UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTIN DE AREQUIPA

FACULTAD DE INGENIERIA DE PROCESOS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALURGICA

EVALUACION METALURGICA Y BALANCE DE MATERIA DEL CIRCUITO DE CHANCADO DE LA COMPAÑÍA MINERA CARAVELI SAC

Tesis presentada por el Bachiller:

TORRES ASCUÑA ROGER EXAVIER

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalurgista

AREQUIPA – PERU

2017

RESUMEN

El mineral producto de las operaciones mineras de Perforación, Voladura y Carguío es transportado por camiones hacia la Planta de Chancado donde se inicia el proceso de conminución del mineral de alta ley mediante una chancadora que reduce el mineral desde un tamaño promedio de 50'' a menos de 1''

Los métodos de reducción de tamaños pueden agruparse de varias maneras, pero como la reducción ocurre en etapas, el tamaño de las partículas aporta el método primario de agrupamiento. El chancado es aquella operación unitaria o grupos de operaciones concernientes a la reducción de trozos grandes de rocas hasta fragmentos; el chancado puede subdividirse en etapas primaria y secundaria.

Chancado Primario

El mineral procedente de mina es almacenado, luego pasa a la chancadora primaria, cuyo producto es de 2.5 pulgadas.

Zaranda Vibratoria

La Zaranda Vibratoria se utiliza para filtrar los materiales después de la trituración.

Faja transportadora N° 1

Faja Transportadora N° 01 de jebe con alma de lona de 24" ancho * 3 pliegues * 47', completa en su armazón metálico con polines de sostén y polines de retorno,

Chancado Secundario

El Oversize de la zaranda vibratoria es triturado en la chancadora secundaria hasta un producto de 1''.

Faja transportadora N° 2

Faja Transportadora N° 2 de 24" ancho * 3 pliegues * 27 metros de bastidor, completa instalada en su armazón metálica con polines de sostén y polines de retorno, transporta el mineral chancado a la tolva.

Palabras Clave: conminución de mineral, transporte de mineral, chancado de mineral, clasificación de mineral, cianuración.

PRESENTACION

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería de Procesos
Señor Director de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica
Señores Ingenieros Miembros del Jurado

En Cumplimiento con lo establecido en el reglamento de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, Facultad de Ingeniería de Procesos, de la Universidad Nacional de San Agustín, es que pongo a disposición de ustedes la tesis titulada: **"EVALUACION METALURGICA Y BALANCE DE MATERIA DEL CIRCUITO DE CHANCADO DE LA COMPAÑÍA MINERA CARAVELI SAC",** a fin de que sea evaluado de acuerdo al reglamento.

Por ello presento a ustedes Señores miembros del jurado la tesis que por su venia me permitiría optar el Título Profesional de Ing.

TORRES ASCUÑA ROGER EXAVIER

Bachiller en Ingeniería Metalúrgica

INTRODUCCION

Desde los primeros años de aplicación industrial de los procesos de conminución al campo de beneficio de minerales, se pudo constatar la relevancia del consumo de energía específica como parámetro controlante de la reducción de tamaño y granulometría final del producto, en cada etapa de conminución.

Este trabajo parte de la evaluación metalúrgica del circuito de conminución de minerales, para posteriormente realizar un balance de materia, el cual nos proporcionara la información necesaria para evaluar la performance de los equipos y evaluación de las condiciones actuales de operación.

Esta evaluación permitirá establecer sistemas de control de las operaciones y reducir los costos de producción. Ya que, en estos años, el precio del cobre ha ido bajando, mientras los insumos para su obtención y la energía cada vez es más costosa; por ende, la empresa se ve en la imperiosa necesidad de mejorar la eficiencia de sus operaciones.

Dentro de este contexto, los procesos de conminución juega un rol importante, tanto en costos, como en la eficiencia global del proceso por ello se considera la importancia de tratar de optimizar el proceso técnica y económicamente, considerando la acción conjunta de todos los equipos industriales de conminución y clasificación.

Por lo tanto, el trabajo de tesis se divide en:
En el Capítulo I Hablamos de la ubicación de la mina y descripción del circuito de chancado.
En el Capítulo II, determinación del grado de asociación del mineral valioso con la ganga
En el Capítulo III, Se hace la evaluación de los principales equipos de conminución con la ayuda de cálculos metalúrgicos.
En el Capítulo IV, Se realiza el balance de materia del circuito de conminución de minerales.

FUNDAMENTOS DEL PROYECTO DE TESIS

A. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Los frecuentes problemas en el Circuito de Chancado, son principalmente el consumo excesivo de energía eléctrica, desgaste de equipos y desconocimiento por parte de los operadores del tonelaje total tratado por día.

B. JUSTIFICACION

La evaluación metalúrgica y el balance de materia en el circuito de chancado, nos permitirá tener un mejor control de las operaciones y mejorar el funcionamiento de equipos.

Además, permitirá confirmar la factibilidad técnica y económica del proceso, sobre bases continuas, y facilitar datos para realizar un mejor control de las operaciones de conminución.

C. OBJETIVOS

a) OBJETIVO GENERAL

Realizar la correcta evaluación metalúrgica del circuito de chancado primario y secundario.

b) OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Conocer la capacidad teórica y práctica de los equipos de chancado.
- Conocer el gasto de energía y eficiencia de energía de los equipos de chancado.
- Realizar el Balance de Materia del circuito de chancado Primario y Secundario.
- Conocer las principales características de las fajas transportadoras.

INDICE

INTRODUCCIÒN 02
FUNDAMENTOS DEL PROYECTO DE TESIS 03

CAPITULO I
CONSIDERACIONES GENERALES

1.1. UBICACION 07
1.2. MINERALIZACION 08
1.2.1. MINERALES DE MENA……..…….08
1.2.2. MINERALES DE GANGA…….....09
1.3. DESCRIPCION DEL PROCESO..... ……..09
1.4. CHANCADO..... .10
1.4.1. CHANCADO PRIMARIO……...…....10
1.4.2. CHANCADO SECUNDARIO…….13

CAPITULO II
DETERMINACION DEL GRADO DE ASOCIACION DEL MINERAL VALIOSO CON LA GANGA

2.1. RECURSOS EMPLEADOS.....15
2.1.1. Equipos……..…..…15
2.1.2. Materiales……..……...15
2.1.3. Reactivos…….…....16
2.2. DESARROLLO EXPERIMENTAL..... .16
2.2.1. Caracterización de mineral…….....17
2.2.2. Pruebas metalúrgicas……..……17
2.3. ANALISIS DE RESULTADO 19

CAPITULO III

CALCULOS METALURGICOS

3.1. CHANCADORA PRIMARIA ..... ……..21

3.1.1. Capacidad Teórica y Práctica…….....21

3.1.2. Gasto de Energía…….....22

3.1.3. Eficiencia de Energía…….....23

3.1.4. Radio de Reducción…….....23

3.1.5. Calculo del Work Índex…….....31

3.2. ZARANDA VIBRATORIA 35

3.2.1. Capacidad Teórica…….....35

3.2.2. Calculo de RPM de la Zaranda Vibratoria ……..36

3.2.3. Eficiencia de Tamizado …….....36

3.2.4. Porcentaje de Orificios en la Zaranda …….....37

3.3 CHANCADORA SECUNDARIA 38

3.3.1. Capacidad Teórica …….....38

3.3.2. Gasto de Energía…….....39

3.3.6. Eficiencia de Energía…….....40

3.3.4. R.P.M.…….....40

3.3.5. Calculo del Work Índex…….....40

3.4.6. Calculo de Radio de Reducción…….....44

3.4 FAJAS TRANSPORTADORAS..... .45

3.4.1. Faja Transportadora N° 1…….....45

3.4.1.1. Calculo de la velocidad…….....…45

3.4.1.2. Cálculo de la longitud total……...45

3.4.1.3. Capacidad de descarga de la faja ……46

3.4.1.4. Potencia horizontal ……..…46

3.4.2. Faja Transportadora N° 2……47
3.4.2.1. Calculo del ángulo de inclinación de la Faja……47
3.4.2.2. Cálculo de la longitud total……....48
3.4.2.3. Calculo de la longitud de la faja……49
3.4.2.4. Capacidad de descarga de la faja ……49
3.4.2.5. Potencia horizontal……..50

CAPITULO VI
BALANCE DE MATERIA

4.1. DIAGRAMA DE FLUJO..... 52
4.2. BALANCE DEL CIRCUITO DE CHANCADO 53
4.3. AUDITORIA METALURGICA..... 57

CONCLUSIONES..... 59

BIBLIOGRAFIA 60

CAPITULO I

CONSIDERACIONES GENERALES

1.1. Ubicación

La Planta de Beneficio Chacchuille de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. está ubicada en el Distrito de Huanuhuanu, Provincia de Caraveli, Departamento de Arequipa, emplazada dentro de la unidad Tiabaya del Batolito de la Costa, a una altitud promedio de 1400 msnm y a 645.5 km de la ciudad de Lima. Como se indica en la figura 1.

