura se

utilizan dinamita de 65% como cebo y ANFO como explosivo de rompimiento; además de los accesorios de voladura como la mecha lenta o ignited cord. Para la limpieza se cuenta con Scoop Trams y Damper los cuales tienen una capacidad de 2.5 y de 3 toneladas y el segundo una capacidad de 15 toneladas. Las chimeneas son construcciones verticales cuya finalidad es ventilar las labores mineras. Para la perforación de las chimeneas se tiene máquina neumática Jack Leg con una profundidad de taladro de 6'. En la voladura se utilizan como accesorios los faneles con retardo, ignited cord y mecha lenta ya que son chimeneas de gran longitud, como explosivo se utiliza el ANFO, como cebo dinamita. En la limpieza apoya los scoops y dampers. Las galerías son labores horizontales realizadas con una sección de 3.5x3.5 m, que se ejecutan en los niveles principales, son de forma paralelas entre ellas, y que para interceptarse se realizan cruceros, dejando un pilar de hasta 10 m. Los cruceros parten desde las galerías con las mismas secciones en forma perpendicular a ellas pero su fin es atravesar el área exploratoria. Las ventanas presentan la misma sección, pero su función principal es acceder al cuerpo mineralizado y realizar su preparación para la explotación.

2.2 Control de calidad en minería.

El trabajo de control de calidad de minerales en la Cía. Minera es de real importancia para el área de Geología, pues son los indicadores de manejo diario de la explotación día a día.

El control consiste en verificar si todo ocurre de conformidad con un plan adoptado (programa de producción y avance mensual) por una empresa, con las instrucciones emitidas y con los principios establecidos.

El objetivo de control de calidad es prever y corregir los errores, ello se lograra al detectar e indicar los errores de planeación (leyes altas o tonelaje alto que no son acorde al tajo programado).

2.2.1 Muestreo.

Es el proceso de tener una pequeña porción del yacimiento en exploración de modo que sea la mejor representación del yacimiento.

El muestreo es uno de los medios más importantes en el control de calidad, que proporciona las leyes de cada tajo y por ende del yacimiento en explotación.

El tipo de muestreo que se realiza es del tipo sistemático, cada 3 m. (normalmente) y cada 2 m. (para criterios de cubicación). El método de muestreo que se aplica es de canal y por puntos. En Compañía Minera las muestra que se envían para su análisis son reportados en: Ag en Oz/TM; el Pb, Cu y Zn en %.

La muestra debe ser representativa, proporcional y excenta de todo contaminante ajena a su origen.

El muestreo en número permite conocer el contenido del mineral del yacimiento, planificar una exploración racional, controlar el valor del mineral en las operaciones de extracción, calcular las reservas del yacimiento en exploración y realizar estudios mineralógicos requeridos por el área de geología.

2.2.2 Control de calidad de los tajos- zona Esperanza, Oroya y Cuerpos.

Las zonas de cuerpos y de Oroya son las más importantes de la Mina. Ellas producen aproximadamente el 50% y 30% de la producción total

respectivamente. A la fecha se vienen trabajando un total de 31 tajos, las cuales se encuentran distribuidas en Veta Oroya, Oroya piso, Oroya Split y Oroya Caja Techo. En la zona de Esperanza se presenta un total de 15 tajos comprendidos en la veta Esperanza. Las leyes de cabeza, ancho de minado y sobre derribo con las que se trabajan en zona Oroya y zona de Esperanza se indican en la siguiente Tabla 1.0.

Tabla 1.0: leyes de cabeza.

Labor	T.M.S	Ancho de Veta	Ag Oz/TC	Pb %	Cu %	Zn %	Sobrederribo
Zona Oroya	20, 000	1.95	5.80	2.11	0.21	2.63	0.05
Zona Esperanza		1.2	5.41	0.94	0.25	1.97	0.2
Zona cuerpos							

2.2.3 Trabajo de gabinete.

La principal tarea en gabinete es el cálculo de leyes, el cual nos sirve para obtener diferentes tipos de leyes: Ley promedio, ley diluida, ley castigada, finalmente ley diluida y castigada; todo ello para valorizar el mineral y ver si pasa de corte.

El cálculo de leyes de cada tajo nos ayuda a identificar los tramos de alta mineralización y zona pobre. Esto nos permite realizar al día siguiente la tarea de volver al tajo para contornear con leyes reales.

El trabajo de cálculo de leyes es también importante debido a que permite contrastar con las leyes obtenidas mediante el análisis químico.

Toda la información del cálculo semanal de leyes es almacenada para posteriores usos de cubicación semestral.

2.2.4 Trabajo en interior mina.

La labor prioritaria en los tajos es perfilar la estructura mineralizada económica y las cajas que puedan contener mineralización diseminada. Mediante este perfilado se controla que el sobre derribo este dentro de lo permitido, para lo cual se dan instrucciones precisas al operador perforista. Esta operación de control se hace en estrecha colaboración con el departamento de geología.

CAPITULO III

PLANTA CONCENTRADORA

3.1 Descripción del circuito de chancado.

El objetivo de esta área es de generar la mayor reducción posible del mineral de cabeza, el cual llega a un tamaño 80% menos malla ¼”, para que luego pase a la sección de molienda con una granulometría fina, y como consecuencia se pase buen tonelaje por reducción de la carga circulante y el proceso de flotación se realice satisfactoriamente. Para este objetivo la planta concentradora Berna II, cuenta con un circuito de chancado dividido en cuatro etapas (ver figura 10).

Chancado primario.

La descarga del tolván de gruesos con mineral proveniente de mina o de las canchas de almacenamiento, tienen un tamaño máximo aproximado de 20”, es clasificado mediante el alimentador grizzly vibratorio 4’x8’ con una abertura de 4”, las partículas mayores a 4” (over size) alimentan a la chancadora de quijadas C-110 (110cmx80cm) marca Metso (cuyas características se presentan en la figura 2 y tabla 1.1) que opera con un set promedio de 4½”. Podemos observar según la tabla 1.3 que el over size de la grizzly es

prácticamente el 50% menos malla 4", el cual es un tamaño bastante adecuado para alimentar a la chancadora C-110. Según la tabla 1.4 podemos evidenciar que el under size es 84% menos malla 4", esto es positivo por la granulometría fina para la siguiente etapa de chancado. Las partículas menores a 4" (under size) y el producto de la chancadora de quijadas son descargadas a la faja transportadora A (42" ancho) que a su vez alimenta a la faja transportadora B (42" ancho), que transporta el mineral hacia una zaranda vibratoria de un solo piso 6'x16' (zaranda vibratoria N°1). En este tramo están instalados el electroimán y el detector de metales cuya función es de evitar que pasen inchancables que pueden dañar los forros de las chancadoras.

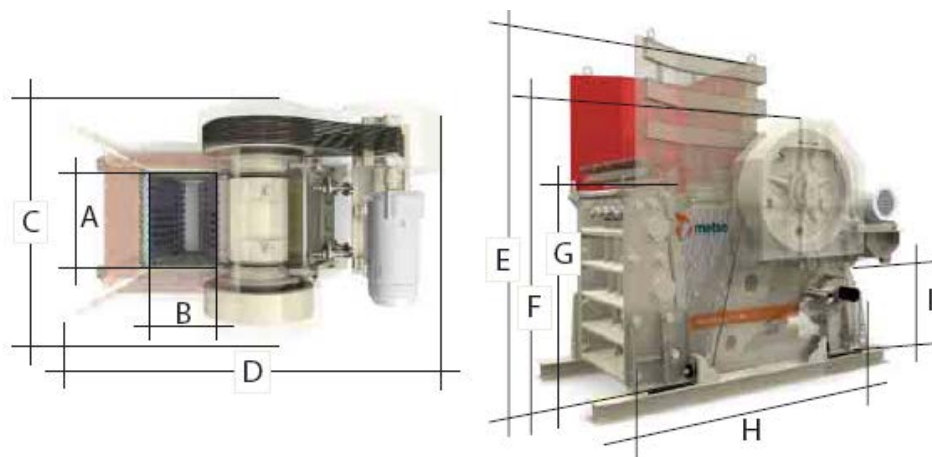


Figura 2: Dimensiones de la Chancadora de Mandíbula C-110

Tabla 3.1: Dimensiones y pesos de la C-110

Dimensiones y pesos												
		C95	C105	C80	C100	C3054	C110	C125	C140	C145	C160	C200
A	mm	930	1060	800	1000	1375	1100	1250	1400	1400	1600	2000
B	mm	580	700	510	760	760	850	950	1070	1100	1200	1500
C	mm	1755	2030	1526	2420	2640	2385	2800	3010	3110	3700	4040
D	mm	2880	3320	2577	3670	3540	3770	4100	4400	4600	5900	6700
E	mm	1610	2075	1990	2890	2470	2890	3440	3950	4100	4580	4950
F	mm	1460	2005	1750	2490	2470	2750	2980	3140	3410	3750	4465
G	mm	755	1135	1200	1700	1080	1940	2100	2260	2430	2650	2800
H	mm	2500	2630	2100	2965	2950	2820	3470	3755	3855	4280	4870
I	mm	465	700	625	775	690	580	980	1050	1050	1300	1400
Peso de la trituradora básica	kg	9 759	14 350	7 670	20 060	25 900	25 800	37 970	48 250	55 800	71 330	121 510
Peso de la trituradora en operación	kg	11 870	17 050	9 520	23 300	30 300	29 500	43 910	55 600	65 000	83 300	137 160

Chancado secundario.

En esta sección se cuenta con una chancadora HP-400 (estándar medio) marca Metso que opera en serie con la zaranda vibratoria N°1: 6'x16' cuya malla de operación es de [3(2") y 1(1½")] de abertura. El under size (partículas menores a 2") de la zaranda vibratoria N°1 es descargada a la faja transportadora C y el over size (partículas mayores a 1½") ingresa a la chancadora que trabaja con un set de 1¼" para su reducción (ver figura 3 y tabla 1.2) para que el producto pase a la faja transportadora C, Según la tabla 1.5 la granulometría de la faja A

y B es de 49.1% menos malla 2", por lo tanto como las mallas en la zaranda N°1 son en su mayoría son de 2" esto aliviara la chancadora secundaria y por lo tanto el tonelaje serán constante, además que la eficiencia de la zaranda N°1 se mantendrá en 70.6% (ver tabla 1.6). En la figura N°4 se observa las curvas de distribución granulométrica de la zaranda vibratoria N°1. El producto total de esta etapa de chancado pasara a la siguiente etapa de chancado. Según las tablas 1.7 y 1.8 el radio de reducción de la chancadora secundaria es de 3.87.

Chancado terciario.

En esta etapa se cuenta con una chancadora HP-400 marca Metso (estándar fino) y con una zaranda vibratoria N°2 (doble deck) de 6'x16' cuya malla superior es de 1" de abertura y la malla inferior es [3(1/2") y 1(3/8")] de abertura. El over size (partículas mayores a 1") ingresa a la chancadora terciaria HP-400 que tiene un set de 3/4". Las partículas menores a 1" (under size) y las partículas mayores de 1/2"(over size) es alimento del chut auxiliar cuya descarga va a la faja transportadora N°3 conjuntamente con el producto de la chancadora terciaria que es alimento a la siguiente etapa. Según la tabla 1.8 podemos observar que el 62.96% del producto son partículas menores de 1", esto es favorable puesto que como la malla del primer piso de la zaranda N°2 es de 1" estará más aliviada la chancadora y la operación será constante, además que la eficiencia del piso superior se mantendrá en 79.6% (ver tabla 1.9) y la del piso inferior es de 79.1% (ver tabla 2.0). Según los parámetros establecidos en esta área se obtiene un radio de reducción de 2.33 (ver tabla 2.1, figura 5 y 6).

Chancado cuaternario.

En esta área se cuenta con una chancadora HP-400 marca Metso (short head fino) y dos zarandas vibratorias. La primera es una zaranda vibratoria N°3 (doble deck) 6'x16' cuya malla superior es de [1(1") y 3(3/4")] y la malla inferior es [2(1/2") y 2(3/8")] de abertura y la segunda una zaranda vibratoria horizontal N°04 que tiene por mallas [1(1/2") y 3(3/8")] de abertura. La chancadora opera con un set promedio de 1/2".

La zaranda vibratoria N°3 es alimentado por el producto de la chancadora terciario y el over size del piso inferior de la zaranda N°2. La granulometría de alimentación a la zaranda N°3 es de 62.32% -m 1/2" (ver tabla 2.1). La zaranda N°3 da como producto en el piso superior un 98.2% -m 5/8" con una eficiencia de clasificación de 62.0% (ver tabla 2.2). En la figura N°7 se aprecia la distribución granulometría del producto del piso superior de la zaranda N°3. En el piso inferior de la zaranda en mención podemos observar una granulometría de 99.6% - m1/2" y una eficiencia de 49.1% (ver tabla 2.3). En la figura N°8 se observan las curvas de distribución granulometría del piso inferior de la zaranda vibratoria N°3. El radio de reducción de la chancadora cuaternaria es de 1.44 (ver tabla 2.4 y 2.5). La eficiencia de clasificación de la zaranda horizontal N°4 es de 71.9% con under size de 99.9% -m1/2" y 90.8 -m3/9" (ver tabla 2.6). En la figura N°9 se observan las curvas de distribución granulometría de las mallas de la zaranda vibratoria N°4. Finalmente en la figura N°10 se presenta el balance de masa del circuito de chancado.

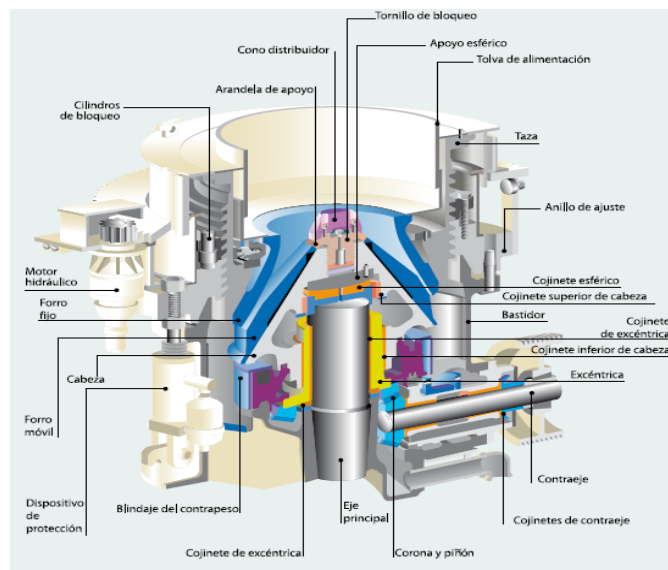
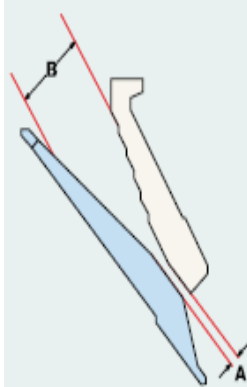


Figura N°3: Partes de la Chancadora HP-400

Tabla 1.2: Cuadro de Medidas de Setting

		STANDARD		CABEZA CORTA	
Tamaño de molino	Cámara	Reglaje Mínimo "A"	Apertura de alimentación "B"	Reglaje Mínimo "A"	Apertura de alimentación "B"
HP100	Extra Fina			6 mm (0.24")	20 mm (0.79")
	Fina			9 mm (0.35")	50 mm (1.97")
	Media			9 mm (0.35")	70 mm (2.76")
	Gruesa			13 mm (0.51")	100 mm (3.94")
	Extragruesa			21 mm (0.83")	150 mm (5.91")
HP200	Extra Fina			6 mm (0.24")	25 mm (0.98")
	Fina	14 mm (0.55")	95 mm (3.74")	6 mm (0.24")	25 mm (0.98")
	Media	17 mm (0.67")	125 mm (4.92")	6 mm (0.24")	54 mm (2.13")
	Gruesa	19 mm (0.75")	185 mm (7.28")	10 mm (0.39")	76 mm (2.99")
	Extragruesa				
HP300	Extra Fina			6 mm (0.24")	25 mm (0.98")
	Fina	13 mm (0.51")	107 mm (4.21")	6 mm (0.24")	25 mm (0.98")
	Media	16 mm (0.63")	150 mm (5.91")	8 mm (0.31")	53 mm (2.09")
	Gruesa	20 mm (0.79")	211 mm (8.31")	10 mm (0.39")	77 mm (3.03")
	Extragruesa	25 mm (0.98")	233 mm (9.17")		
HP400	Extra Fina			6 mm (0.24")	30 mm (1.18")
	Fina	14 mm (0.55")	111 mm (4.37")	6 mm (0.24")	40 mm (1.57")
	Media	20 mm (0.79")	198 mm (7.80")	8 mm (0.31")	52 mm (2.05")
	Gruesa	25 mm (0.98")	252 mm (9.92")	10 mm (0.39")	92 mm (3.62")
	Extragruesa	30 mm (1.18")	299 mm (11.77")		
HP500	Extra Fina			6 mm (0.24")	35 mm (1.38")
	Fina	16 mm (0.63")	133 mm (5.24")	8 mm (0.31")	40 mm (1.57")
	Media	20 mm (0.79")	204 mm (8.03")	10 mm (0.39")	57 mm (2.24")
	Gruesa	25 mm (0.98")	286 mm (11.26")	13 mm (0.51")	95 mm (3.74")
	Extragruesa	30 mm (1.18")	335 mm (13.19")		
HP800	Extra Fina			5 mm (0.20")	33 mm (1.30")
	Fina	16 mm (0.63")	219 mm (8.62")	5 mm (0.20")	33 mm (1.30")
	Media	25 mm (0.98")	267 mm (10.51")	10 mm (0.39")	92 mm (3.62")
	Gruesa	32 mm (1.26")	297 mm (11.69")	13 mm (0.51")	155 mm (6.10")
	Extragruesa	32 mm (1.26")	353 mm (13.90")		



1 El reglaje "A" mínimo puede variar según las características de los materiales y de la velocidad de giro del molino

2 Apertura de alimentación "B" correspondiente al reglaje mínimo "A"

3.1.1 Cuadros de balances de materia de los circuitos de chancado.

Cuadro de balance de materia del circuito de chancado primario.