FIGURA 1

1.2. Mineralización

1.2.1. Minerales de mena

Son piritas y calcopiritas auríferas, donde el oro se encuentra en solución sólida íntimamente asociado a estos sulfuros y también en el cuarzo visible al microscopio.

a. Pirita:

Fórmula química	:	FeS_2
Porcentaje de Fe	:	46%
Color	:	Amarillo latón
Lustre	:	Metálico

b. Calcopirita

Fórmula química	:	$FeCuS_2$
Porcentaje de Cu	:	34.5%
Porcentaje de Fe	:	30.5%
Color	:	Amarillo bronceado
Brillo	:	Metálico

c. Oro nativo

Símbolo químico	:	Au
Color	:	Amarillo claro, cuando está en masa y en estado de pureza
Gravedad específica	:	19.3 gr/cc.
Punto de fusión	:	1 100 – 1 380ºC
Brillo	:	Metálico

Su presencia es muy rara y mayormente aparece en la zona de oxidación.

El estudio de la sección pulida de una muestra de veta dio:

Pirita: Color amarillo latón con secciones cuadradas y reflexión notable.

Calcopirita: Se le encontró como inclusiones, con un amarillo intenso azulado.

Oro: Amarillo brillante, diseminado dentro del cuarzo.

En resumen, la pirita representa aprox. El 85% de los minerales de mena.

1.2.2. Minerales de ganga

Constituidos principalmente de cuarzo y calcita con poca presencia de sericita.

a. Cuarzo:

Fórmula química	:	SiO_2, ya que es la forma cristalizada de la sílice
Color	:	Blanco lechoso o hialino
Brillo	:	Vítreo
Punto de fusión	:	1600ºC

b. Calcita:

Fórmula química	:	$CaCO_3$
Brillo	:	Nacarado

La distribución del cuarzo está en mayor cantidad en zonas de escasos sulfuros. La calcita constituye el 10% de la ganga. Hay poca cantidad de sericita.

1.3. Descripción delas Operaciones del Proceso en la planta

El mineral producto de las operaciones mineras de Perforación, Voladura y Carguío es transportado por camiones hacia la Planta de Chancado donde se inicia el proceso de conminución del mineral de alta ley mediante una chancadora que reduce el mineral desde un tamaño promedio de 50'' a menos de 1''. Como se indica en la siguiente figura.

Proceso en la planta

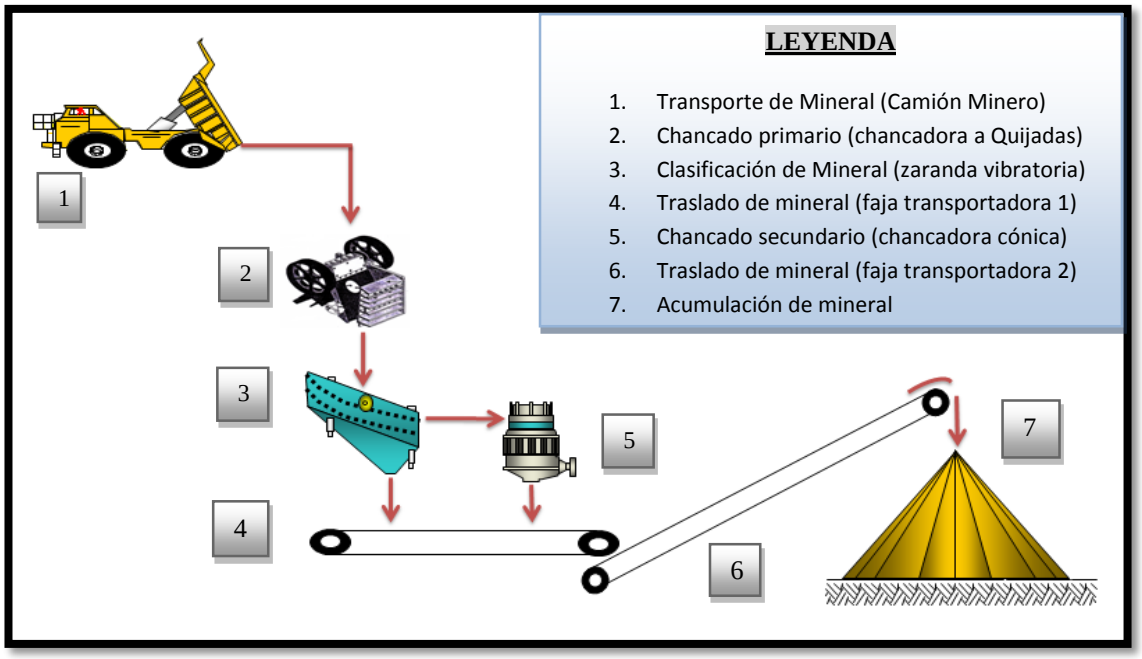


Figura 1

1.4. Chancado

Los métodos de reducción de tamaños pueden agruparse de varias maneras, pero como la reducción ocurre en etapas, el tamaño de las partículas aporta el método primario de agrupamiento. Si el cuerpo de mineral es de carácter masivo, el minado o extracción es en realidad la primera etapa de reducción de tamaño, y generalmente se realiza con explosivos, aunque pueden usarse medios mecánicos en los minerales más blandos.

El chancado es aquella operación unitaria o grupos de operaciones concernientes a la reducción de trozos grandes de rocas hasta fragmentos; el chancado puede subdividirse en etapas primaria y secundaria.

1.4.1. Chancado Primario

El mineral procedente de mina es almacenado, luego pasa a la chancadora primaria, cuyo producto es de 2.5 pulgadas.

A. Chancadora Primaria

Es una Chancadora primaria de Quijadas “COMESA” N° 4030 de 10”*24” ALLIS CHALMERS completa instalada en su base de Fe con polea de 42”ϕ*9 canales para fajas sin fin en “V” E-210 accionado por:

01 motor Eléctrico de 30 HP “GENERAL ELECTRIC” N° serie 5308930, 220/240 Volt 80/41 Amp, 885 r.p.m., con polea de 12”ϕ*5 canales para fajas en “V” N° B-210 sin placa con su tablero de mando y arranque.

Partes de Chancadora a Quijadas

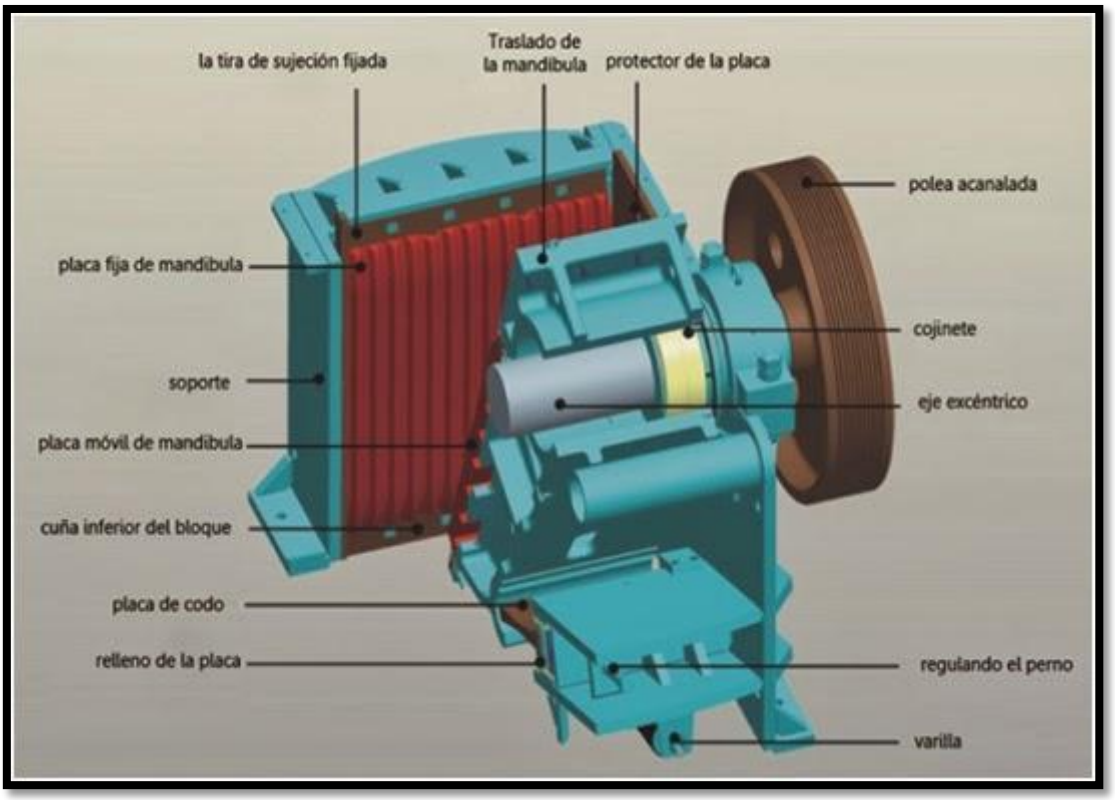


Figura 1.

B. Zaranda Vibratoria

Cedazo Vibratorio (Zaranda) Criba “FIMA” DENVER, tipo 4’*8’ Serie N° 12469 – S – 5262, registro 35 – 59 – 01, para malla Estándar Duty completo, accionado por:

01 motor Eléctrico “DELCROSA” tipo NV – 1000 LA, Serie N° 122310M90 de 4.8 HP., 1740 r.p.m., 60 Hz. Como se indica en las siguientes Figuras1,2.

zaranda vibratoria

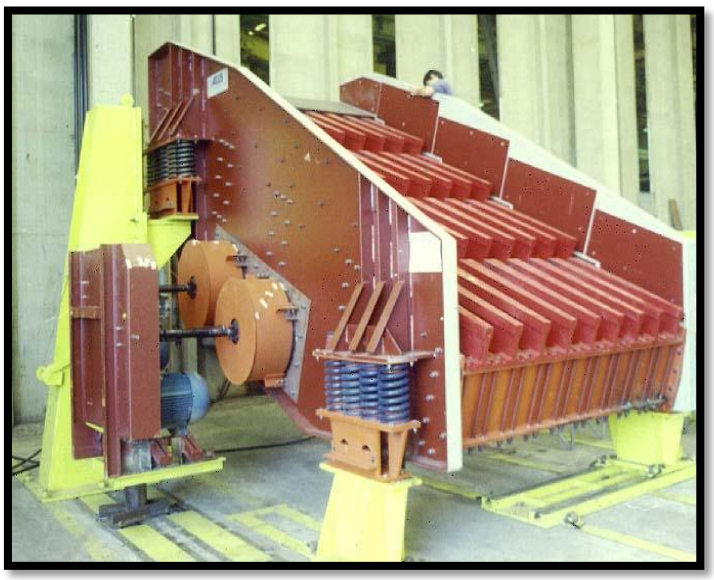


Figura 1.

Partes de zaranda vibratoria

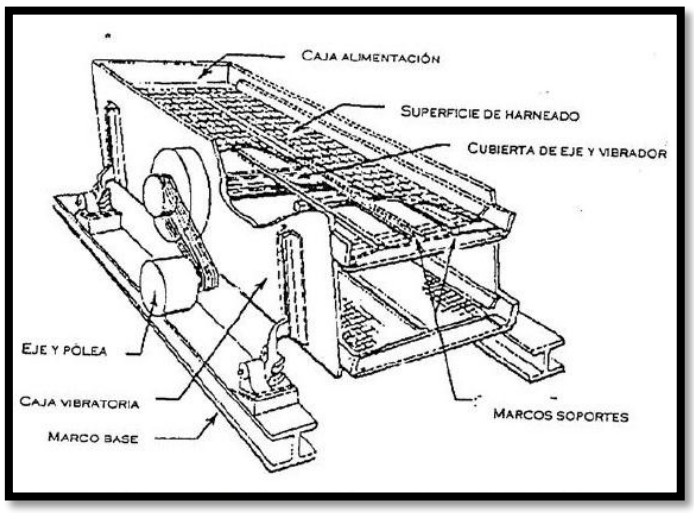


Figura 2.

1.4.2. Chancado Secundario

El Oversize de la zaranda vibratoria es triturado en la chancadora secundaria hasta un producto de 1''.

A. Chancadora Secundaria

la chancadora secundaria es una maquina donde se realiza la trituración secundaria del mineral bruto.
Es decir, chanca el mineral que nos entrega la trituradora primaria de quijadas.

Chancadora Cónica Symons de 3' STD modelo Standard, serie N° 31484, con polea de 80 ½"ϕ * 6 canales para fajas sin fin en "V" N° D – 180 completa instalada en su base, accionada por:
01 motor Eléctrico "ASEA" serie N° 7156 – 758 de 75 Kw., 60 Hz, 440 volt., con polea de 40 ½"ϕ por 6 canales, con tablero de control y mando "ASEA" N° 544 – 0608, 70 Kw, 380 Volt., 138 Amp, P3C – 1012. Como se muestra en la siguiente Figura.

Partes de Chancadora Conica

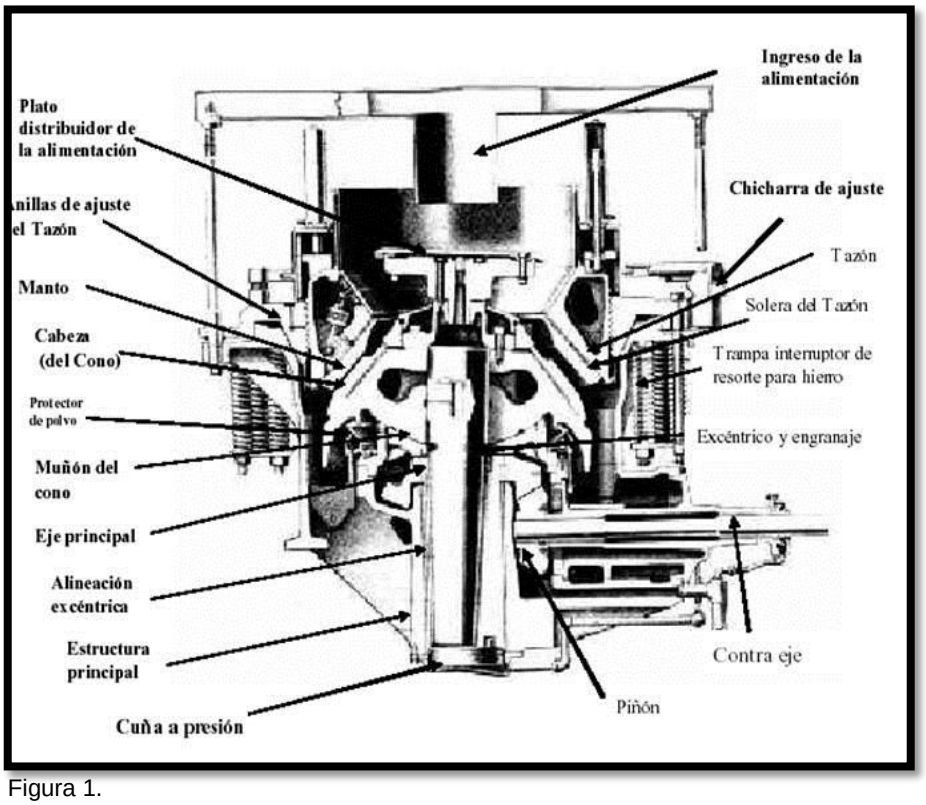


Figura 1.