Tabla 1.3 Análisis granulométrico over size del Grizzly

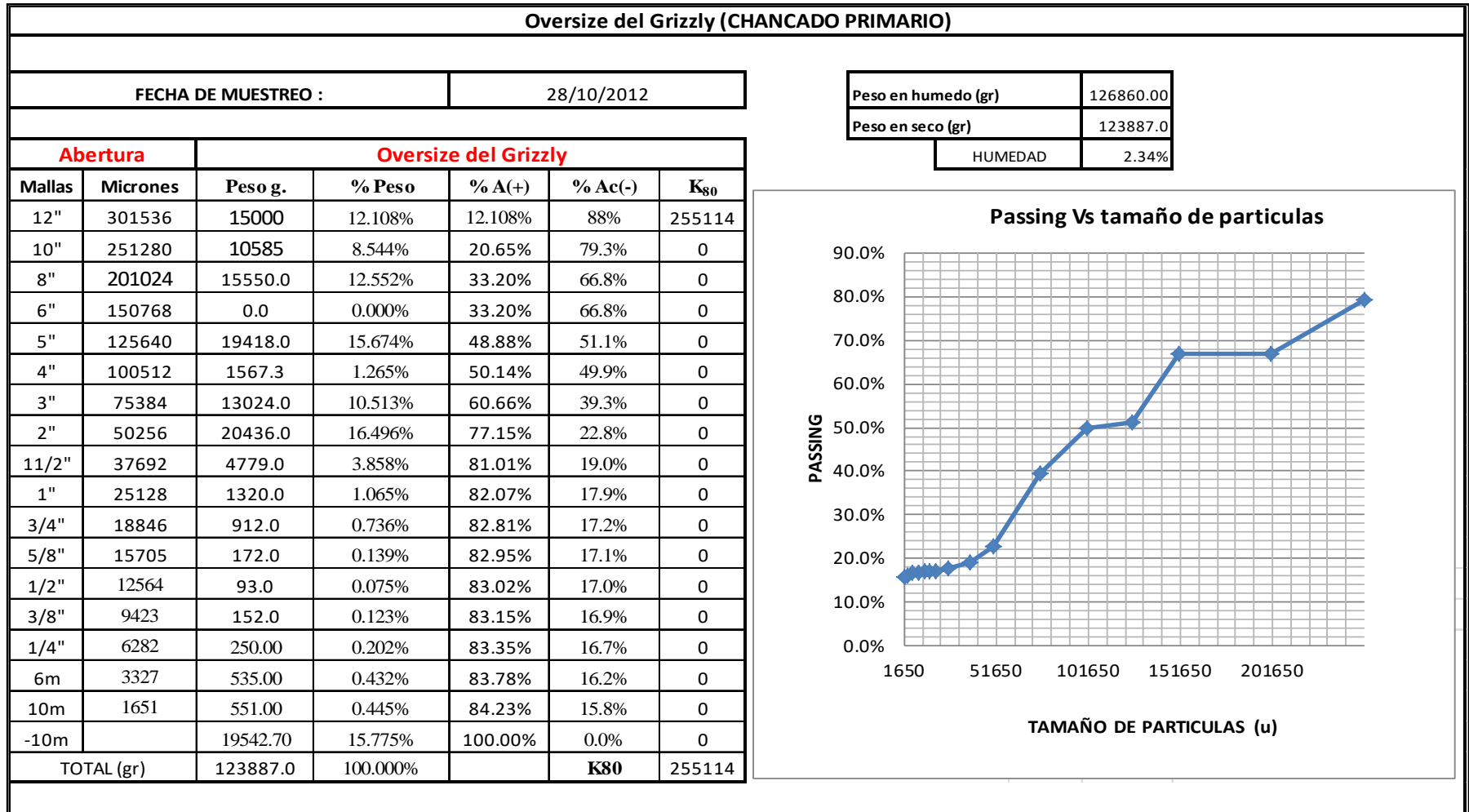


Tabla 1.4 Análisis granulométrico under size del Grizzly

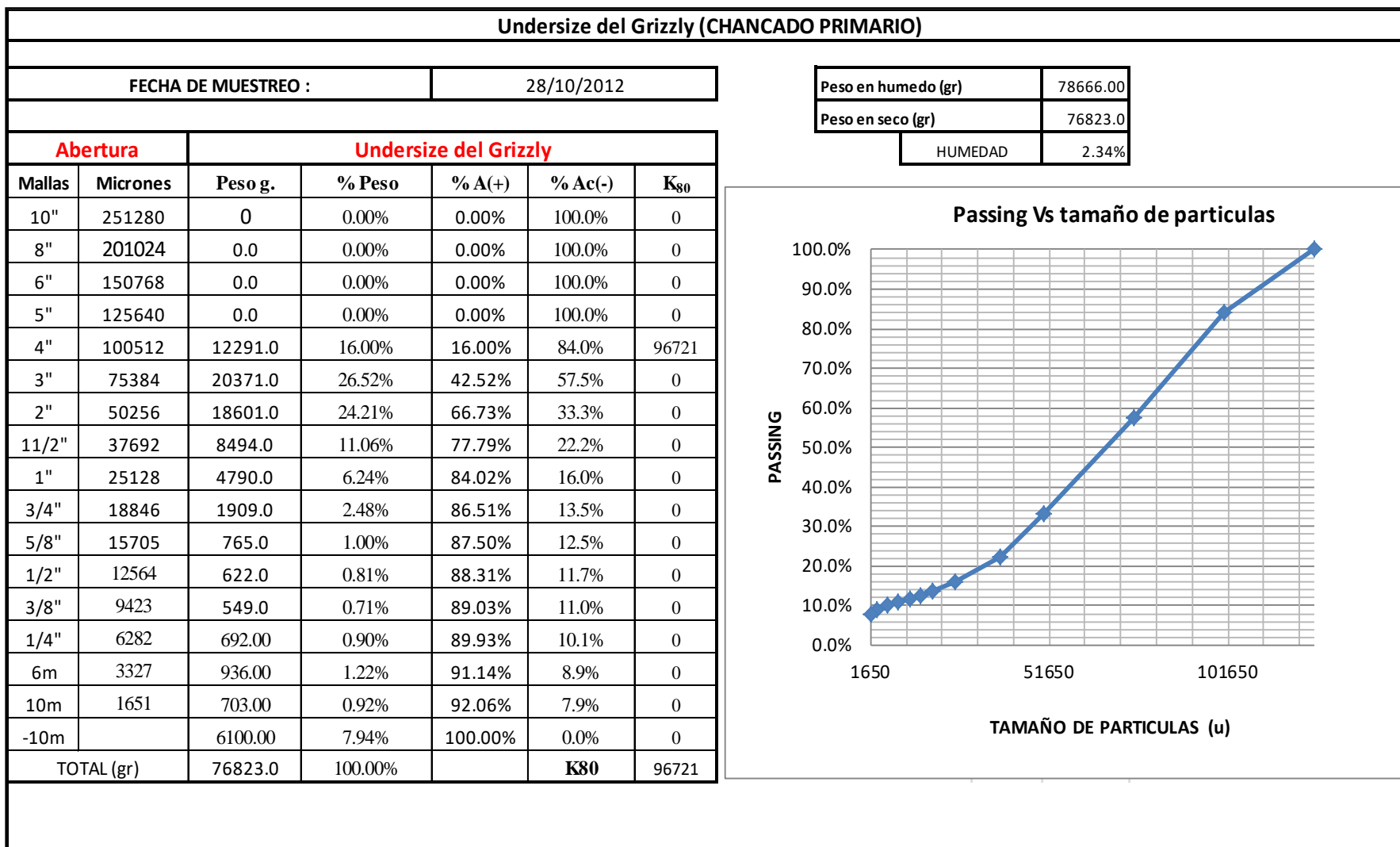
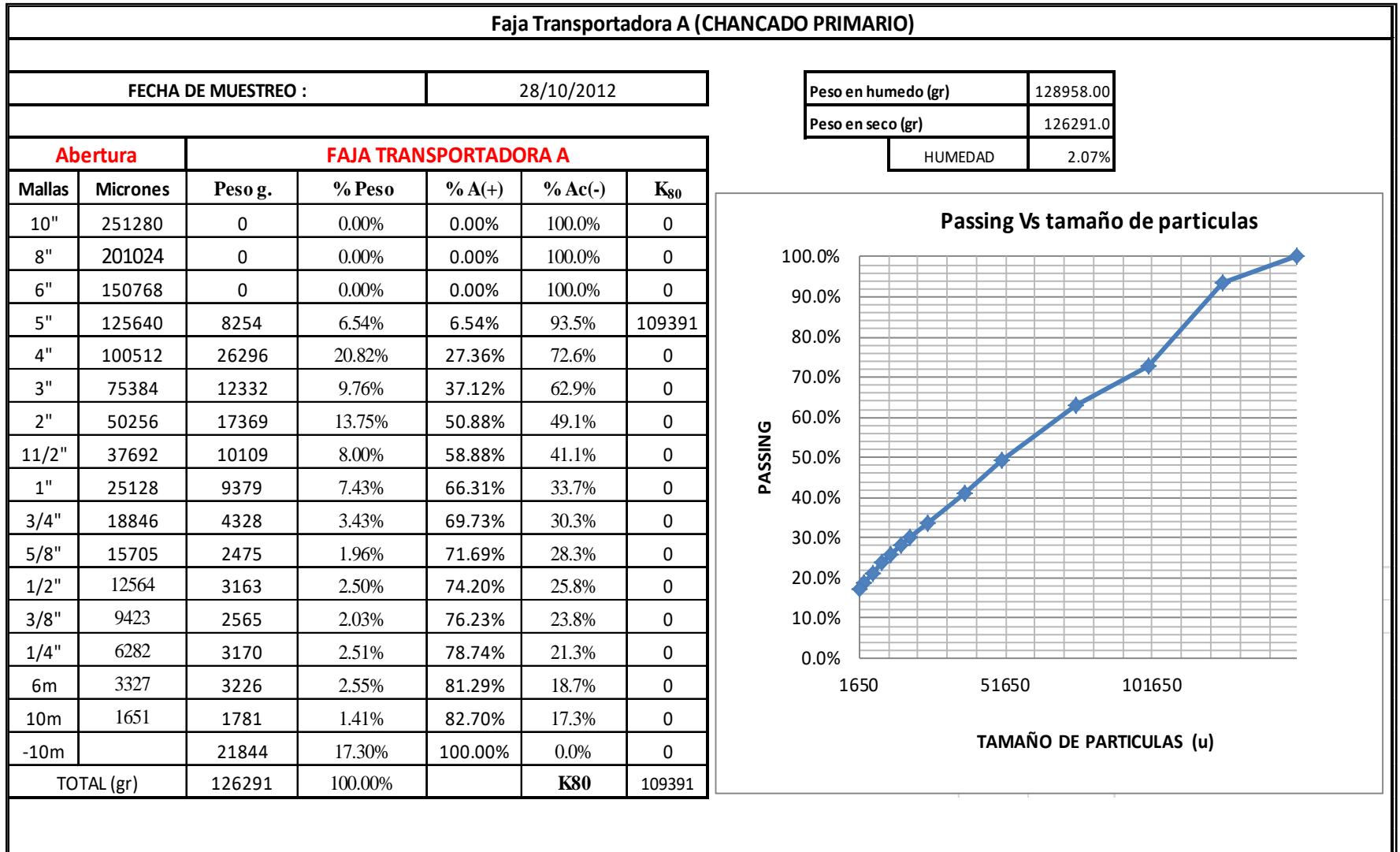


Tabla 1.5 Análisis granulométrico faja transportadora A



Zaranda vibratoria N°1 (Un piso).

Calculo de la eficiencia de la zaranda vibratoria.

Para este cálculo se está considerando todo el piso como una malla uniforme de 6'x16' con abertura de 2".

La eficiencia de la zaranda evaluada es 70.6%.

Tabla 1.6 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°1

ANALISIS GRANULOMETRICO ZARANDA N°1																		
FECHA DE MUESTREO :		28/10/2012					EFICIENCIA DE ZARANDA N°1		70.6%									
Abertura		ALIMENTO ZARANDA VIBRATORIA N°1					OVERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°1					UNDERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°1						
Mallas	Micrones	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀		
10"	251280	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0		
8"	201024	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0		
6"	150768	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	129196	0	0.00%	0.00%	100.0%	0		
5"	125640	8254	6.54%	6.54%	93.5%	109391	17312	23.30%	23.30%	76.7%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0		
4"	100512	26296	20.82%	27.36%	72.6%	0	21195	28.52%	51.82%	48.2%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0		
3"	75384	12332	9.76%	37.12%	62.9%	0	2705	3.64%	55.46%	44.5%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0		
2"	50256	17369	13.75%	50.88%	49.1%	0	16658	22.42%	77.87%	22.1%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0		
1 1/2"	37692	10109	8.00%	58.88%	41.1%	0	3658	4.92%	82.80%	17.2%	0	926	3.54%	3.54%	96.5%	25308		
1"	25128	9379	7.43%	66.31%	33.7%	0	4620	6.22%	89.01%	11.0%	0	4361	16.69%	20.24%	79.8%	0		
3/4"	18846	4328	3.43%	69.73%	30.3%	0	2277	3.06%	92.08%	7.9%	0	2671	10.23%	30.46%	69.5%	0		
5/8"	15705	2475	1.96%	71.69%	28.3%	0	829	1.12%	93.19%	6.8%	0	1665	6.37%	36.84%	63.2%	0		
1/2"	12564	3163	2.50%	74.20%	25.8%	0	1009	1.36%	94.55%	5.4%	0	2026	7.76%	44.59%	55.4%	0		
3/8"	9423	2565	2.03%	76.23%	23.8%	0	847	1.14%	95.69%	4.3%	0	2092	8.01%	52.60%	47.4%	0		
1/4"	6282	3170	2.51%	78.74%	21.3%	0	999	1.34%	97.04%	3.0%	0	2463	9.43%	62.03%	38.0%	0		
6m	3327	3226	2.55%	81.29%	18.7%	0	1154	1.55%	98.59%	1.4%	0	2244	8.59%	70.62%	29.4%	0		
10m	1651	1781	1.41%	82.70%	17.3%	0	726	0.98%	99.57%	0.4%	0	990	3.79%	74.41%	25.6%	0		
-10m		21844.00	17.30%	100.00%	0.0%	0	323.00	0.43%	100.00%	0.0%	0	6684.00	25.59%	100.00%	0.0%	0		
TOTAL (gr)		126291.0	100.00%		K ₈₀	109391	74312.0	100.00%		K ₈₀	129196	26122.0	100.00%		K ₈₀	25308		
Peso en humedo (gr)		128958.00					Peso en humedo (gr)		75900.0					Peso en humedo (gr)		26900.00		
Peso en seco (gr)		126291.0					Peso en seco (gr)		74312.0					Peso en seco (gr)		26122.0		
HUMEDAD		2.07%					HUMEDAD		2.09%					HUMEDAD		2.89%		