B. Faja transportadora N° 1

Faja Transportadora N° 01 de jebe con alma de lona de 24" ancho * 3 pliegues * 47', completa en su armazón metálico con polines de sostén y polines de retorno, accionado por:

01 motor Eléctrico "DELCROSA" de 4.8 HP., tipo NV 132, con polea de 3.5/8"* 4 canales para fajas sin fin en "V" N° 3V-1000.

01 reductor de velocidad "COMESA" N° 4340 con polea de 22 5/8" * 3 canales. Como se muestra en la siguiente figura.

C. Faja transportadora N° 2

Faja Transportadora N° 2 de 24" ancho * 3 pliegues * 27 metros de bastidor, completa instalada en su armazón metálica con polines de sostén y polines de retorno, transporta el mineral chancado a la tolva de madera N° 0, accionada por:

01 Motor Eléctrico "DELCROSA" de 9 HP., con polea de 5"ϕ de 4 canales para fajas sin fin 3V – 1120, con reductor de velocidad "COMESA", con su polea de 23"ϕ * 4 canales como se indica en la siguiente figura 1.

Faja transportadora

Figura 1.

CAPITULO II

DETERMINACION DEL GRADO DE ASOCIACION DEL MINERAL VALIOSO CON LA GANGA

2.1. Recursos empleados

2.1.1. Equipos

Para la ejecución de las pruebas se acondiciono el equipo necesario que permite la lixiviación dinámica de las muestras

1. Reactor (botellas de PVC)
2. pH
3. Balanza

2.1.1. Materiales

En la realización de las pruebas de cianuración, se empelaron diferentes materiales, especialmente se considera el mineral proveniente de la mina.

1. Mineral
2. Botellas de plástico

3. Agua destilada
4. Vaso de precipitado
5. Piseta
6. Probeta
7. Bureta
8. Mallas
9. Espátula
10. Balde
11. Papel de filtro
12. Pipeta
13. Embudo

2.1.2. Reactivos

Los reactivos utilizados, son de grado comercial, y que comúnmente se utilizan en los procesos industriales, se considera los reactivos utilizados para determinar la fuerza de cianuro y el consumo del mismo

1. Cal
2. Cianuro de sodio

2.2. Desarrollo experimental

Para realizar las pruebas experimentales del presente estudio, se requiere el laboratorio metalúrgico y el laboratorio químico. En el laboratorio metalúrgico se realizaron las siguientes pruebas:

1. Determinación del tamaño de partícula: Para el mineral, el tamaño de partícula fue de diferentes números de mallas.
2. Cianuración: Se realizaron las pruebas de cianuración dinámica, las cuales se basan en el principio básico del proceso metalúrgico mencionado durante diferentes períodos de tiempo en contacto.

2.2.1. Caracterización del mineral

A. **Análisis Químico Cuantitativo de Cabeza.**

Au	:	0.621 ozt/T.C
Ag	:	1.40 ozt/T.C.
Cu	:	0.29 %

B. **Determinación del Peso Específico – Aparente.**

Se empleó una fiola de 1 Lt de capacidad, las determinaciones y cálculos que se realizaron son los siguientes:

1. Peso de la fiola	: 221.50 gr
2. Peso de la fiola + agua	: 1219.00 gr
3. Peso de agua	:997.50 gr(ml)
4. Peso de mineral	: 300.00 gr
5. Peso de la fiola + mineral	: 521.50 gr (β)
6. Peso de la fiola + mineral + agua	: 1415.34 gr (α)
7. Volumen o peso de agua: (α) – (β)	: 893.84 gr (ml)
8. Volumen de relave = 997.5 – 893.84	: 103.66 ml
9. Peso específico mineral = 300/103.66	: 2.89 gr/c.c.

2.2.2. Pruebas metalúrgicas

A. Prueba de Cianuración N° 1

Peso muestra	:	1.000 gr
Tamaño de partícula	:	2 pulgadas
Fuerza de cianuro	:	0.10%
Cal	:	2.10 gr
Tiempo	:	48Hr.

B. Prueba de Cianuración N° 2

Peso muestra	:	1.000 gr
Tamaño de partícula	:	1 1/2 pulgadas
Fuerza de cianuro	:	0.10%
Cal	:	2.10 gr
Tiempo	:	48 Hr.

C. Prueba de Cianuración N° 3

Peso muestra	:	1.000 gr
Tamaño de partícula	:	1 1/4 pulgadas
Fuerza de cianuro	:	0.10%
Cal	:	2.10 gr
Tiempo	:	48 Hr.

D. Prueba de Cianuración N° 4

Peso muestra	:	1.000 gr
Tamaño de partícula	:	1 pulgada
Fuerza de cianuro	:	0.10%
Cal	:	2.10 gr
Tiempo	:	48 Hr.

E. Prueba de Cianuración N° 5

Peso muestra	:	1.000 gr
Tamaño de partícula	:	7/8 pulgadas
Fuerza de cianuro	:	0.10%
Cal	:	2.10 gr
Tiempo	:	48 Hr.

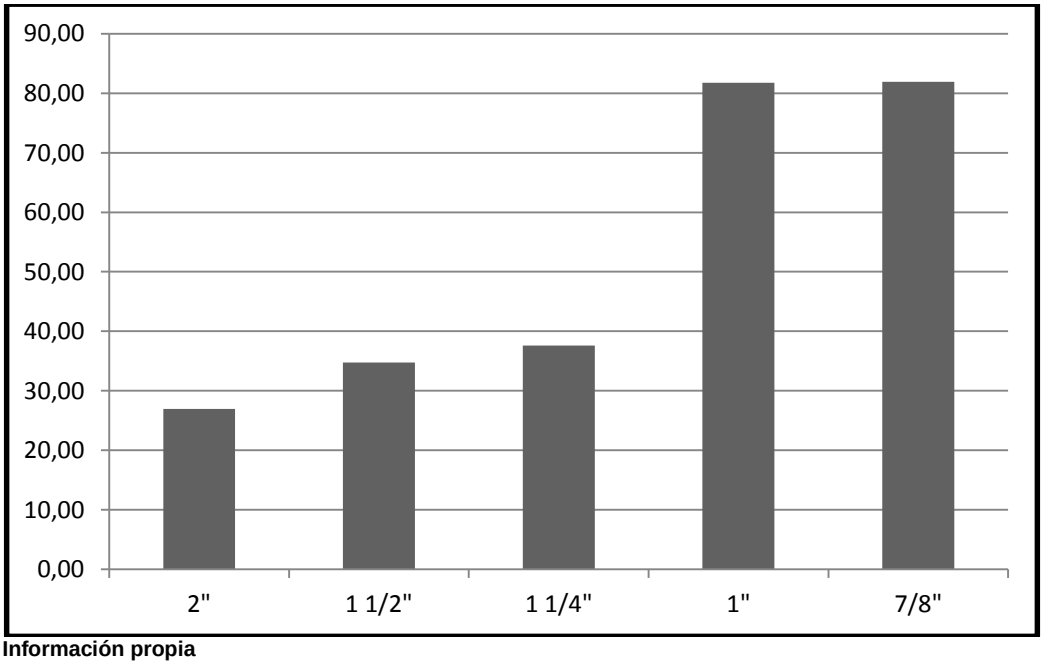
2.3. Análisis de resultados

Comparación de la recuperación de oro por mallas.

MALLA	% PESO RESIDUO	ORO CABEZA (g/TM)	ORO RESIDUO (g/TM)	% RECUPERACION
2"	32.56	59.20	43.25	26.94
1 1/2"	23.27	63.20	41.25	34.73
1 1/4"	17.03	63.40	39.56	37.60
1"	13.49	87.61	16.00	81.74
7/8"	13.65	88.71	16.05	81.91
TOTAL	100.00			

Información propia

Grafica granulometría del mineral vs % recuperación de oro



Información propia

Discusión de resultados: Claramente se observa en la gráfica que el porcentaje de recuperación de oro, trabajando a una granulometría de una pulgada y 7/8 de pulgada es casi similar.

El mineral y la ganga tienen un grado de asociación bajo ya que según los resultados de cianuración se obtuvo un buen grado de liberación sin reducir mucho el tamaño de mineral.

CAPITULO III

CALCULOS METALURGICOS

3.1. CHANCADORA PRIMARIA

3.1.1. Capacidad Teórica y practica

a) Capacidad Teórica

Para calcular la capacidad teórica, lo realizamos por medio de la fórmula de Taggart:

$$TC/hr = 0.6 * L * S$$

Dónde:

L= largo de boca de entrada (pulg)	= 20(pulg)
S= abertura de la descarga (pulg)	= 2.5(pulg)

Resolviendo tenemos:

$$TC/hr = 0.6 * 20 * 2.5 = 33 TC/hr$$

b) Capacidad Práctica

La planta de beneficio procesaba un promedio de 220 TM secas por día de mineral y la sección chancado 8 horas diarias como promedio. Entonces la capacidad práctica de esta sección será:

$$Capacidad.\Pr actica = \frac{220}{8} = 27.5TM/hr$$

3.1.2. **Gasto de Energía:**

Para tener una idea detallada de los verdaderos gastos, debemos abocarnos a calcular cuales son los gastos de energía en trituración, por ser muy importantes. Lo calculamos con la ayuda de la siguiente formula:

$$Q = \frac{(v * A * \cos\Phi * \sqrt{B})}{1000}$$

Donde:

Q	= Energía realmente suministrada (Kw)
V	= Voltaje suministrado al motor (voltios =440)(V)
A	= Amperaje consumido con carga (amperios = 25.5)(A)
$\sqrt{B}$	= Factor de corrección, motor trifásico
$\cos\phi$	= Factor de potencia (0.7)
1000	= Factor de conversión de watts a Kw

Resolviendo tenemos:

$$Q = \frac{\left(440 * 25.5 * 0.7 * \sqrt{3}\right)}{1000} = 13.6HP$$

y, así tenemos que:

$$W = \frac{Q}{T}$$

W	= Consumo de energía, (Kw – hr/TC)
T	= Tonelaje de mineral alimentado (TC/hr = 33)

$$W = \frac{13.6}{33} = 0.41$$

3.1.3. **Eficiencia de Energía**

Para calcular la Eficiencia de la Chancadora de Mandíbulas, tomamos en cuenta la potencia dada por la compañía, que se encuentra en la respectiva placa de esta (30 HP), y la potencia calculada, así tenemos:

$$Eficiencia = \frac{13.6}{30} * 100 = 45.33\%$$

3.1.4. **Radio de Reducción**

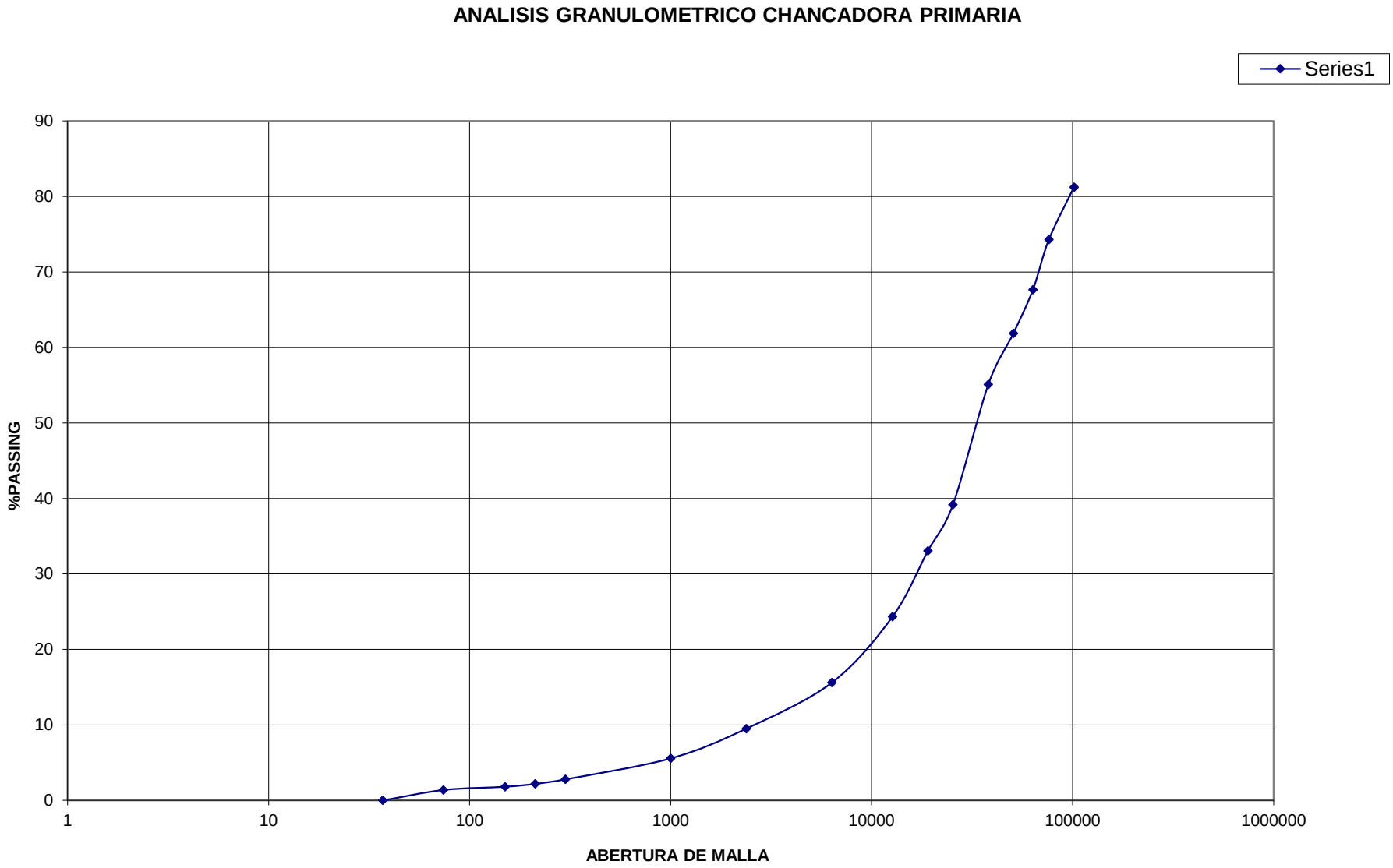
El radio de reducción de cualquier chancadora viene a ser la relación entre las aberturas de entrada y de salida, así tenemos:

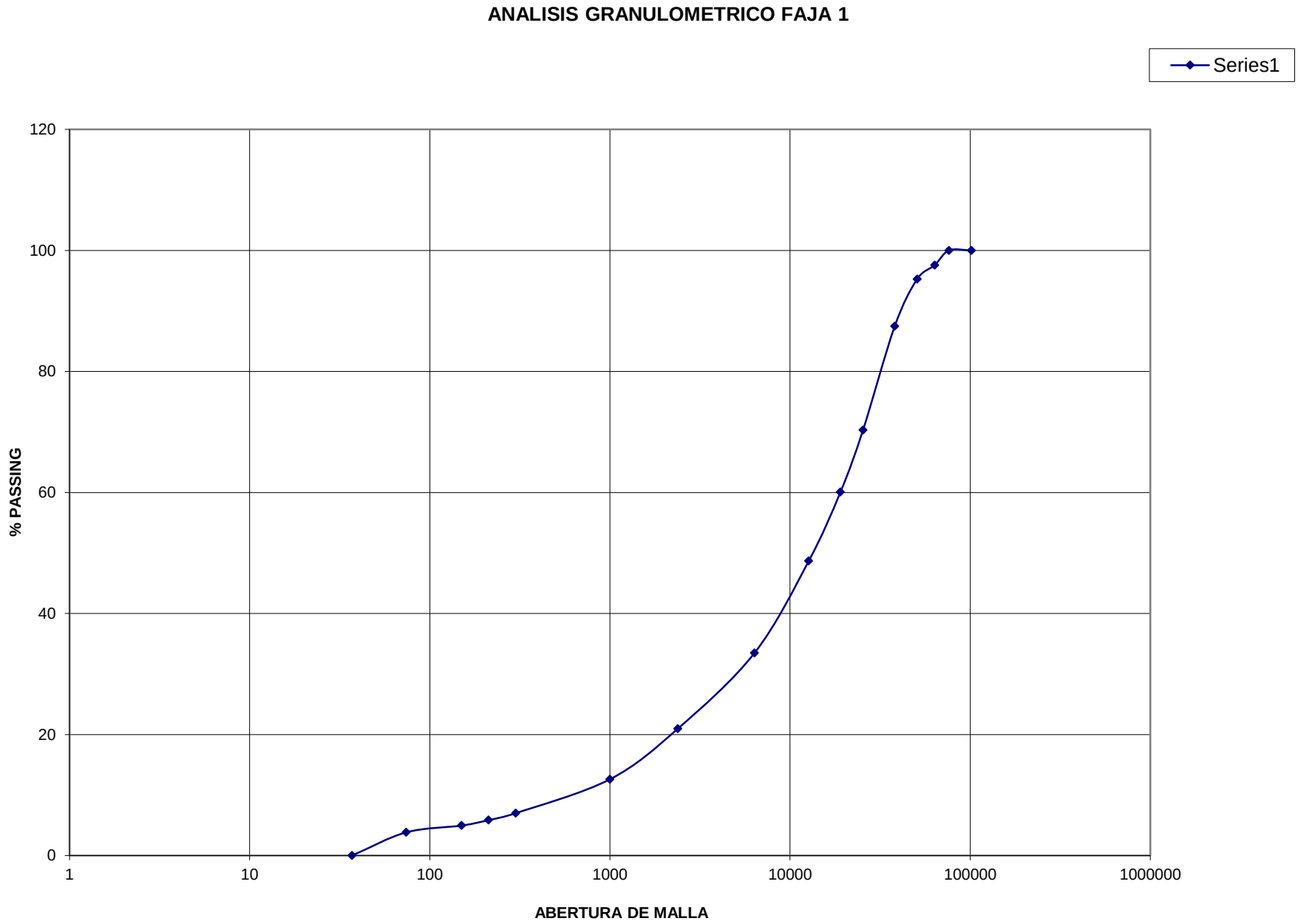
$$Radiodereduccion = \frac{10}{2.5} = 4$$

Luego considerando que el radio límite de reducción es el 85% el radio de reducción, aquel será 3.40.

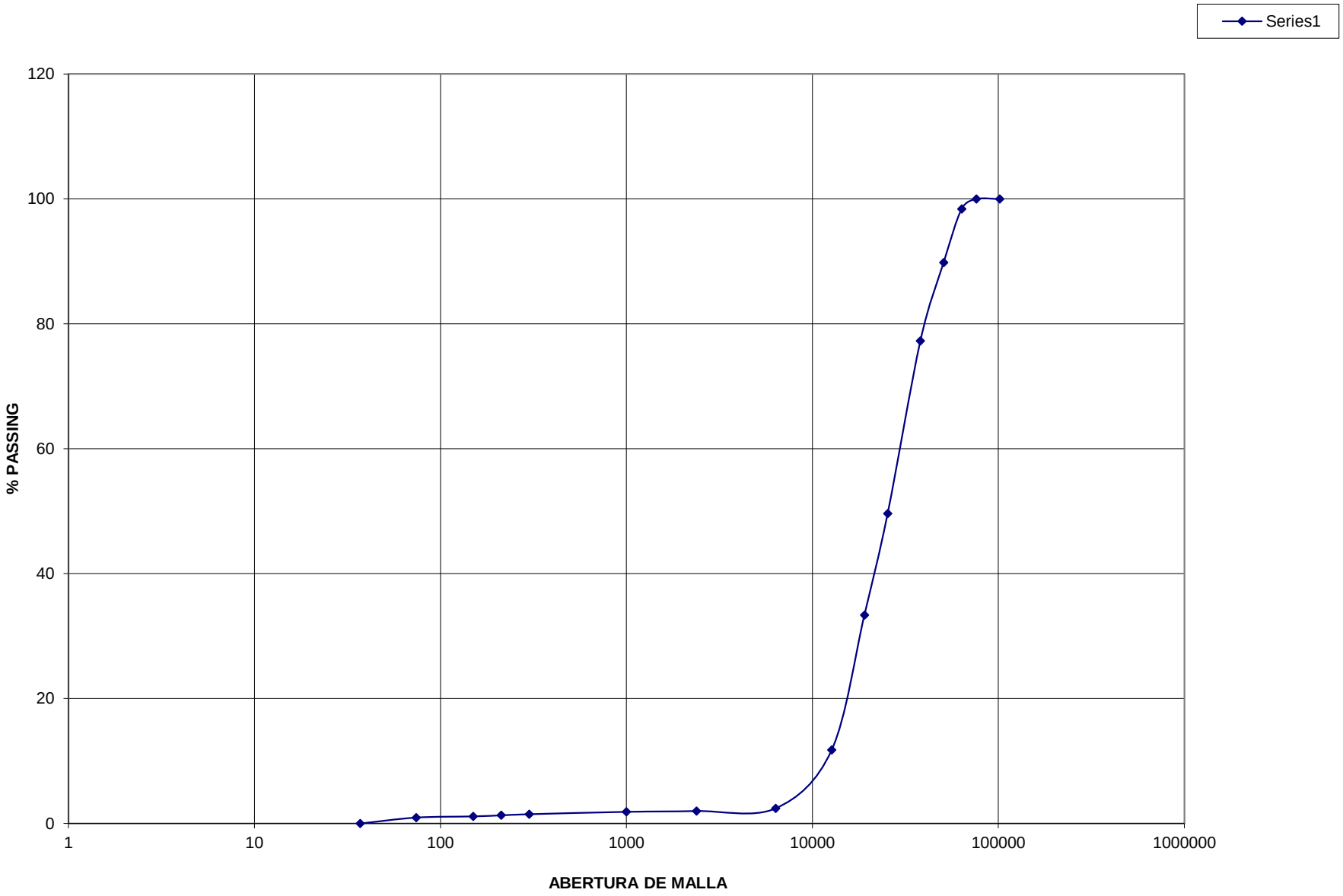
ANALISIS GRANULOMETRICO DELCIRCUITO DE CHANCADO