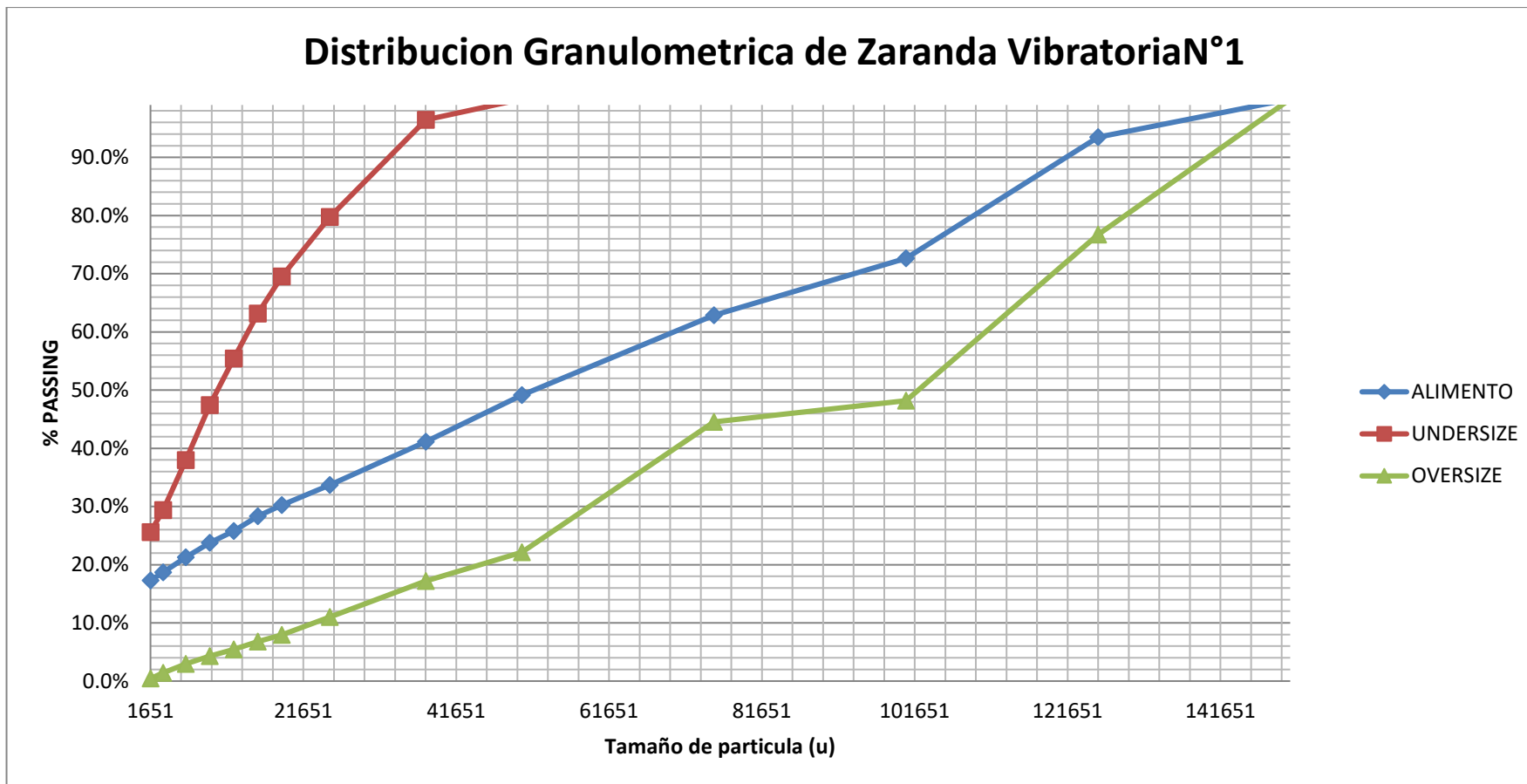


Figura N°4: Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°1

Cuadro de balance de materia del circuito de chancado secundario

Tabla 1.7 Análisis granulométrico (alimento) chancadora secundario cónica HP 400

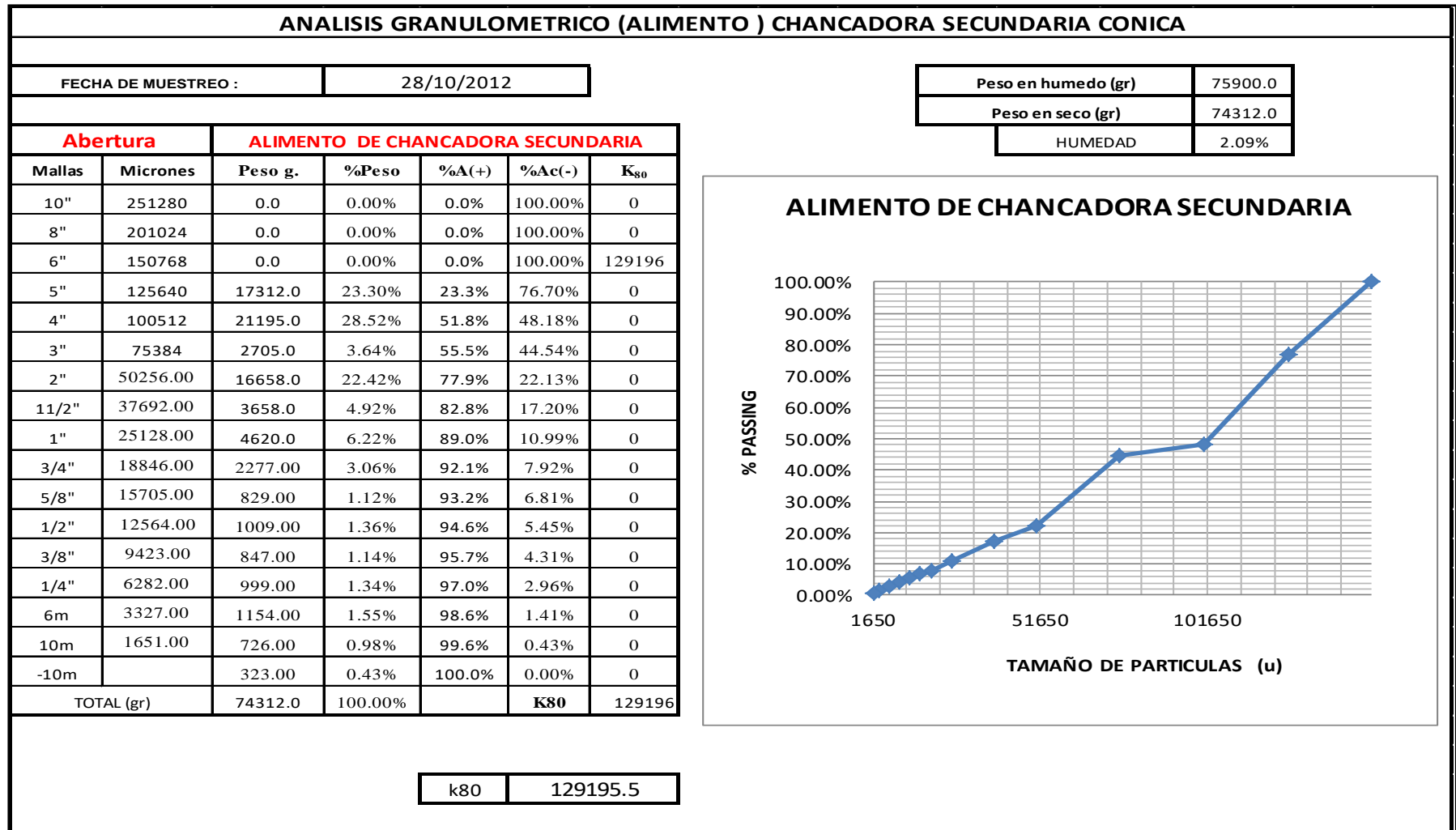
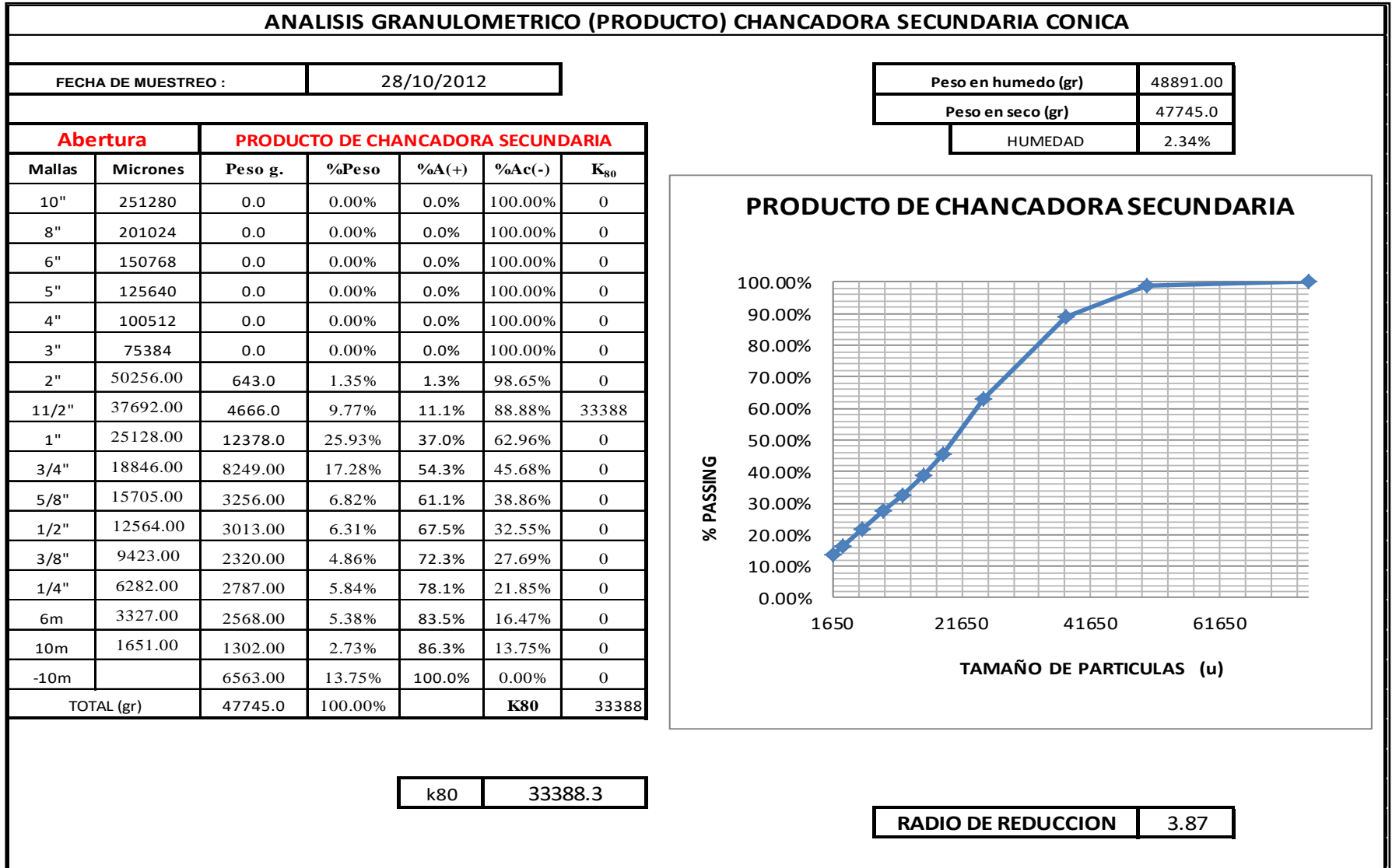


Tabla 1.8 Análisis granulométrico (producto) chancadora secundario cónica HP 400



Zaranda vibratoria N°2 (Dos piso).

Calculo de la eficiencia de la zaranda vibratoria N°2, por pisos.

Para el cálculo de la eficiencia de la zaranda vibratoria se está considerando al primer piso como una malla uniforme de abertura de 1". La eficiencia resultante de la zaranda evaluada (primer piso) es 79.6%.

Para el cálculo de la eficiencia de la zaranda vibratoria se está considerando al segundo piso como una malla uniforme de 14mm de abertura. La eficiencia resultante de la zaranda evaluada (segundo piso) es 79.1%.

Tabla 1.9 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°2 (piso superior)

ANALISIS GRANULOMETRICO ZARANDA N° 2 (Piso Superior)																
FECHA DE MUESTREO :		28/10/2012					EFICIENCIA DE ZARANDA N°2		79.6%							
ABERTURA DE LA MALLA		1"					25128 u									
Abertura		ALIMENTO ZARANDA VIBRATORIA N°2					OVERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°2					UNDERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°2				
Mallas	Micrones	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀
10"	251280	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
8"	201024	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
6"	150768	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
5"	125640	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
4"	100512	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
3"	75384	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
2"	50256	800	1.45%	1.45%	98.6%	0	1500	2.54%	2.54%	97.5%	37850	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
11/2"	37692	1000	1.81%	3.26%	96.7%	30653	10459	17.69%	20.22%	79.8%	0	200	0.78%	0.78%	99.2%	0
1"	25128	16489	29.88%	33.14%	66.9%	0	29941	50.63%	70.85%	29.1%	0	524	2.05%	2.83%	97.2%	0
3/4"	18846	8273	14.99%	48.13%	51.9%	0	8486	14.35%	85.20%	14.8%	0	385	1.51%	4.34%	95.7%	0
5/8"	15705	3301	5.98%	54.11%	45.9%	0	1637	2.77%	87.97%	12.0%	0	694	2.72%	7.06%	92.9%	0
1/2"	12564	3944	7.15%	61.26%	38.7%	0	825	1.40%	89.37%	10.6%	0	1800	7.04%	14.10%	85.9%	10908
3/8"	9423	3345	6.06%	67.32%	32.7%	0	296	0.50%	89.87%	10.1%	0	2860	11.19%	25.29%	74.7%	0
1/4"	6282	3811	6.91%	74.22%	25.8%	0	169	0.29%	90.15%	9.8%	0	4882	19.11%	44.40%	55.6%	0
6m	3327	3521	6.38%	80.60%	19.4%	0	237	0.40%	90.55%	9.4%	0	5106	19.98%	64.38%	35.6%	0
10m	1651	2300	4.17%	84.77%	15.2%	0	322	0.54%	91.10%	8.9%	0	2545	9.96%	74.34%	25.7%	0
-10m		8404.00	15.23%	100.00%	0.0%	0	5264.00	8.90%	100.00%	0.0%	0	6556.00	25.66%	100.00%	0.0%	0
TOTAL (gr)		55188.0	100.00%		K ₈₀	30653	59136.0	100.00%		K ₈₀	37850	25552.0	100.00%		K ₈₀	10908

Peso en humedo (gr)	55842.00	Peso en humedo (gr)	60053.00	Peso en humedo (gr)	26100.00
Peso en seco (gr)	55188.0	Peso en seco (gr)	59136.0	Peso en seco (gr)	25552.0
HUMEDAD	1.17%	HUMEDAD	1.53%	HUMEDAD	2.10%

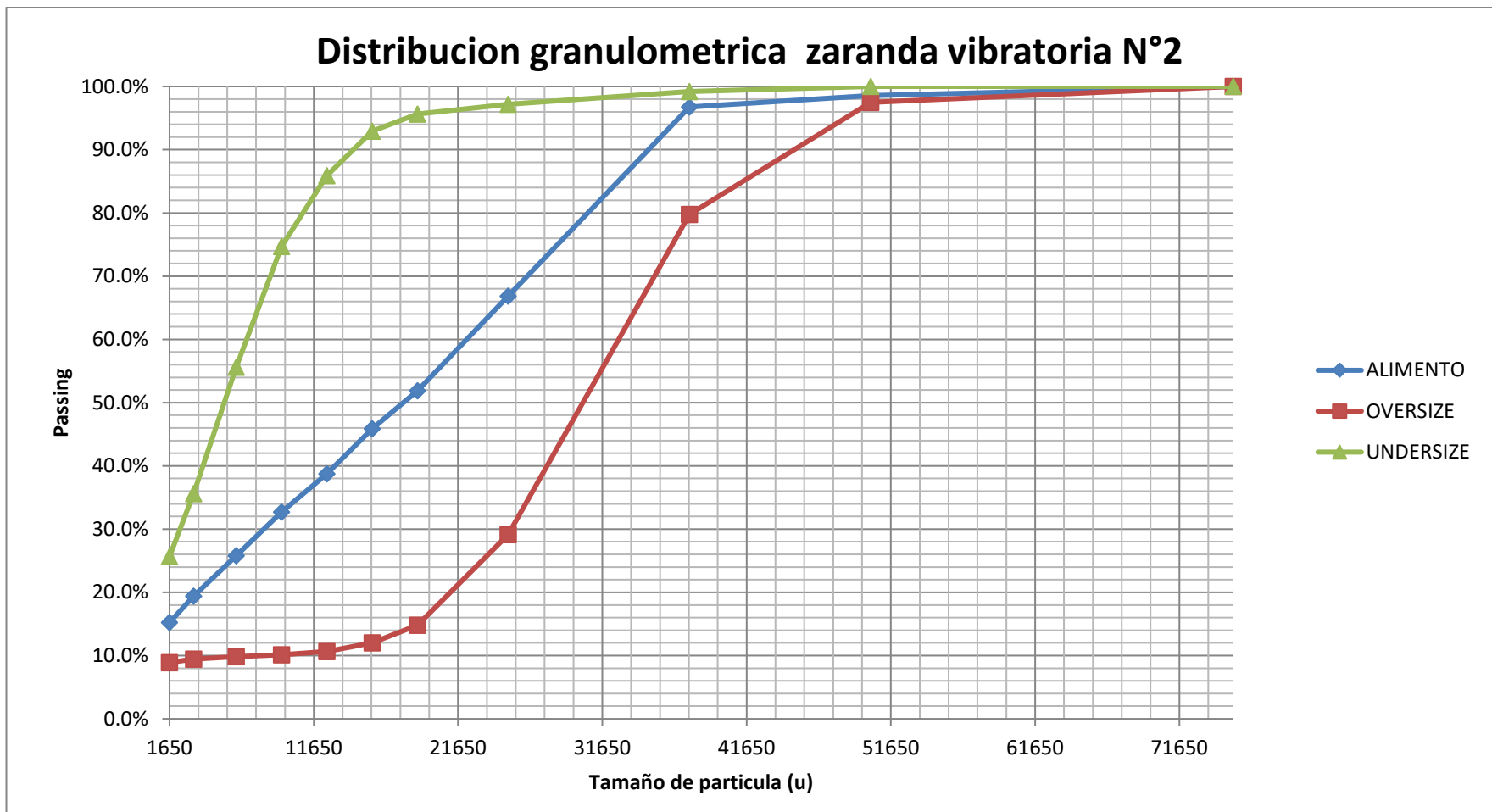


Figura N°5: Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°2 (piso superior)

Tabla 2.0 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°2 (piso inferior)

ABERTURA DE LA MALLA		14mm	13850 u		EFICIENCIA DE ZARANDA N°2						79.1%					
PISO INFERIOR																
Abertura		ALIMENTO ZARANDA VIBRATORIA N°2					OVERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°2					UNDERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°2				
Mallas	Micrones	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K₈₀
10"	251280	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
8"	201024	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
6"	150768	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
5"	125640	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
4"	100512	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
3"	75384	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
2"	50256	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
11/2"	37692	200	0.8%	0.78%	99.2%	0	72	0.27%	0.27%	99.7%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
1"	25128	524	2.1%	2.83%	97.2%	0	940	3.49%	3.75%	96.2%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
3/4"	18846	385	1.5%	4.34%	95.7%	0	2133	7.91%	11.66%	88.3%	16314	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
5/8"	15705	694	2.7%	7.06%	92.9%	0	2788	10.34%	22.00%	78.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
1/2"	12564	1800	7.0%	14.10%	85.9%	10908	7159	26.55%	48.55%	51.4%	0	79	0.24%	0.24%	99.8%	0
3/8"	9423	2860	11.2%	25.29%	74.7%	0	5179	19.21%	67.76%	32.2%	0	1970	5.97%	6.21%	93.8%	7536
1/4"	6282	4882	19.11%	44.40%	55.6%	0	2715	10.07%	77.83%	22.2%	0	7575	22.95%	29.16%	70.8%	0
6m	3327	5106	19.98%	64.38%	35.6%	0	311	1.15%	78.98%	21.0%	0	8435	25.56%	54.72%	45.3%	0
10m	1651	2545	9.96%	74.34%	25.7%	0	294	1.09%	80.07%	19.9%	0	3732	11.31%	66.03%	34.0%	0
-10m		6556.00	25.66%	100.00%	0.0%	0	5373.00	19.93%	100.00%	0.0%	0	11209.00	33.97%	100.00%	0.0%	0
TOTAL (gr)		25552.0	100.00%		K80	10908	26964.0	100.00%		K80	16314	33000.0	100.00%		K80	7536
Abertura		%A(-) Alimento			88.8%			% A(-) Oversize			62.3%					
u	13850															
Peso en humedo (gr)		26100.00		Peso en humedo (gr)		27960.00		Peso en humedo (gr)		34215.00						
Peso en seco (gr)		25552.0		Peso en seco (gr)		26964.0		Peso en seco (gr)		33000.0						
HUMEDAD		2.10%		HUMEDAD		3.56%		HUMEDAD		3.55%						

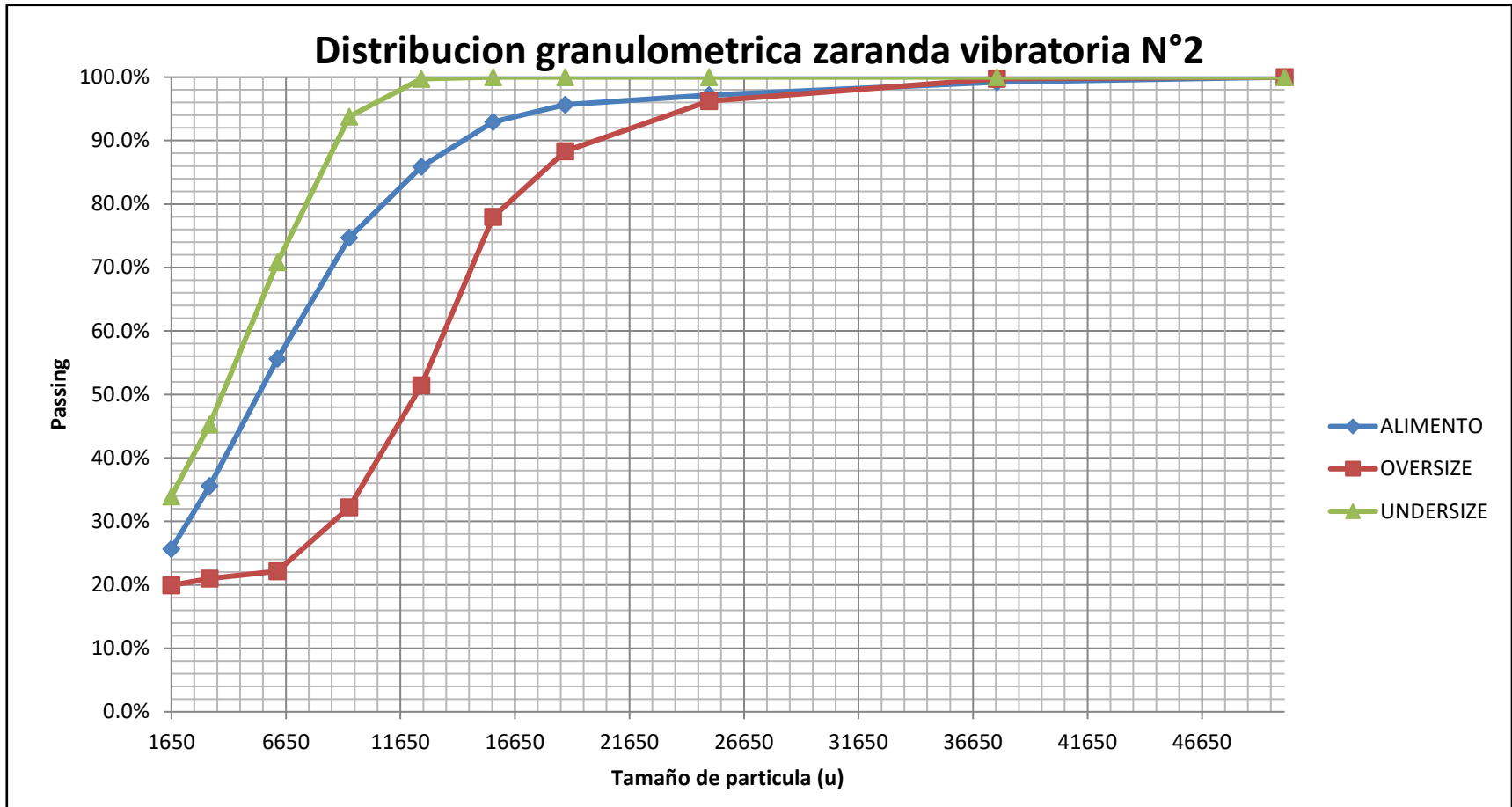
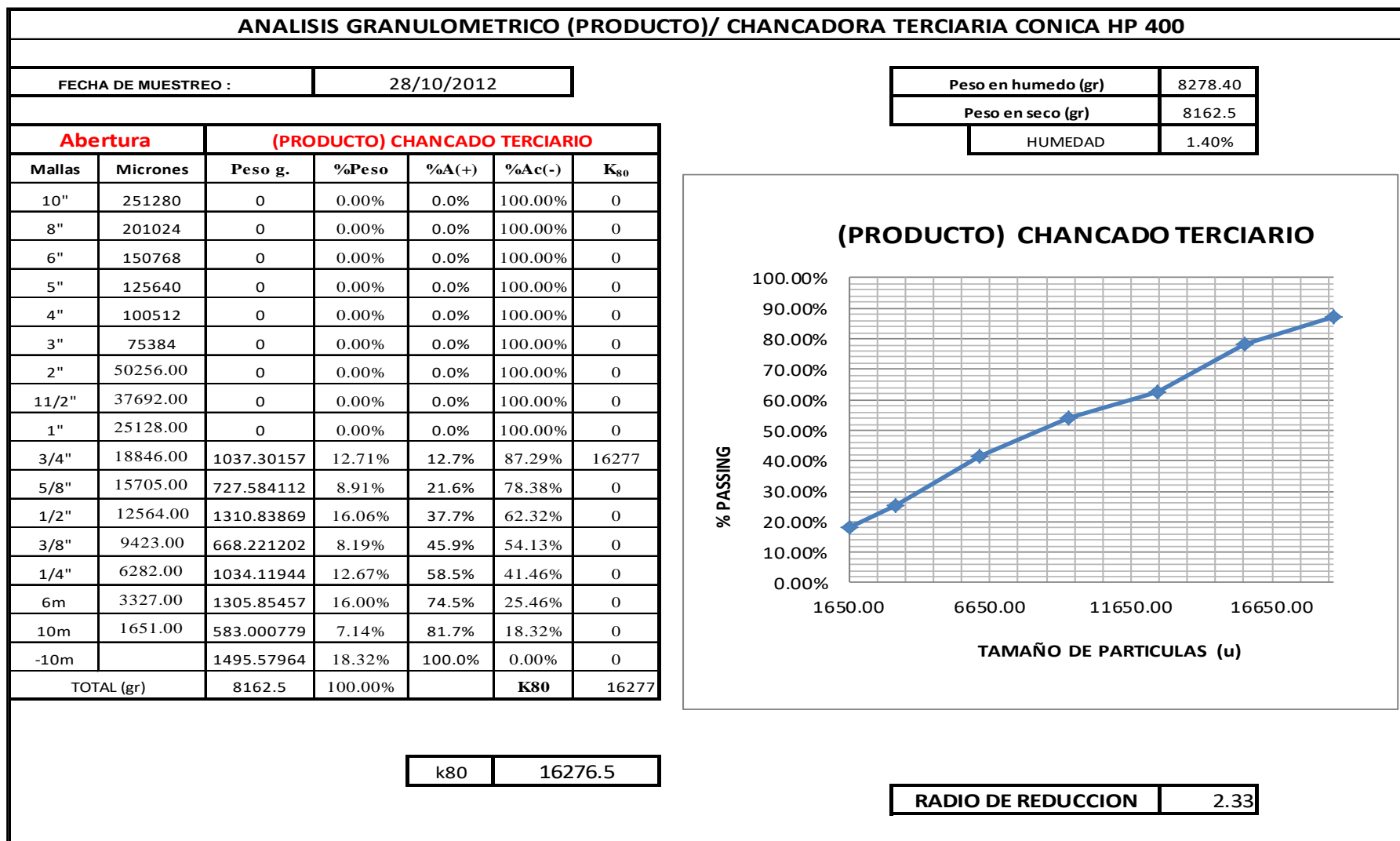


Figura N°6: Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°2 (piso inferior)

Tabla 2.1 Análisis granulométrico (producto) chancadora terciaria cónica HP 400



Zaranda vibratoria N°3 (Dos piso).