ALIMENTACION FRESCA (1)								ZARANDA VIBRATORIA									DESCARGA CHANCADO			PRODUCTO FINAL		
								ALIMENTACION (2)			GRUESOS (3)			FINOS (4)			SECUNDARIA (5)			FAJA 2 (6)		
malla	tamaño	%P	%Ac+	% Ac -	Ley gr./TM	Contenido	% Distrib	%P	% Ac+	%Ac -	%P	% Ac+	%Ac -	%P	% Ac+	%Ac -	%P	% Ac+	%Ac -	%P	% Ac+	%Ac -
4"	101600	18.78	18.78	81.22	6.5	122.07	26.14			100	0	0	100			100			100			100
3"	76200	6.95	25.73	74.27	5.2	36.14	7.74	0	0	100	0	0	100	0	0	100	0	0	100	0	0	100
2 1/2"	63500	6.62	32.35	67.65	6.2	41.04	8.79	2.45	2.45	97.55	1.6	1.6	98.4	0	0	100	0	0	100	0	0	100
2"	50800	5.78	38.13	61.87	5.85	33.81	7.24	2.28	4.73	95.27	8.58	10.18	89.82	0	0	100	0	0	100	0	0	100
1 1/2"	38100	6.77	44.9	55.1	6.42	43.46	9.31	7.8	12.53	87.47	12.53	22.71	77.29	0	0	100	0	0	100	0	0	100
1"	25400	15.93	60.83	39.17	3.65	58.14	12.45	17.17	29.7	70.3	27.66	50.37	49.63	0	0	100	0	0	100	0	0	100
3/4"	19050	6.13	66.96	33.04	4.35	26.67	5.71	10.22	39.92	60.08	16.24	66.61	33.39	0	0	100	1.57	1.57	98.43	0.95	0.95	99.05
1/2"	12700	8.71	75.67	24.33	2.9	25.26	5.41	11.4	51.32	48.68	21.63	88.24	11.76	0.23	0.23	99.77	18.18	19.75	80.25	11.12	12.1	87.93
1/4"	6350	8.72	84.39	15.61	3.1	27.03	5.79	15.2	66.52	33.48	9.33	97.57	2.43	15.17	15.4	84.6	52.74	72.49	27.51	37.97	50	49.96
8	2380	6.1	90.49	9.51	2.5	15.25	3.27	12.53	79.05	20.95	0.43	98	2	28.06	43.46	56.54	16.71	89.2	10.8	21.17	71.2	28.79
18	1000	3.95	94.44	5.56	2.45	9.68	2.07	8.35	87.4	12.6	0.13	98.13	1.87	25.35	68.81	31.19	4.83	94.03	5.97	12.9	84.1	15.89
50	300	2.77	97.21	2.79	4.23	11.72	2.51	5.6	93	7	0.38	98.51	1.49	14.72	83.53	16.47	1.95	95.98	4.02	6.97	91.1	8.92
70	212	0.6	97.81	2.19	5.55	3.33	0.71	1.15	94.15	5.85	0.18	98.69	1.31	2.96	86.49	13.51	0.41	96.39	3.61	1.41	92.5	7.51
100	150	0.38	98.19	1.81	7.07	2.69	0.58	0.9	95.05	4.95	0.17	98.86	1.14	1.98	88.47	11.53	0.25	96.64	3.36	0.93	93.4	6.58
200	74	0.43	98.62	1.38	7.62	3.28	0.70	1.12	96.17	3.83	0.19	99.05	0.95	1.65	90.12	9.88	0.08	96.72	3.28	0.7	94.1	5.88
-200	37	1.38	100	0	5.42	7.48	1.60	3.83	100	0	0.95	100	0	9.88	100	0	3.28	100	0	5.88	100	0
TOTAL		100				467.05	100.00	100			100			100			100			100		

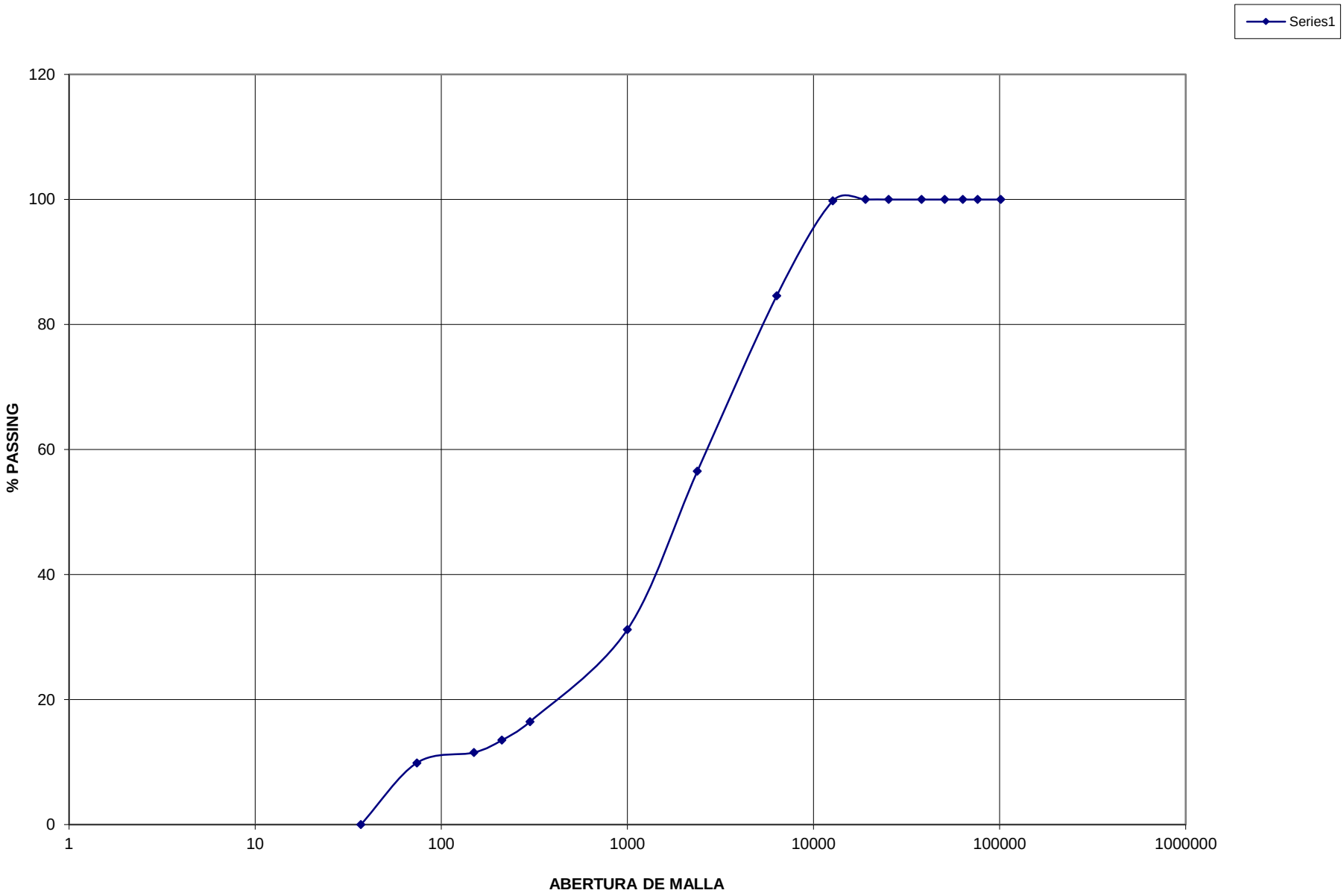

ANALISIS GRANULOMETRICO CHANCADORA PRIMARIA
Series1
%PASSING
90
80
70
60
50
40
30
20
10
0
1
10
100
1000
10000
100000
1000000
ABERTURA DE MALLA


ANALISIS GRANULOMETRICO FAJA 1
Series1
120
100
80
60
40
20
0
% PASSING
1
10
100
1000
10000
100000
1000000
ABERTURA DE MALLA