Calculo de la eficiencia de la zaranda vibratoria N°3.

Para el cálculo de la eficiencia de la zaranda, el primer piso se está considerando como una malla uniforme de 5/8" de abertura. Entonces la eficiencia resultante de la zaranda evaluada (piso superior) es 62%.

Para el cálculo de la eficiencia de la zaranda el segundo piso se está considerando como una malla uniforme de 12mm de abertura. Entonces la eficiencia resultante de la zaranda evaluada (piso inferior) es 49.1%.

Tabla 2.2 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°3 (piso superior)

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO ZARANDA VIBRATORIA N° 3 (Piso Superior)																	
FECHA DE MUESTREO :		28/10/2012					EFICIENCIA DE ZARANDA N°3		62.0%								
		ABERTURA DE LA MALLA		5/8"		15705u											
Abertura		ALIMENTO ZARANDA VIBRATORIA N°3					OVERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°3					UNDERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°3					
Mallas	Micrones	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀	
10"	251280	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	
8"	201024	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	
6"	150768	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	
5"	125640	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	
4"	100512	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	
3"	75384	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	
2"	50256	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	
1 1/2"	37692	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	
1"	25128	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	168	0.28%	0.28%	99.7%	0	30	0.12%	0.12%	99.9%	0	
3/4"	18846	1300	5.10%	5.10%	94.9%	0	5617	9.50%	9.78%	90.2%	17401	172	0.70%	0.82%	99.2%	0	
5/8"	15705	2568	10.08%	15.18%	84.8%	15019	13137	22.21%	32.00%	68.0%	0	233	0.95%	1.77%	98.2%	0	
1/2"	12564	5625	22.07%	37.25%	62.7%	0	18211	30.80%	62.79%	37.2%	0	792	3.22%	4.99%	95.0%	0	
3/8"	9423	5580	21.90%	59.15%	40.9%	0	11968	20.24%	83.03%	17.0%	0	3178	12.93%	17.92%	82.1%	9095	
1/4"	6282	3590	14.09%	73.24%	26.8%	0	1514	2.56%	85.59%	14.4%	0	4879	19.85%	37.78%	62.2%	0	
6m	3327	2240	8.79%	82.03%	18.0%	0	1505	2.54%	88.14%	11.9%	0	4824	19.63%	57.41%	42.6%	0	
10m	1651	890	3.49%	85.52%	14.5%	0	361	0.61%	88.75%	11.3%	0	2179	8.87%	66.27%	33.7%	0	
-10m		3690.00	14.48%	100.00%	0.0%	0	6655	11.25%	100.00%	0.0%	0	8289.00	33.73%	100.00%	0.0%	0	
TOTAL (gr)		25483.0	100.00%		K ₈₀	15019	59136	100.00%		K ₈₀	17401	24576.0	100.00%		K ₈₀	9095	
Peso en humedo (gr)				26009		Peso en humedo (gr)				60867		Peso en humedo (gr)				25284	
Peso en seco (gr)				25483		Peso en seco (gr)				59136		Peso en seco (gr)				24576	
HUMEDAD				2.02%		HUMEDAD				2.84%		HUMEDAD				2.80%	

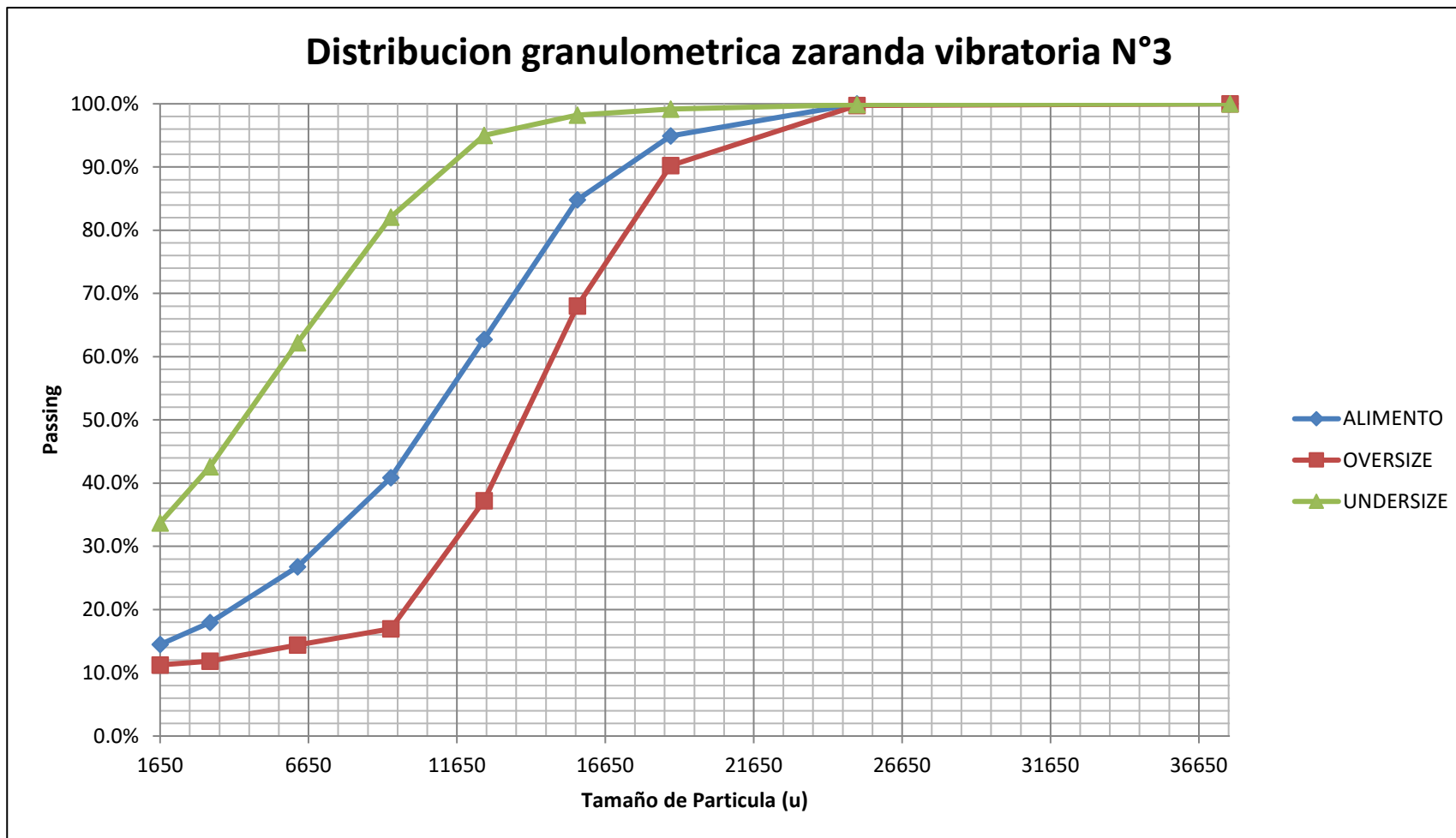


Figura N°7: Análisis granulométrico de la zaranda vibratoria N°3(piso superior).

Tabla 2.3 Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°3 (piso inferior)

ABERTURA DE LA MALLA		12mm	11871 u		EFICIENCIA DE ZARANDA N°3		49.1%									
PISO INFERIOR																
Abertura		ALIMENTO ZARANDA VIBRATORIA N°3					OVERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°3					UNDERSIZE ZARANDA VIBRATORIA N°3				
Mallas	Micrones	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K₈₀
10"	251280	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
8"	201024	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
6"	150768	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
5"	125640	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
4"	100512	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
3"	75384	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
2"	50256	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
1 1/2"	37692	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
1"	25128	30	0.12%	0.12%	99.9%	0	30	0.24%	0.24%	99.8%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
3/4"	18846	172	0.70%	0.82%	99.2%	0	172	1.40%	1.64%	98.4%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
5/8"	15705	233	0.95%	1.77%	98.2%	0	225	1.83%	3.47%	96.5%	0	20	0.07%	0.07%	99.9%	0
1/2"	12564	792	3.22%	4.99%	95.0%	0	754.46	6.14%	9.61%	90.4%	11036	90	0.31%	0.37%	99.6%	0
3/8"	9423	3178	12.93%	17.92%	82.1%	9095	2623.66	21.35%	30.96%	69.0%	0	1329	4.51%	4.88%	95.1%	0
1/4"	6282	4879	19.85%	37.78%	62.2%	0	3476	28.29%	59.25%	40.7%	0	3363	11.42%	16.30%	83.7%	5272
6m	3327	4824	19.63%	57.41%	42.6%	0	3494	28.43%	87.69%	12.3%	0	3189	10.82%	27.12%	72.9%	0
10m	1651	2179	8.87%	66.27%	33.7%	0	1001	8.15%	95.83%	4.2%	0	2824	9.59%	36.71%	63.3%	0
-10m		8289.00	33.73%	100.00%	0.0%	0	512	4.17%	100.00%	0.0%	0	18645.0	63.29%	100.00%	0.0%	0
TOTAL (gr)		24576.0	100.00%		K₈₀	9095	12288.0	100.00%		K₈₀	11036	29460.0	100.00%		K₈₀	5272
Abertura		%A(-) Alimento			92.2%	% A(-) Oversize			85.7%							
u	11871															
Peso en humedo (gr)		25284.00		Peso en humedo (gr)		12628.98		Peso en humedo (gr)		30312.00						
Peso en seco (gr)		24576.0		Peso en seco (gr)		12288.0		Peso en seco (gr)		29460.0						
HUMEDAD		2.80%		HUMEDAD		2.70%		HUMEDAD		2.81%						

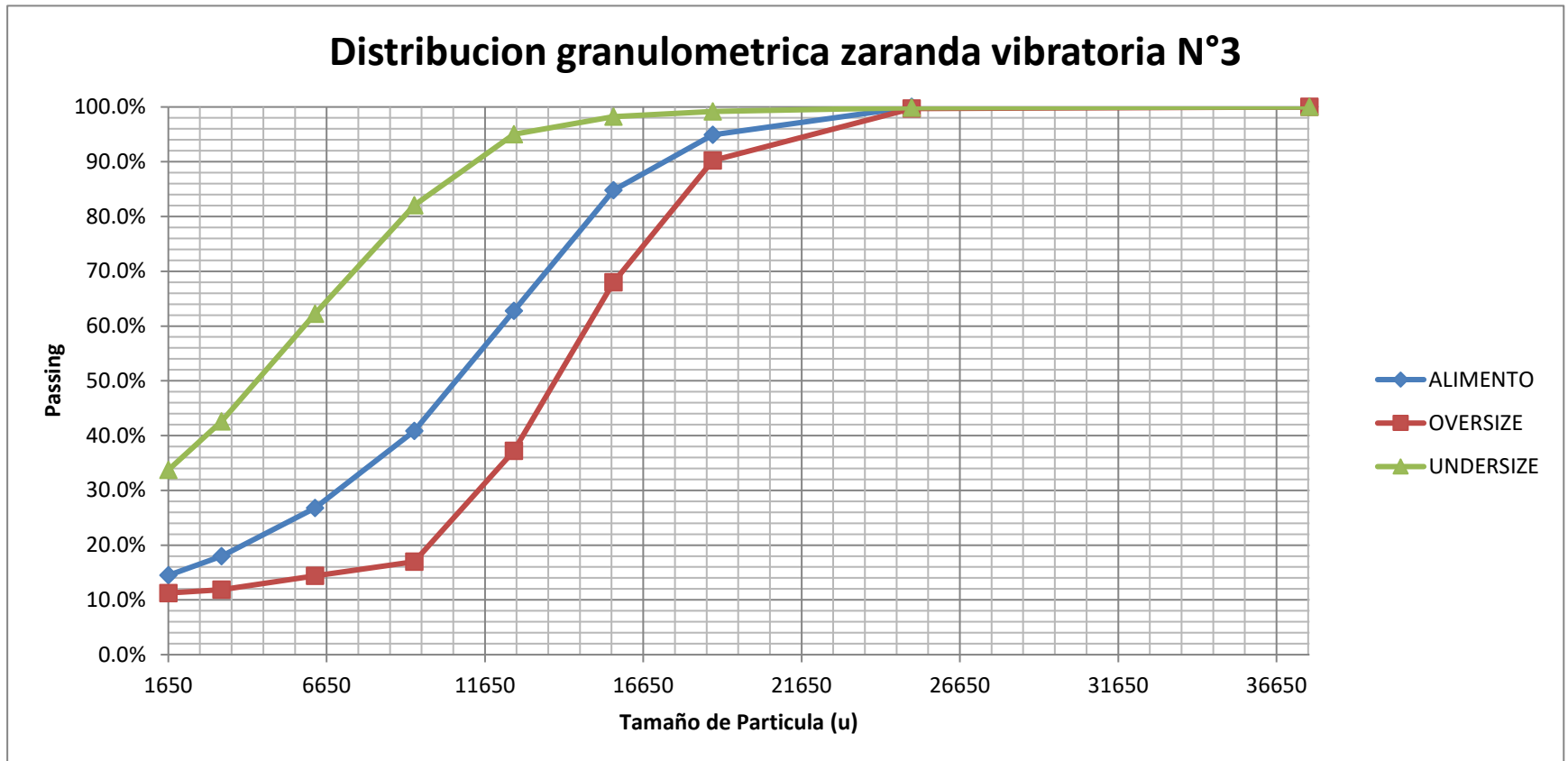


Figura N°8: Análisis granulométrico zaranda vibratoria N°3 (piso inferior)

Tabla 2.4: Análisis granulométrico del alimento / chancado cuaternario

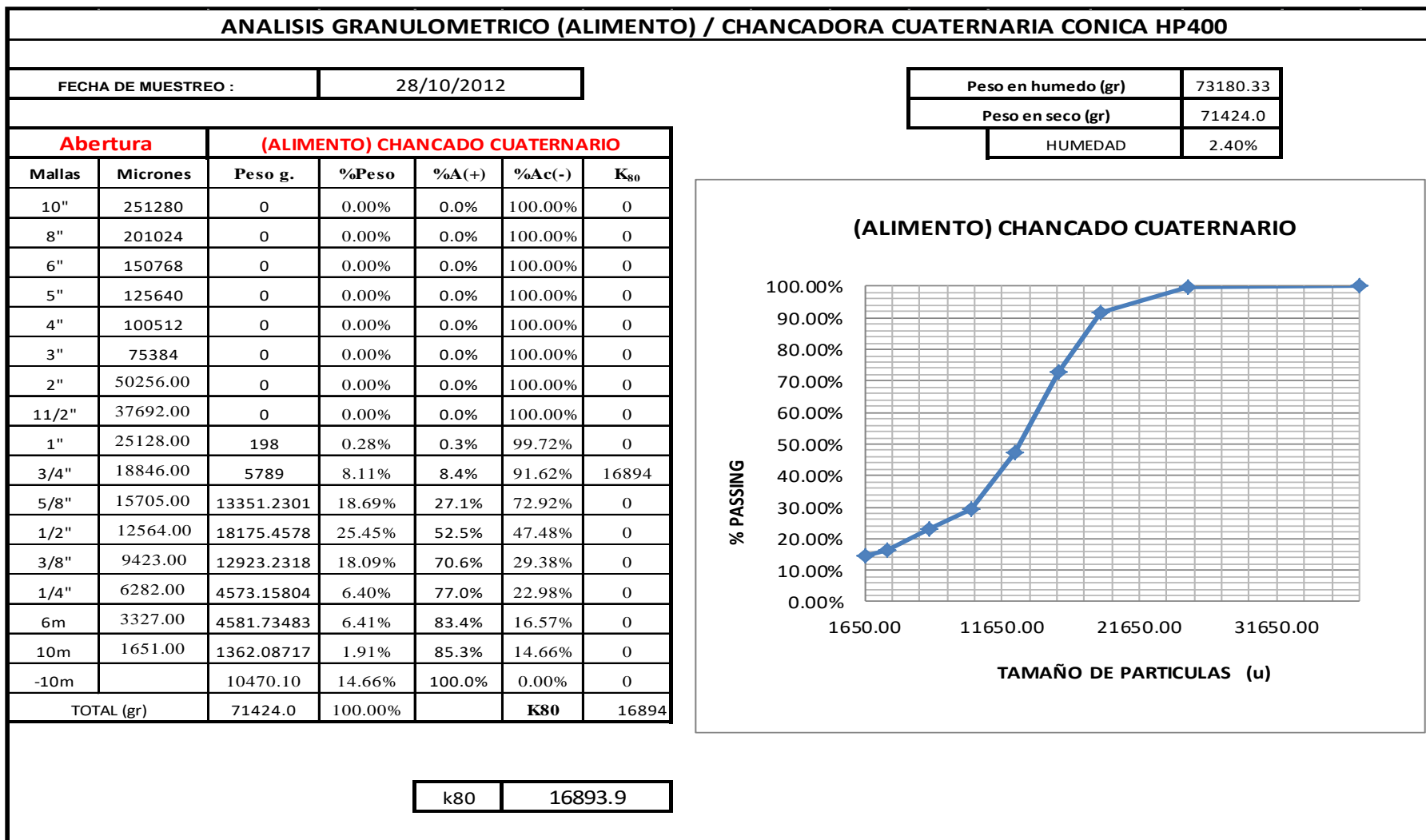
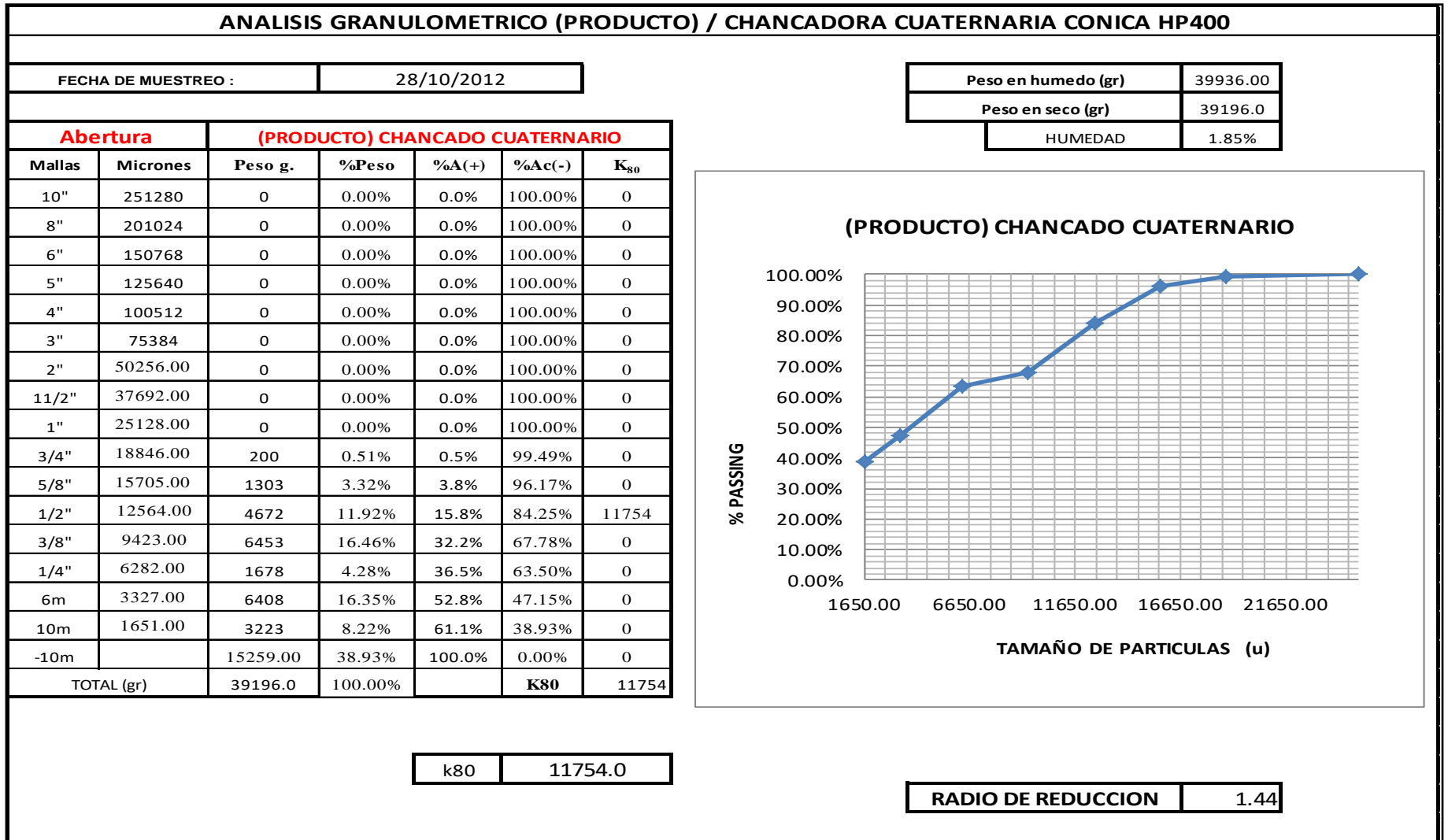


Tabla 2.5 Análisis granulométrico del producto / chancado cuaternario



ZARANDA HORIZONTAL VIBRATORIA N°4 (Un piso)

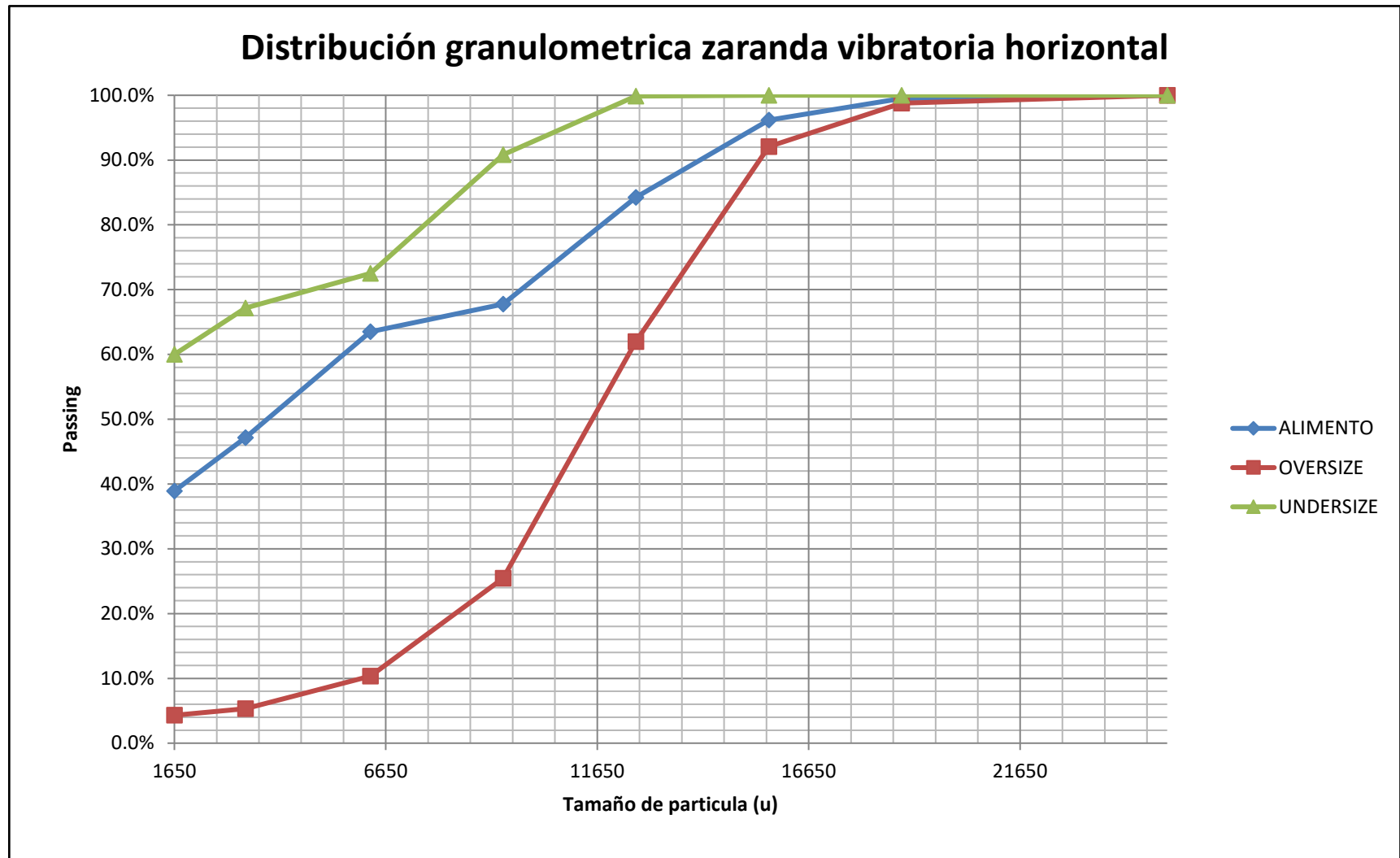
Calculo de la eficiencia de la zaranda vibratoria horizontal N°4.

Para el cálculo de la Eficiencia de la zaranda se está considerando todo el piso como una malla uniforme de 12mm de abertura.

Entonces la Eficiencia resultante de la zaranda evaluada es 71.9%.

Tabla 4.3 Análisis Granulométrico Zaranda Horizontal Vibratoria N°4

ANALISIS GRANULOMETRICO ZARANDA HORIZONTAL																
FECHA DE MUESTREO :		28/10/2012														
ABERTURA DE LA MALLA			12mm		11871 u		EFICIENCIA DE ZARANDA HORIZONTAL					71.9%				
Abertura		ALIMENTO ZARANDA HORIZONTAL N°4					OVERSIZE ZARANDA HORIZONTAL N°4					UNDERSIZE ZARANDA HORIZONTAL N°4				
Mallas	Micrones	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀	Peso g.	% Peso	% A(+)	% Ac(-)	K ₈₀
10"	251280	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
8"	201024	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
6"	150768	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
5"	125640	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
4"	100512	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
3"	75384	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
2"	50256	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
1 1/2"	37692	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
1"	25128	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
3/4"	18846	200	0.51%	0.51%	99.5%	0	297	1.23%	1.23%	98.8%	0	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
5/8"	15705	1303	3.32%	3.83%	96.2%	0	1623	6.69%	7.92%	92.1%	14444	0	0.00%	0.00%	100.0%	0
1/2"	12564	4672	11.92%	15.75%	84.2%	11754	7296	30.10%	38.02%	62.0%	0	40	0.15%	0.15%	99.9%	0
3/8"	9423	6453	16.46%	32.22%	67.8%	0	8855	36.53%	74.54%	25.5%	0	2487	9.03%	9.17%	90.8%	7566
1/4"	6282	1678	4.28%	36.50%	63.5%	0	3663	15.11%	89.65%	10.3%	0	5044	18.31%	27.48%	72.5%	0
6m	3327	6408	16.35%	52.85%	47.2%	0	1218	5.02%	94.68%	5.3%	0	1477	5.36%	32.84%	67.2%	0
10m	1651	3223	8.22%	61.07%	38.9%	0	246	1.01%	95.69%	4.3%	0	1972	7.16%	40.00%	60.0%	0
-10m		15259.00	38.93%	100.00%	0.0%	0	1044.00	4.31%	100.00%	0.0%	0	16528.00	60.00%	100.00%	0.0%	0
TOTAL (gr)		39196.0	100.00%		K ₈₀	11754	24242.0	100.00%		K ₈₀	14444	27548.0	100.00%		K ₈₀	7566
Abertura																
u	11871	%A(-) Alimento			80.6%	%A(-) Oversize			53.9%							
Peso en humedo (gr)		39936.00		Peso en humedo (gr)		24465.00		Peso en humedo (gr)		27847.00						
Peso en seco (gr)		39196.0		Peso en seco (gr)		24242.0		Peso en seco (gr)		27548.0						
HUMEDAD		1.85%		HUMEDAD		0.91%		HUMEDAD		1.07%						



FiguraN°9: Análisis granulométrico de la zaranda horizontal vibratoria N°4

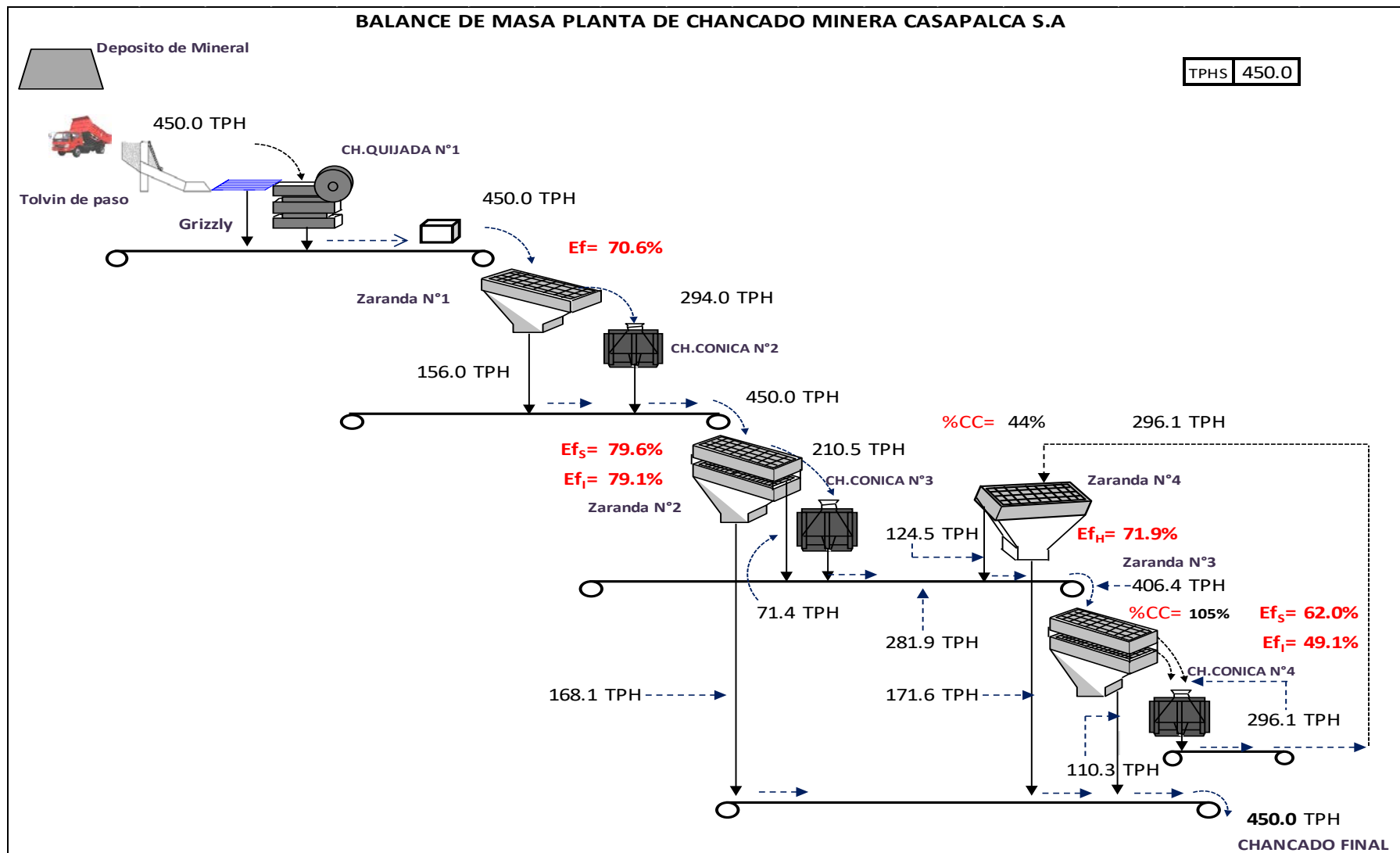


Figura N°10: Balance de masa planta de chancado

Resumen general del balance de materia del circuito de chancado.

Se detalla cuadro de K_{80} y porcentaje acumulado fino en -10m de los puntos evaluados:

Equipo o etapa evaluada	K 80 u	% malla -10
Oversize Grizzly	255114.0	15.8%
Undersize Grizzly	96721.0	7.9%
Alimento chancadora secundaria	129196.0	0.43%
Descarga chancadora secundaria	33388.0	13.75%
Alimento chancadora terciaria	3785.0	8.9%
Descarga chancadora terciaria	16276.0	18.32%
Alimento chancadora cuaternaria	16894.0	14.66%
Descarga chancadora cuaternaria	11754.0	38.93%

Se detallas cuadro de K_{80} y radio de reducción.

Etapas y equipo	K80 u descarga	Radio de reducción
Chancadora secundaria cónica HP 400	33388	3.87
Chancadora terciaria cónica HP 400	16276	2.33
Chancadora cuaternaria cónica HP 400	11754	1.44

Se detalla cuadro de distribución de mallas de las zarandas vibratorias.

Equipo	Medidas de las mallas
Zaranda vibratoria N°1	1 ^{er} piso malla metálica de 2" de abertura
Zaranda vibratoria N°2	1 ^{er} piso malla metálica de 1" de abertura y 2 ^{do} piso malla metálica de 14 mm
Zaranda vibratoria N°3	1 ^{er} piso malla metálica de 5/8" de abertura y 2 ^{do} piso malla metálica de 12 mm
Zaranda horizontal vibratoria N°4	1 ^{er} piso malla metálica de 12mm de abertura

3.1.2 Cálculo metalúrgico de la sección de chancado.

Formulas.

$$P = \frac{V \times I \times \sqrt{3} \times \cos(\theta)}{1000} \dots\dots\dots (1)$$

$$W = \frac{P}{\text{Ton}} \dots\dots\dots (2)$$

$$T_{\text{Max}} = \frac{0.746 \left(\frac{Kw}{HP}\right) \times HP \text{ (instalado)}}{W} \dots\dots\dots (3)$$

$$\text{Relación de Ton.} = \frac{\text{Tonelaje practico}}{\text{Tonelaje maximo}} \dots\dots\dots (4)$$

P: Potencia de operación en Hp.

W: Work index.

Tmax: Tonelaje máximo que puede procesar la chancadora.

Evaluación de la chancadora C-110.

Datos Eléctricos del equipo

Marca: WEG

Modelo: CF18582

Frame: IEC/355 M/L

Potencia: 200HP

Velocidad: 1190RPM

Tensión: 440V

Corriente nominal: 255A

Corriente de trabajo: 125A

Rendimiento: 94.2%

Cos(θ): 0.90

Tonelaje procesado: $450 \frac{TM}{Hr}$

Cálculo de la potencia suministrada en Kw.

Tiempo de operación: 24 Hrs

De la fórmula (1) se obtiene:

$$P = 114.9 \text{ Hp}$$

De la fórmula (2) se obtiene:

$$W = 0.19 \frac{Kw-Hr}{TC}$$

De la formula (3) se obtiene:

$$T_{MAX} = 785.2 \frac{TC}{Hr}$$

De la formula (4) se obtiene:

$$\text{Relación de Ton.} = 57.31\%$$

Evaluación de la chancadora secundaria HP-400.

Datos Eléctricos del equipo.

Marca: WEG
 Modelo: NBR7094
 Frame: IEC/355 M/L
 Potencia: 400HP
 Velocidad: 1790RPM
 Tensión: 440V
 Corriente nominal: 471A
 Corriente de trabajo: 260A
 Rendimiento: 96.0%
 Cos(Ø): 0.90
 Tonelaje procesado: $294 \frac{TM}{Hr}$
 Tiempo de operación: 24 Hrs

De la formula (1) se obtiene:

$$P = 239 \text{ Hp}$$

De la formula (2) se obtiene:

$$W = 0.61 \frac{Kw-Hr}{TC}$$

De la formula (3) se obtiene:

$$T_{MAX} = 489.2 \frac{TC}{Hr}$$

De la formula (4) se obtiene:

$$\text{Relación de Ton.} = 60.01\%$$

Evaluación de la chancadora terciaria HP-400.

Datos Eléctricos del equipo.

Marca: WEG
 Modelo: NBR7094
 Frame: IEC/355 M/L
 Potencia: 400HP

Velocidad: 1790RPM
 Tensión: 440V
 Corriente nominal: 471A
 Corriente de trabajo: 290A
 Rendimiento: 95.0%
 Cos(ϕ): 0.90
 Tonelaje procesado: $210.5 \frac{TM}{Hr}$
 Tiempo de operación: 24 Hrs

De la formula (1) se obtiene:

$$P = 267 \text{ Hp}$$

De la formula (2) se obtiene:

$$W = 0.95 \frac{Kw-Hr}{TC}$$

De la formula (3) se obtiene:

$$T_{MAX} = 314.1 \frac{TC}{Hr}$$

De la formula (4) se obtiene:

$$\text{Relación de Ton.} = 67.02\%$$

Evaluación de la chancadora cuaternaria HP-400.

Datos Eléctricos del equipo.

Marca: WEG
 Modelo: NBR7094
 Frame: IEC/355 M/L
 Potencia: 400HP
 Velocidad: 1790RPM
 Tensión: 440V
 Corriente nominal: 471A
 Corriente de trabajo: 280A
 Rendimiento: 95.0%
 Cos(ϕ): 0.90
 Tonelaje procesado: $296.1 \frac{TM}{Hr}$

Tiempo de operación: 24 Hrs

De la formula (1) se obtiene:

$$P = 253 \text{ Hp}$$

De la formula (2) se obtiene:

$$W = 0.63 \frac{Kw-Hr}{TC}$$

De la formula (3) se obtiene:

$$T_{MAX} = 473.7 \frac{TC}{Hr}$$

De la formula (4) se obtiene:

$$\text{Relación de Ton.} = 62.51\%$$

3.2 Circuito de molienda.

3.2.1 Descripción de la sección molienda y clasificación de partículas.

La liberación de un mineral se inicia con el proceso de chancado y termina con la molienda. La molienda es la última etapa en el proceso de conminución de las partículas de minerales; en esta etapa se reduce el tamaño de las partículas del mineral hasta 74 micrones; la forma como se reduce de tamaño es por una combinación de mecanismos de contacto entre las bolas y el mineral mediante acción de golpe y frotamiento, ya sea en seco o en suspensión con agua. El proceso de molienda es muy importante porque de él depende el tonelaje y la liberación del mineral valioso para que después se concentre por el proceso de flotación.

En compañía minera procesamos cada cierto periodo de tiempo dos tipos de minerales, procesados en diferentes campañas a las cuales denominamos Vetas y Cuerpos. Cada campaña presenta un mineral cuyo Work Index varia. En el caso de Cuerpos tenemos un Wi igual a $19.24 \frac{Kw-Hr}{TC}$ con una G.E igual a 2.76 y un

Índice de abrasión igual a 0.4547 (Moly-Cop) y en la campaña Vetas un W_i igual a $14.24 \frac{Kw-Hr}{TC}$ con una G.E de 2.78.

Molienda primaria.

El producto de la sección de chancado se almacena en la tolva de finos con capacidad de 1000 TMH o al Stoke Pile de 10,000 TMH de mineral. Este mineral es transportado por dos fajas extractoras (Belt Feeder) en forma alternada hacia la faja transportadora N° 7 que descarga a la faja transportadora N° 8 que a su vez alimenta a los molinos de bolas primarios Allis Chalmers 12.5'x16' y 12.5'x14' (ver figuras 11,12 y 13) por medio de un cuarteador Jones de 6 canales, el producto de estos molinos es descargado a uno de los dos cajones de las dos bombas Denver 12"x10", de las cuales una de ellas se encuentra en Stand By. Esta pulpa es bombeada mediante tuberías al circuito de zarandas de alta frecuencia donde se realiza la clasificación de las partículas de la pulpa. La densidad de pulpa en cada uno de los puntos de la molienda es un parámetro relevante, ya que nos permite que los molinos operen de manera holgada, es decir sin sobre cargarse y con un tiempo de residencia adecuado. En nuestro caso la densidad se mide en la descarga de los molinos primarios y este debe ser 2100 gr/lt, así como también medimos permanentemente la densidad de pulpa de la cabeza de Bulk (under size de las zarandas de alta frecuencia) cuyo valor es 1450 gr/lt para que la flotación sea óptima. Estos molinos tienen un porcentaje de bolas de 31.60% y 34.40% respectivamente (ver tabla 2.7), así como también la alimentación a los molinos es de 79.49% -m1/4" (ver tabla 2.8). La descarga de los molinos tienen una granulometría igual a 32.37% y 28.45% -m200 en los molinos 12.5x16 y 12.5x14 respectivamente (ver tabla 2.9).



Figura 11 Molino de bolas Allis Chalmers 12.5'x14'



Figura 12: Molino de bolas Allis Chalmers 12.5'x16'



Figura 13: Vista panorámica de la nave de molienda primaria.

Zarandas de alta frecuencia.

Una de las innovaciones tecnológicas en la metalurgia, para su mayor performance en la clasificación de partículas, eficiencia de clasificación y el control de la carga circulante, son las zarandas de alta frecuencia (ver figuras 14,15,16 y 17), que incrementa además el tamaño de corte de partición D-50 con la finalidad de incrementar el tonelaje diario de tratamiento. Contamos con 4 zarandas de alta frecuencia que consta de 5 pisos cada una y opera con motores cuya frecuencia oscila entre los 1200 a 1800 RPM. Las zarandas de alta frecuencia son alimentadas mediante el siguiente circuito que paso a describir. Por medio de una tubería de 10” conectada a la bomba 12x10 Denver se alimenta a un cajón primario, que a su vez distribuye a cuatro cajones secundarios mediante cuatro tuberías de 8” marca Trelex. Cada uno de estos cajones secundarios presenta cinco agujeros de 6” que alimenta a cada uno de los pisos de cada zaranda de alta frecuencia mediante tuberías de 6”.

Las zarandas de alta frecuencia utilizan mallas de poliuretano de 0.43 mm, 0.39mm y últimamente 0.35mm en húmedo, dependiendo de la campaña Vetas o Cuerpos que se está procesando.

El objetivo de la zaranda de alta frecuencia, que está remplazando a los hidrociclones D26, es separar en dos productos, uno de partículas finas que salen por el under size (pasante) que alimenta al circuito de flotación bulk, y otro de partículas gruesas que salen por el over size (rechazo) que regresan a los molinos primarios de bolas como carga circulante.



Figura 14: Zarandas de alta frecuencia.



Figura 15: Zaranda de alta frecuencia, vista de perfil (Observe los 05 pisos)



Figura 16: Zaranda de alta frecuencia, vista de frente, en plena operación



Figura 17: Zaranda de alta frecuencia en plena operación

Porcentaje de bolas de los molinos primarios y remolienda.

Es fundamental mantener el porcentaje de bolas (acero) constante para asegurar una buena molienda y remolienda, para que de esta manera obtener una buena liberación y por consiguiente controlar los desplazamientos.

En la tabla 2.7 se aprecia los porcentajes de bolas de la molienda primaria y remolienda bulk, zinc.

Tabla 2.7: Porcentajes de bolas de los molinos primario y remolienda bulk y Zinc.

MOLINO	12.5'X16'	12.5'X14'	7'X10'	5'X10'	6'X6'-I	6'X6'-II	6'X6'-III
Longitud(L)	16.0'	14.0'	10.0'	10.0'	6.0'	6.0'	6.0'
Diámetro(D)	11.7'	12.1'	7.0'	5.0'	6.0'	6.0'	6.0'
Radio(R)	5.8'	6.0'	3.5'	2.5'	3.0'	3.0'	3.0'
Altura(h)	7.5'	7.5'	4.8'	3.5'	3.8'	4.2'	3.9'
%V(BOLAS)	31.6%	34.4%	27.8%	25.7%	33.0%	25.5%	30.4%
Vol. Molino (pie ³)	1710.4	1605.4	384.8	196.3	169.6	169.6	169.6
Vol. Requerido (pie ³)	684.2	642.2	146.2	74.6	64.5	64.5	64.5
Vol. Actual (pie ³)	540.9	551.6	106.8	50.5	55.9	43.2	51.6
ρ Aparente (lb/pie ³)	299.7	299.7	299.7	299.7	299.7	299.7	299.7
Diferencia (pie ³)	143.2	90.6	39.4	24.1	8.5	21.2	12.8
Peso Requerido (Lb)	42918.8	27141.3	11812.7	7225.9	2556.3	6367.1	3846.0

Análisis granulométrico de la alimentación a los molinos.

$F_{80}=7228.3 \mu\text{m}$

Tabla 2.8: Análisis granulométrico de la alimentación a los molinos primarios.

N° Malla	Abert(μ)	Peso W-gr	%Peso F(X)	%Ac(+) G(X)	%Ac(-) F(X)	Log(X) X'	Log(Y) Y'	X'Y'	X'2	Y'2
+m3/4"	19000		0.00	0.00	100.00	4.28	2.00	8.56	18.31	4.00
+m5/8"	16000		0.00	0.00	100.00	4.20	2.00	8.41	17.67	4.00
+m1/2"	12700	47	0.35	0.35	99.65	4.10	2.00	8.20	16.84	3.99
+m3/8"	9500	1158	8.69	9.04	90.96	3.98	1.96	7.79	15.82	3.84
+m1/4"	6350	1530	11.48	20.51	79.49	3.80	1.90	7.23	14.46	3.61
+m 6	3350	3180	23.85	44.36	55.64	3.53	1.75	6.15	12.43	3.05
+m 10	2000	1443	10.82	55.19	44.81	3.30	1.65	5.45	10.90	2.73
-m 10		5975	44.81	100.00	0.00					
TOTAL		13333	100.00			18.71	9.25	34.82	70.45	17.22

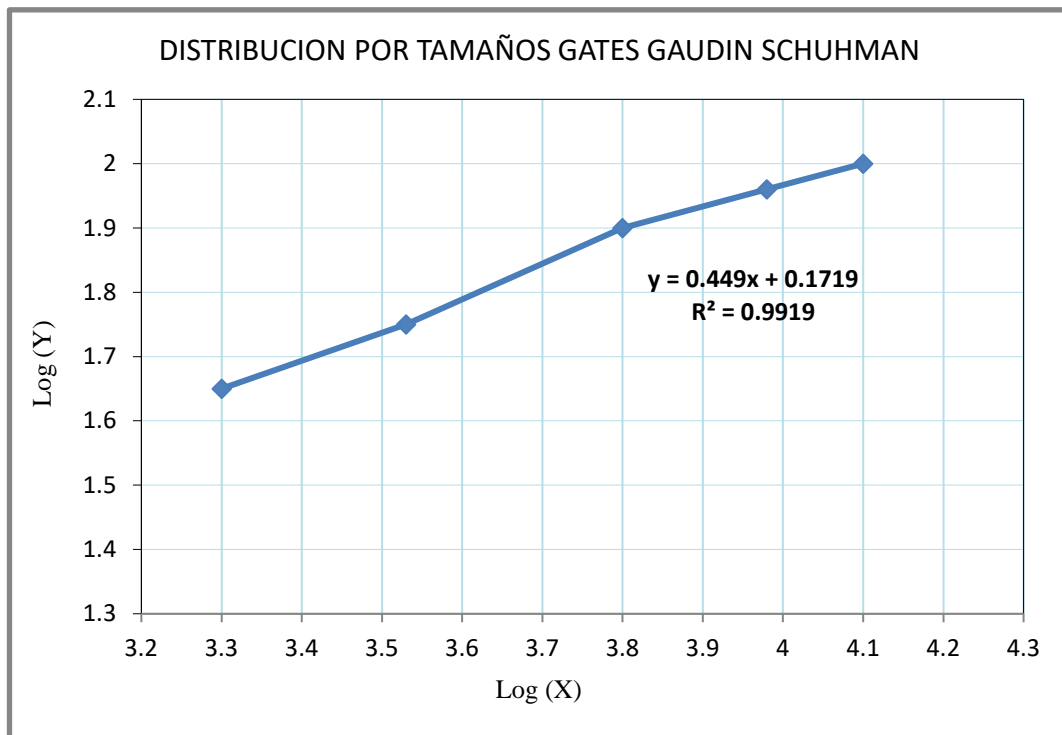


Tabla 2.9 Análisis granulométrico de la descarga de los molinos primarios.

N° Mallas	Abertura μm	DESCARGA MOLINO DE BOLAS 12.5'X16'				DESCARGA MOLINO DE BOLAS 12.5'X14'			
		P(80) = 434.7 μm		DENSIDAD = 2030 gr/cc		P(80) = 824.9 μm		DENSIDAD = 2060 gr/cc	
		Peso (gr)= 1730.4	% Peso: f(X)	%Ac(+): G(X)	%Ac(-): F(X)	Peso (gr)= 1800.3	% Peso: f(X)	%Ac(+): G(X)	%Ac(-): F(X)
+m 5/8"	16000				100.00				100.00
+m 1/2"	12700				100.00	20.3	1.13	1.13	98.87
+m 3/8"	9500	3.9	0.23	0.23	99.77	45.1	2.51	3.63	96.37
+m 1/4"	6350	9.5	0.55	0.77	99.23	53.5	2.97	6.60	93.40
+m 6	3350	18.1	1.05	1.82	99.18	54.1	3.01	9.61	90.39
+m 10	2000	21.8	1.26	3.08	96.92	49.2	2.73	12.34	87.66
+m 20	850	71.9	4.16	7.24	92.76	128.5	7.14	19.48	80.52
+m 30	600	73.5	4.25	11.48	88.52	105.1	5.84	25.32	74.68
+m 40	425	157.1	9.08	20.56	79.44	172.9	9.60	34.92	65.08
+m 50	300	179.8	10.39	30.95	69.05	197.5	10.97	45.89	54.11
+m 70	212	153.1	8.85	39.80	60.20	140.9	7.83	53.72	46.28
+m 100	150	134.1	7.75	47.55	52.45	120.5	6.69	60.41	39.59
+m 140	106	145.2	8.39	55.94	44.06	107.1	5.95	66.36	33.64
+m 200	75	202.3	11.69	67.63	32.37	93.5	5.19	71.55	28.45
+m 270	53	69.1	3.99	71.63	28.37	37.4	2.07	73.63	26.37
+m 325	45	43.0	2.49	74.11	25.89	32.5	1.80	75.43	24.57
+m 400	38	48.1	2.78	76.89	23.11	40.4	2.24	77.68	22.32
- m 400		399.9	23.11	100.00	0.00	401.9	2.32	100.00	0.00
TOTAL		1730.4	100.00			1800.3	100.00		

3.3 Descripción general del proceso de flotación.

El proceso de flotación de minerales constituye un proceso físico-químico en el cual se busca enriquecer las especies mineralógicas útiles de la mena mediante la eliminación de especies minerales sin valor; de este modo el concentrado obtenido podrá ser procesado económicamente en la etapa pirometalúrgica.

En todo circuito de flotación es necesario realizar un control de sus diferentes etapas de flotación para la mejor recuperación del elemento valioso, haciendo los reajustes de dosificación de reactivos, densidad de pulpa en los diferentes puntos desde la alimentación hasta los productos.

La sección de flotación consta de tres circuitos: El circuito de flotación bulk Cu-Pb, circuito de separación Cu/Pb y el circuito de flotación de Zinc.

El método de flotación que utilizamos se le denomina “Flotación Diferencial”. Primero se flota un concentrado bulk (plomo, cobre). Luego se realiza la separación para obtener los concentrados de Pb, Cu y posteriormente se obtiene un concentrado de Zn.

3.3.1 Flotación bulk.

La flotación bulk se realiza en un circuito constituido por dos etapas rougher, tres etapas scavenger y cuatro etapas de limpieza. Las etapas rougher y scavenger se ejecutan en una batería de cinco celdas OK-50 (cada uno de $50 \text{ m}^3 = 1765.7 \text{ pies}^3$) respectivamente.

Las espumas del concentrado rougher I se envían al circuito de separación y sus colas son el alimento a la rougher II. Las espumas de la rougher II se envían al circuito de limpieza y posteriormente al circuito de separación con una activación de zinc controlada.

Las colas de la rougher II se envían a un circuito de remolienda conformado por dos molinos 7'x10' y 5'x10' marca Kurimoto, una bomba 10'x8' marca Denver y dos ciclones D-26 (diámetro). En este circuito se complementa la liberación y flotabilidad de los minerales de plomo, cobre, plata y zinc.

La primera etapa de limpieza está constituida por un banco de cuatro celdas de 100 pies³ cada uno, y las tres siguientes etapas II, III y IV están constituidas por tres bancos de cuatro celdas de 50 pies³ cada una. Los medios de estas celdas y las espumas de la scavenger II y III de bulk van al cajón de la bomba SRL 10'x8' la cual a su vez alimenta a la scavenger I. Las espumas de esta celda pasan a un cajón de una bomba SRL 10'x8', el cual opera en serie con un hidrociclón D-15, el over flow es alimento de la rougher II, mientras que under flow pasa a una etapa de remolienda.

Los reactivos utilizados en este proceso son: depresores como el bisulfito de sodio, sulfato de zinc y cianuro de sodio; colector primario: xantato Z-6 y colector secundario: ditiofosfato AR-1404; espumante: metil isobutil carbonil (MIBC) y cal (pH: 8.5).

3.3.2 Circuito de separación Cu/Pb.

La flotación de separación se realiza en un circuito constituido por un acondicionador 8'x8', una celda OK 5 (5.0 m³), un acondicionador de 5'x5' y un banco de cuatro celdas de 18 ft³.

En esta etapa el acondicionador 8'x8' recibe las espumas de la OK-50 N°1 y las espumas de la II limpieza bulk, que son bombeadas a la celda OK 5,

produciéndose en las colas el concentrado de cobre, mientras que las espumas se acondicionan en el tanque 5'x5' para luego ser enviadas al banco de cuatro celdas de 18 ft³ para obtener finalmente el concentrado de plomo.

Los reactivos en este proceso son depresores: cianuro de sodio y el carbón activado que se emplea para absorber a los colectores en exceso y MIBC.

3.3.3 Flotación Zinc.

La flotación de zinc se realiza en dos circuitos en paralelo de cuatro celdas cada una. Esta constituido por dos etapas rougher, dos etapas scavenger y dos etapas de limpieza. La etapas rougher I se realiza en celdas OK-50 (50 m³ de volumen) y la etapa rougher II se realizan en celdas OK-30 (30 m³ de volumen) y la etapa de scavenger I y II se realiza en celdas OK-30. Las espumas de rougher I pasan directamente a la celda de limpieza RCS 15 N°3, cuyas espumas son el concentrado de zinc (1) y las colas retornan nuevamente al circuito, las espumas de rougher II pasan a alimentar al hidrociclón D-15 que opera en circuito cerrado con el molino 6'x6' N°3, el O/F pasan a la primera limpieza constituido por un banco de cuatro celdas (100 ft³ volumen), las espumas de estas celdas se envían a la segunda limpieza constituido por dos bancos de ocho celdas de 50 ft³. Las espumas de estas celdas constituyen el concentrado de zinc (2), por lo tanto los concentrados 1 y 2 es el concentrado final de zinc. Los medios son enviados a la celda RCS 15 N°2 (15 m³) cuyas espumas retornan a la primera limpieza (100 ft³ volumen) y sus colas a la rougher II previa remolienda.

Los medios de la rougher II alimentan a la scavenger I cuyas espumas son enviados al hidrociclón D-15 que opera en circuito cerrado con el molino 6'x6' N°1, el o/f alimenta a la rougher II.

Los medios de la scavenger I alimentan a la scavenger II cuyos medios pasan a un banco de cuatro celdas DR-300 cuyas espumas se juntan con las espumas de la scavenger II y son enviados a la scavenger I. Las colas de la DR-300 constituyen el relave general.

Los reactivos usados en esta etapa son activador: sulfato de cobre; colectores: xantato Z-6 y Z-11, AR-1242; espumante: MIBC y cal que se usa en las etapas de rougher con un pH: 11.5 – 11.8.

CAPITULO IV

OPTIMIZACION DEL CIRCUITO DE FLOTACION ZINC

4.1 Diseño del acondicionador.

El presente estudio trata sobre las pruebas metalúrgicas tipo bach realizados en el laboratorio metalúrgico de nuestras instalaciones el 27 de febrero del 2011. El objetivo es evaluar el efecto y el comportamiento metalúrgico en diferentes tiempos de acondicionamiento así como también la recuperación del zinc.

Detalle de la prueba.

1. Las muestras para estas pruebas fueron tomadas de la cabeza de zinc proveniente de las colas del circuito de flotación bulk.
2. El análisis químico correspondiente de la cabeza de zinc mostro la siguiente composición: 0.10 Ag Oz/TC, 0.01% Pb, 0.06% Cu, 2.57% Zn, 3.07% Fe.
3. Se realizó 06 pruebas de flotación a las mismas condiciones pero con diferentes tiempos de acondicionamiento como se indica en la tabla 4.1.1.

4.1.1 Pruebas de flotación y tiempo de acondicionamiento.

Prueba	Tiempo de acond.(min)	Rougher 1 (min)	Scavenger 1 (min)	Ph	CaO kg/Tn	CuSO ₄ gr/Tn	Z-11 gr/Tn	MIBC gr/Tn
1	0	1	1.5	7.5/11.5	0.19	124.02	2.48	9.01
2	5	1	1.5	7.5/11.5	0.18	121.75	2.44	8.84
3	10	1	1.5	7.5/11.5	0.18	121.58	2.43	8.83
4	12	1	1.5	7.5/11.5	0.18	121.20	2.42	8.80
5	15	1	1.5	7.5/11.5	0.18	122.62	2.45	8.90
6	18	1	1.5	7.5/11.5	0.18	122.17	2.44	8.87
7	21	1	1.5	7.5/11.5	0.18	121.87	2.44	8.85

4.1.2 Balance metalúrgico acumulado.

Prueba N°01 (tiempo de acondicionamiento = 0 min)

PRODUCTO	Tiempo (min)	% Peso	Leyes					Recuperaciones				
			Ag Oz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	%Ag	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe
Rougher 1	1.0	2.96	0.98	0.07	0.61	41.90	2.65	19.39	15.89	24.63	42.69	2.53
Scavenger 1	1.5	4.18	0.44	0.04	0.21	7.36	3.06	12.30	12.83	11.98	10.60	4.12
Ro+Scv	2.5	7.14	0.66	0.05	0.38	21.67	2.89	31.68	28.72	36.61	53.29	6.65
Relave		96.86	0.11	0.01	0.05	1.46	3.12	68.32	71.28	63.39	46.71	93.35
Cabeza Cal.		100.00	0.15	0.01	0.07	2.90	3.10	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Prueba N°02 (tiempo de acondicionamiento = 5 min)

PRODUCTO	Tiempo (min)	% Peso	Leyes					Recuperaciones				
			Ag Oz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	%Ag	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe
Rougher 1	1.0	2.97	0.68	0.04	0.46	38.87	1.57	17.93	10.22	23.87	43.61	1.62
Scavenger 1	1.5	3.66	0.23	0.03	0.17	7.37	3.61	7.48	9.46	10.88	10.20	4.58
Ro+Scv	2.5	6.64	0.43	0.03	0.30	21.47	2.70	25.41	19.68	34.76	53.81	6.20
Relave		93.36	0.09	0.01	0.04	1.31	2.90	74.59	80.32	65.24	46.19	93.80
Cabeza Cal.		100.00	0.11	0.01	0.06	2.65	2.89	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Prueba N°03 (Tiempo de Acondicionamiento = 10 min)

PRODUCTO	Tiempo (min)	% Peso	Leyes					Recuperaciones				
			Ag Oz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	%Ag	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe
Rougher 1	1.0	3.26	0.65	0.04	0.45	33.35	1.84	16.46	10.97	24.77	40.66	2.20
Scavenger 1	1.5	4.49	0.34	0.03	0.17	7.57	3.27	11.87	11.35	12.90	12.73	5.39
Ro+Scv	2.5	7.75	0.47	0.03	0.29	18.41	2.67	28.32	22.32	37.67	53.39	7.59
Relave		92.25	0.10	0.01	0.04	1.35	2.73	71.68	77.68	62.33	46.61	92.41
Cabeza Cal.		100.00	0.13	0.01	0.06	2.67	2.73	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Prueba N°04 (Tiempo de Acondicionamiento = 12 min)

PRODUCTO	Tiempo (min)	% Peso	Leyes					Recuperaciones				
			Ag Oz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	%Ag	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe
Rougher 1	1.0	4.73	0.46	0.03	0.33	25.58	1.77	17.85	12.50	26.83	45.92	2.58
Scavenger 1	1.5	4.08	0.22	0.02	0.15	6.34	3.48	7.36	7.18	10.51	9.81	4.37
Ro+Scv	2.5	8.81	0.35	0.03	0.25	16.67	2.56	25.21	19.69	37.34	55.73	6.96
Relave		91.19	0.10	0.01	0.04	1.28	3.31	74.79	80.31	62.66	44.27	93.04
Cabeza Cal.		100.00	0.12	0.01	0.06	2.64	3.24	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Prueba N°05 (Tiempo de acondicionamiento = 15 min)

PRODUCTO	Tiempo (min)	% Peso	Leyes					Recuperaciones				
			Ag Oz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	%Ag	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe
Rougher 1	1.0	3.92	0.56	0.04	0.45	32.74	1.77	17.52	13.31	33.54	50.56	2.47
Scavenger 1	1.5	6.17	0.22	0.02	0.13	5.93	2.80	10.83	10.47	15.24	14.41	6.14
Ro+Scv	2.5	10.10	0.35	0.03	0.25	16.35	2.40	28.34	23.78	48.78	64.97	8.61
Relave		89.90	0.10	0.01	0.03	0.99	2.86	71.66	76.22	51.22	35.03	91.39
Cabeza Cal.		100.00	0.13	0.01	0.05	2.54	2.81	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Prueba N°6 (Tiempo de acondicionamiento = 18 min)

PRODUCTO	Tiempo (min)	% Peso	Leyes					Recuperaciones				
			Ag Oz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	%Ag	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe
Rougher 1	1.0	3.97	0.56	0.04	0.41	32.33	2.11	17.73	13.47	26.84	49.57	2.61
Scavenger 1	1.5	5.97	0.22	0.02	0.14	5.73	3.51	10.47	10.13	13.77	13.21	6.52
Ro+Scv	2.5	9.94	0.36	0.03	0.25	16.36	2.95	28.20	23.60	40.61	62.78	9.13
Relave		90.06	0.10	0.01	0.04	1.07	3.24	71.80	76.40	59.39	37.22	90.87
Cabeza Cal.		100.00	0.13	0.01	0.06	2.59	3.21	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Prueba N°07 (tiempo de acondicionamiento = 21 min)

PRODUCTO	Tiempo (min)	% Peso	Leyes					Recuperaciones				
			Ag Oz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	%Ag	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe
Rougher 1	1.0	4.48	0.56	0.04	0.36	27.42	1.70	19.86	14.45	27.30	49.34	2.70
Scavenger 1	1.5	5.33	0.21	0.03	0.13	5.93	3.07	8.84	12.87	11.71	12.67	5.80
Ro+Scv	2.5	9.81	0.37	0.03	0.24	15.75	2.44	28.70	27.33	39.00	62.01	8.50
Relave		90.19	0.10	0.01	0.04	1.05	2.86	71.30	72.67	61.00	37.99	91.50
Cabeza Cal.		100.00	0.13	0.01	0.06	2.49	2.82	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

4.2 Análisis de resultados.

Tabulando los tiempos de acondicionamiento vs. Los porcentajes de recuperación de zinc de las 07 pruebas metalúrgicas, se obtienen los siguientes resultados y el grafico tiempo vs recuperación.

Tiempo de acondicionamiento (min)	Porcentaje de recuperación Zn (%)
0	53.29
5	53.81
10	53.39
12	55.73
15	64.97
18	62.78
21	62.01

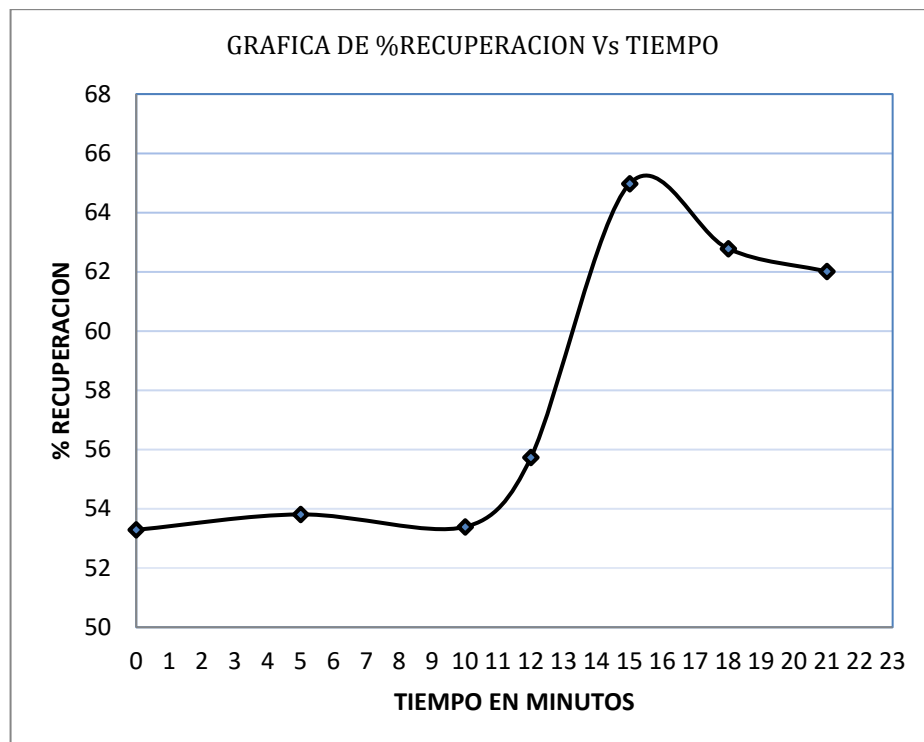


Figura N°18: Se observa en la gráfica que la mayor recuperación es de 65.20% con un tiempo de acondicionamiento de 15.5 minutos.

4.3 Calculo del diseño del acondicionador.

Para calcular el volumen del acondicionador tenemos los siguientes datos:

Tonelaje : 5150 TMSD

Densidad : 1380 gr/lt

% Solidos: 43.83%

G.E: 2.69

Caudal de pulpa: 1506.98 GPM (95.08 lt/seg)

Caudal de agua: 1168.13 GPM (73.70 lt/seg)

t (Acond.) :15.5 min

Calculo del volumen alimentado al acondicionador: V_T

$$V_T = V_{H_2O} + V_{SOL}$$

Calculo de R_P :

$$R_P = \frac{100 - \%Sol}{\% Sol}$$

$$R_P = \frac{100 - 43.83}{43.83}$$

$$R_P = 1.28 \frac{Tn Agua}{Tn Solido}$$

Calculo de V_{H_2O} :

$$V_{H_2O} = 1.28 \frac{Tn Agua}{Tn Solido} \times 5150 \frac{Tn Solido}{dia} \times \frac{1 m^3}{1 Tn Agua}$$

$$V_{H_2O} = 6599.98 \frac{m^3}{dia}$$

Calculo de V_{SOL} :

$$V_{SOL} = \frac{TMSD}{G.E}$$

$$V_{SOL} = \frac{5150 TMSD}{2.69}$$

$$V_{SOL} = 1914.50 \frac{m^3}{dia}$$

Calculo de V_T :

$$V_T = V_{H_2O} + V_{SOL}$$

$$V_T = 6599.98 + 1914.50$$

$$V_T = \mathbf{8514.48 \frac{m^3}{dia}}$$

Calculo del volumen de pulpa al acondicionador: V_P

$$V_P = \frac{t (Acond) \times V_T}{1440}$$

$$V_P = \frac{15.5 \text{ min} \times 8514.48 \frac{m^3}{dia}}{1440 \frac{min}{dia}}$$

$$V_P = \mathbf{91.65 \text{ m}^3}$$

Calculo del volumen del acondicionador: $V_{Acond.}$

$$V_{Acond.} = V_P \times 1.10$$

$$V_{Acond.} = 91.65 \text{ m}^3 \times 1.10$$

$$V_{Acond.} = \mathbf{100.82 \text{ m}^3}$$

4.4 Resultados de la prueba de acondicionamiento.

Con los datos del balance metalúrgico en las pruebas efectuadas observamos que la mayor recuperación acumulada de zinc fue de 65.20% con un tiempo de acondicionamiento de 15.5 min calculado a partir de la figura 18. Podemos observar que a mayor tiempo de acondicionamiento la recuperación disminuye, debió a que la pirita se activa por la formación del dixantogeno, por lo tanto ensucia al concentrado y reduce su recuperación.

El volumen del acondicionador debe ser de 100.82 m^3 o 2392.26 ft^3 esto equivale a un acondicionador de $5\text{m} \times 5\text{m}$ como se observa en la figura 19 y 20, y un motor eléctrico de 150 hp como se indica en la figura 21 y 22.

4.5 Planos del acondicionador

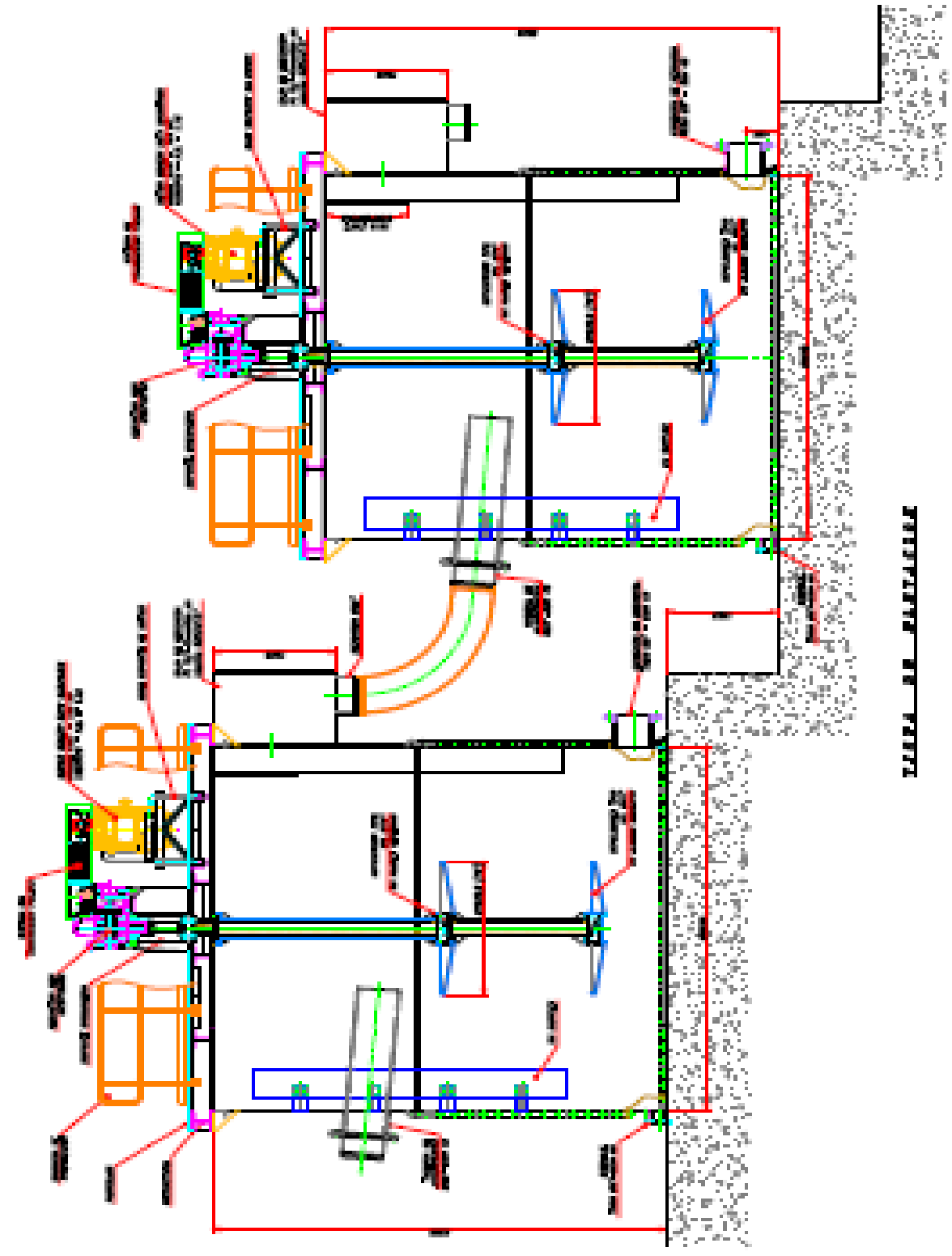


TABLA DE PARTIDAS

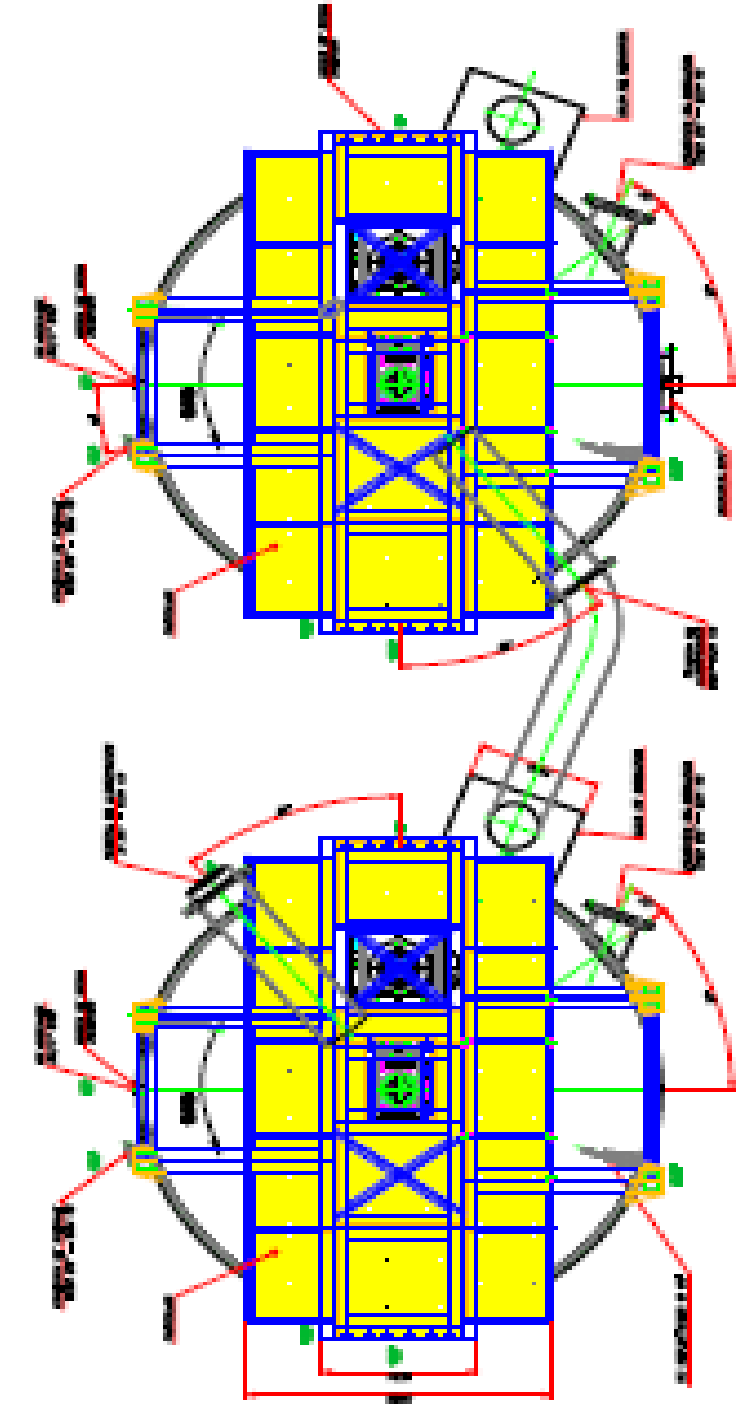


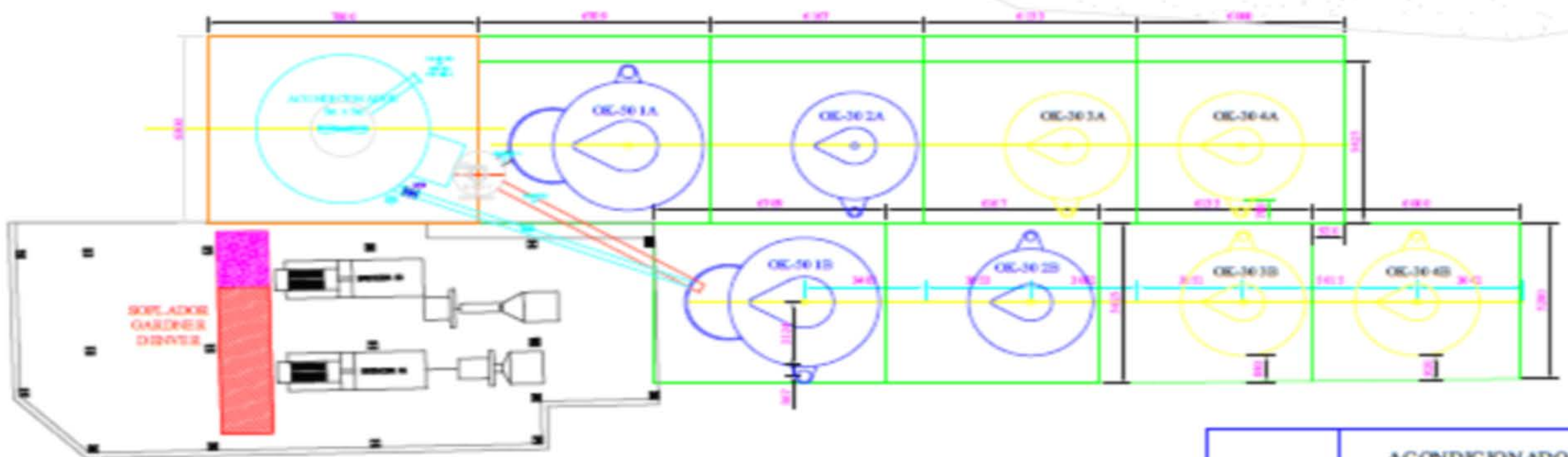
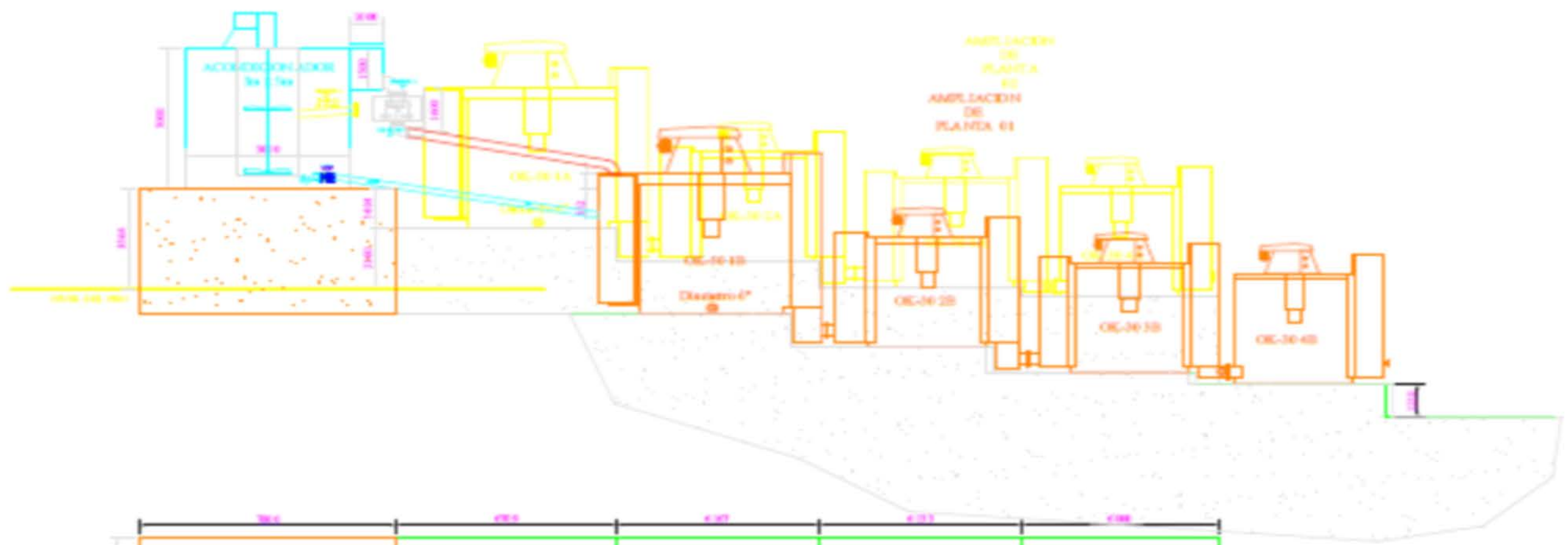


TABLA DE PARTIDAS

Pos.	Cont.	Descripción	Material	Cantidad
01/01	E.M.C.	Trubo		
02/01	APRIL 4. CALI	ENSAMBLE DE SISTEMA DE ACONDICIONACIONES DE 100 m ²		
03/01	20/05/2012	APPROXIMO		
04/01	S/E	PA-004-02 - GRP - INDEPENDIENTE		
		 RADIACION Y MESTRANZA INDUSTRIAL S.R.L. Cliente: CAL AMERICA CASAPALCA S.A.		



	ACONDICIONADOR 5M X 5M EN FLOTACION ZINC			DISEÑO: EJECUCION: APROBADO: FECHA:
	DISEÑO: EJECUCION: APROBADO:	DISEÑO: EJECUCION: APROBADO:	DISEÑO: EJECUCION: APROBADO:	DISEÑO: EJECUCION: APROBADO:



Figura 19: Vista de perfil de los Acondicionadores en serie



Figura 20: Cajón distribuidor.

4.6 Especificaciones eléctricas del motor del acondicionador.

Motor ventilador:

- Marca: Sew Eurodrive
- Tipo: DRS 71S4/FL
- Potencia: 0.37KW
- Frecuencia: 60Hz
- Velocidad: 1700 rpm
- Tensión: 220/380/440 V
- Corriente: 1.92/1.11/0.96 A

Motor de lubricación:

- Marca: Sew Eurodrive
- Tipo: DRS 90L4/FG
- Potencia: 2.2KW
- Frecuencia: 60Hz
- Velocidad: 1715 rpm
- Tensión: 220/380/440 V
- Corriente: 8.60/4.98/4.3 A

Motor del acondicionador:

- Marca: Delcrosa
- N° Serie: 162439M1
- Tipo: NARV 315S/M4
- Potencia: 150HP
- Velocidad: 1780 rpm
- Tensión: 440 V
- Corriente: 174 A



Figura 21: Motor eléctrico marca Delcrosa



Figura 22: Reductor marca Sew Eurodrive

CAPITULO V

ANÁLISIS TÉCNICO-ECONÓMICO DEL PROYECTO

En el presente capítulo se analiza la mejora de la performance del circuito de flotación de zinc en lo que respecta el incremento del grado de zinc en el concentrado y la reducción del desplazamiento del zinc en el relave, así como también la mejora de la recuperación pagable y la recuperación económica.

Se analiza además cuales fueron los consumos de reactivos reactivador y colectores antes y después de la instalación del acondicionador y por consiguiente la reducción de los costos, así como también se realiza una proyección del tiempo estimado de la recuperación del capital invertido en función del costo del acondicionador y del beneficio económico de los insumos producto de la optimización.

5.1 Cuadro de balance metalúrgico.

CIA MINERA S.A
 CUERPOS VARIOS FRESCOS
 TMH =152,041.000 TMH
 H₂O =3.81%
 Densidad =1,450gr/lit

CUADRO DE BALANCE METALURGICO - JUNIO

		ENSAYES				RECUPERACIONES						
PRODUCTO	TMS	Ag(Oz/TC)	Pb%	Cu%	Zn%	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ph	R.E PROM
CABEZA	146,246..551	0.50	0.09	0.22	2.21	100.00	100.00	100.00	100.00	2.49		78.48%
Conc. Ag	921.587	35.28	3.58	24.07	11.51	44.51	26.20	70.53	3.28	19.77	8.55	
Conc. Pb	106.836	179.33	62.47	4.30	3.09	26.23	52.94	1.46	0.10	5.11		
Conc. Zn	5,147.488	1.92	0.15	1.22	57.33	13.55	6.08	19.90	91.22	3.31	11.62	
RELAVE	140,070.640	0.082	0.013	0.018	0.125	15.72	14.78	8.11	5.40	2.61		
RATIO		158.69	1,368.89		28.41							
REC.PAGABLE						70.74	52.94	70.53	91.22			
BULK.TEORICO		50.25	9.70	22.01	10.64							
OXIDOS		0.011%	0.034%	0.092%								

MALLA	MOLIENDA	BULK	REMOLIENDA
-200	55.10	60.14	88.04

CIA MINERA S.A
 CUERPOS VARIOS FRESCOS
 TMH =152,378.000 TMH
 H₂O = 3.64%
 Densidad =1,450gr/lt

CUADRO DE BALANCE METALURGICO - JULIO

PRODUCTO	TMS	ENSAYES				RECUPERACIONES						R.E PROM
		Ag(Oz/TC)	Pb%	Cu%	Zn%	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ph	
CABEZA	146,831.441	0.50	0.11	0.23	2.03	100.00	100.00	100.00	100.00	2.47		79.17%
Conc. Ag	1020.599	31.30	3.54	23.74	12.34	43.51	22.37	71.74	4.23	19.65	8.63	
Conc. Pb	143.252	152.12	64.60	4.34	2.58	29.68	57.30	1.84	0.12	4.78		
Conc. Zn	4665.095	1.74	0.16	1.19	57.85	11.06	4.62	16.85	90.54	3.23	11.56	
RELAVE	141,002.494	0.079	0.018	0.025	0.108	15.75	15.71	10.44	5.11	2.37		
RATIO		143.87	1024.99		31.47							
REC.PAGABLE						73.19	57.30	71.74	90.54			
BULK. TEORICO		46.17	11.06	21.35	11.14							
OXIDOS		0.010%	0.030%	0.070%								

MALLA	MOLIENDA	BULK	REMOLIENDA
-200	55.12	61.96	90.15

5.2 Ley de las colas de la OK50-N°5 (cabeza de alimentación al circuito de Zn)

ENSAYES				
Ag(Oz/TC)	Pb%	Cu%	Zn%	Zn%
0.11	0.02	0.06	2.33	3.16

5.3 Concentración de reactivos utilizados en el circuito de flotación Bulk, Sep. Cu/Pb y Zinc.

NOMBRE DEL REACTIVO	FORMULA QUIMICA	CONCENTRACION %
Sulfato de Cobre	$\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$	10.00%
Xantato Amilico de Potasio	Z-6	1.25%
Xantato Isopropilico de Sodio	Z-11	2.50%
Bisulfito de Sodio	NaHSO_3	3.75%
Sulfato de Zinc	$\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	5.00%
Cianuro de Sodio	NaCN	1.00%

5.4 Costo en dólares de los reactivos.

NOMBRE DEL REACTIVO	\$/Kg
Sulfato de Cobre	5.57
Xantato Amilico de Potasio	2.42
Xantato Isopropilico de Sodio	1.90
Metil Isobutil Carbinol (MIBC)	2.73
Cal	0.50
Bisulfito de Sodio	1.26
Sulfato de Zinc	0.65
Cianuro de Sodio	4.62

5.5 Consumo de reactivos.

FLOTACION ZINC	JUNIO	JULIO	Δ CONSUMO
REACTIVO	Kg/Ton	Kg/Ton	Kg/Ton
CuSO ₄	0.1039	0.0899	0.0014
Z-11	0.0073	0.0052	0.0021
Z-6	0.0083	0.0068	0.0015

5.6 Calculo de la inversión en dólares por reactivos en los meses de Junio y Julio.

JUNIO : 146246.551 TMS			
REACTIVO	Kg/Ton	\$/Kg	COSTO/MES
CuSO ₄	0.1039	5.57	84636.24
Z-11	0.0073	1.90	2028.44
Z-6	0.0083	2.42	2937.51

TOTAL [junio] = 89,602.10 \$/MES

JULIO : 146755.252 TMS			
REACTIVO	Kg/Ton	\$/Kg	COSTO/MES
CuSO ₄	0.0899	5.57	73486.67
Z-11	0.0052	1.90	1449.94
Z-6	0.0068	2.42	2415.00

TOTAL [julio] = 77,351.61 \$/MES

De los cuadros anteriores podemos observar que la reducción del consumo de reactivos en los meses de junio y julio en el circuito de flotación de zinc se ha reducido significativamente y por consiguiente un ahorro económico.

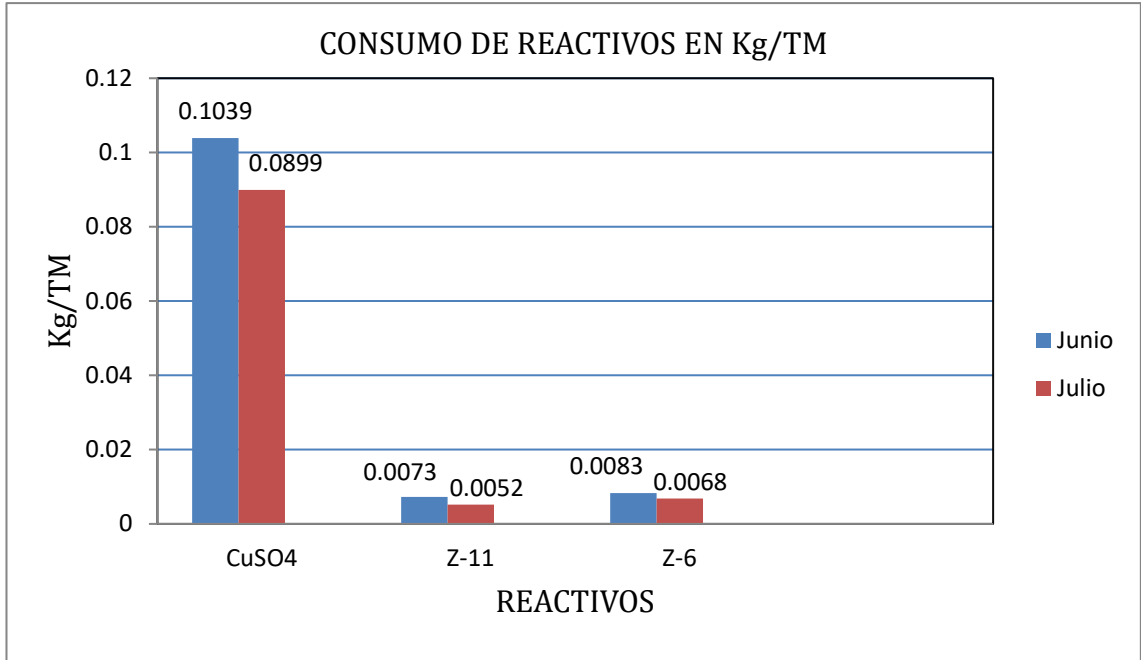


Figura N°23: Comparación del consumo de reactivos

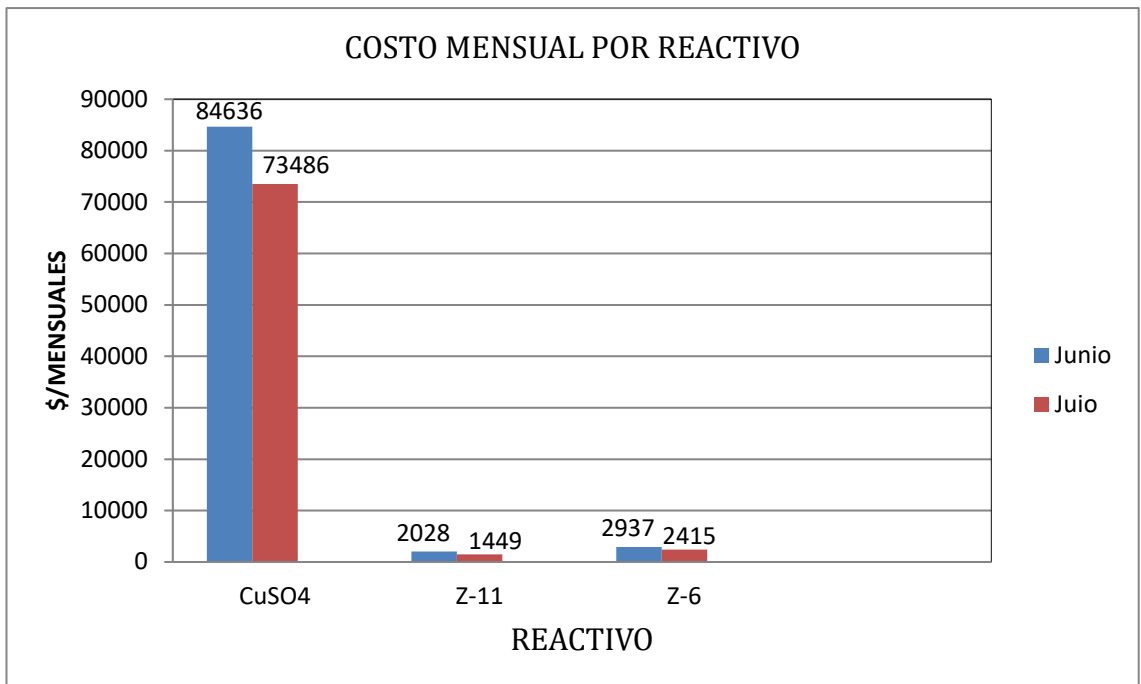


Figura N°24: Comparación del costo de reactivos.

5.7 Calculo del ahorro en dólares producto de la optimización.

El consumo de reactivos en el circuito de flotación de zinc se redujo principalmente el sulfato de cobre en 0.0014 kg/Ton, de xantato amílico de potasio (Z-6) en 0.0015 kg/Ton y finalmente en xantato isopropilico de sodio en 0.0021 kg/Ton (ver gráfico N°23).

Con respecto al ahorro económico en cada uno de los reactivos se tiene que el sulfato de cobre se redujo en US \$11,149.57, en el Z-6 fue de US \$522.51 y de Z-11 finalmente fue de US\$578.5. (ver figura N°24).

Costo reducido total = \$ 89,602.10-\$ 77,351.61.

Costo reducido total = \$ 12,250.

5.8 Costo del acondicionador.

El costo unitario del acondicionador de 5mt Ø x 5 mt de alto: US\$ 93,100.000

El costo de los 02 Acondicionadores es de US\$: 186,200.000

Sub total: US\$ 186,200.000

I.G.V (18%): US\$ 33,516

Total: US\$ 219,716.000

I.G.V retención (6%): US\$ 13,182.960

Monto a pagar: \$ 206,533.040

5.9 Análisis económico.

Calculo en meses de la recuperación del capital invertido:

$\$ 206,533.040 / 12,250.500 = 16$ meses.

Es decir en 01 año y 4 meses se estará recuperando la inversión.

CONCLUSIONES

1. Según los resultados metalúrgicos podemos apreciar que el grado de zinc mejora sustancialmente de 57.33% a 57.85% y el contenido de zinc en el relave se redujo de 0.125% a 0.108%. La recuperación de zinc aumento de 90.54% a 91.22%, esto se debe en lo fundamental al incremento de la activación del zinc en el bulk.
2. Los consumos de reactivos se redujeron en lo que respecta al sulfato de cobre de 0.1039 kg/Ton a 0.0899 kg/Ton, del Z-6 de 0.0083 kg/Ton a 0.0068 kg/Ton y del Z-11 de 0.0073 kg/Ton a 0.0052 kg/Ton, debido a que el reactivador sulfato de cobre y el colector xantato reaccionan eficazmente con las partículas finas de esfalerita en los acondicionadores y por consiguiente esta flota en mayor cantidad en la rougher I y como consecuencia el desplazamiento del Zn al relave se ve reducido.
3. Hay un ahorro anual de \$.147, 000.00, que se incrementa a medida que las variables metalúrgicas del circuito se ajustan, entiéndase por ello la reducción del caudal o reducción de la concentración del sulfato de cobre en lo fundamental.

BIBLIOGRAFIA

1. Venancio Astucuri.T. (1994). Introducción a la flotación de minerales. Primera edición.
2. H.A. Mejía (1985). Nueva interpretación sobre la activación del sulfuro de zinc. III Simposium nacional de ingeniería metalúrgica (abril). Centro cívico Lima-Perú.
3. D.W. Fuerstenau. (1962). Froth Flotation 50th anniversary volumen. Primera edición.
4. S. Castro and J. Alvarez (1994). Flotation. Primera edición.