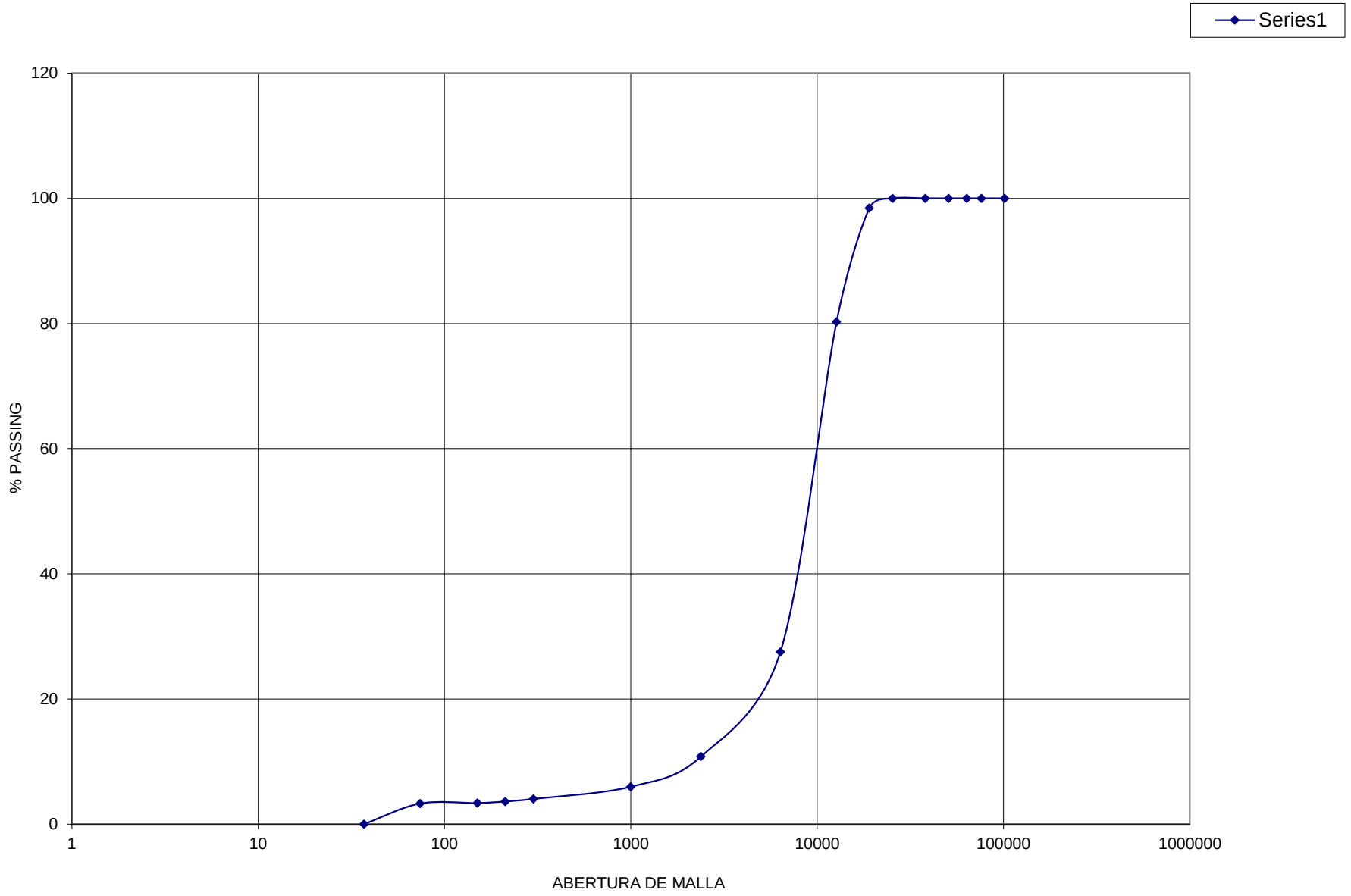
ANALISIS GRANULOMETRICO GRUESOS ZARANDA



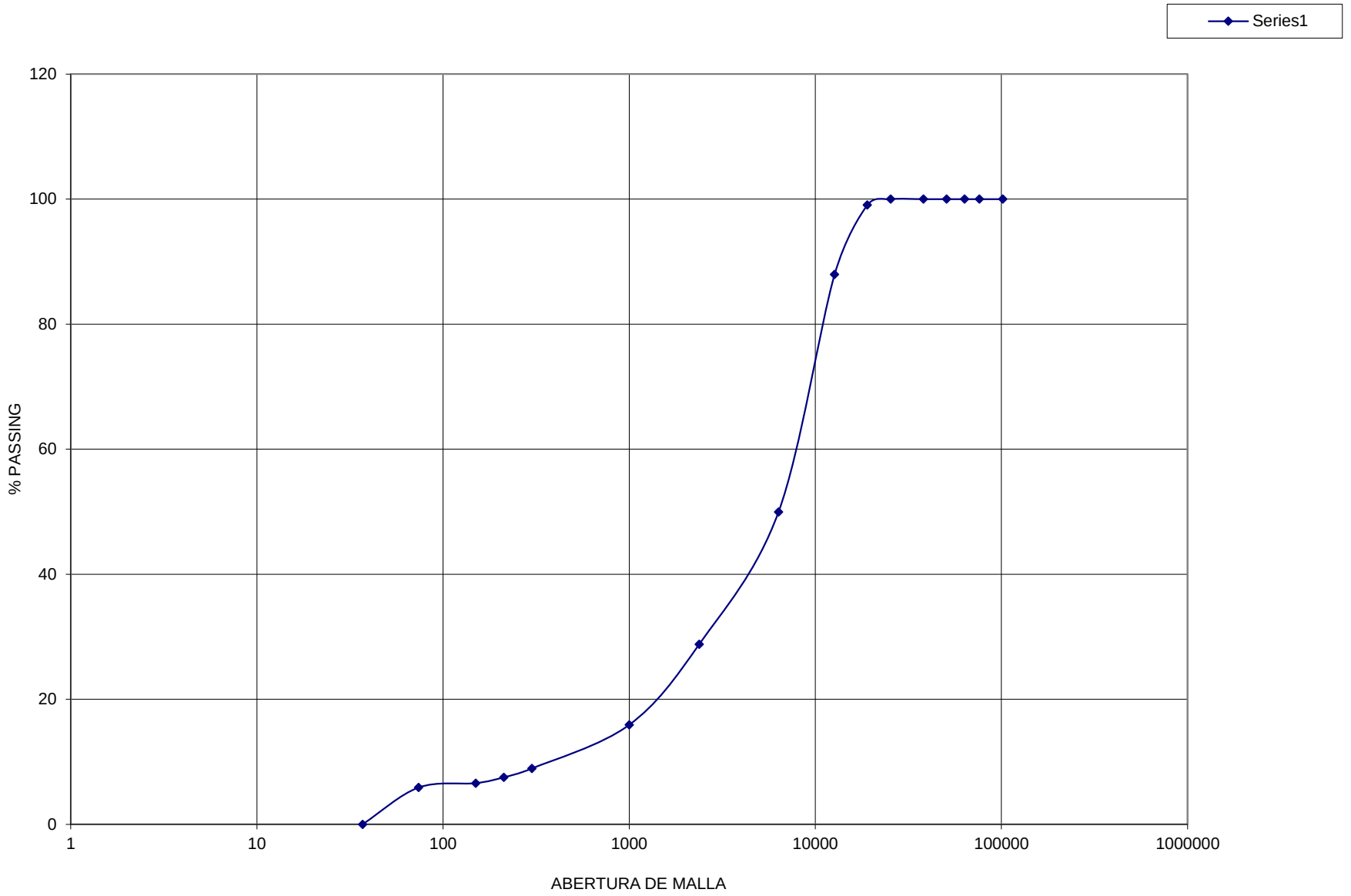
ANALISIS GRANULOMETRICO FINOS ZARANDA



ANALISIS GRANULOMETRICO DESCARGA CHANCADORA SECUNDARIA



ANALISIS GRANULOMETRICO FAJA 2



El análisis granulométrico anterior nos servirá para seguir, realizando los cálculos que siguen a continuación.

3.1.5. Calculo del Work Índex :

El “Work Índex “o índice de trabajo es el parámetro de conminución que expresa la resistencia del material para ser reducido. Numéricamente el índice de trabajo representa los KW hora por tonelada corta necesario para reducir un material desde un tamaño teóricamente intacto hasta partículas que en un 80% sean inferiores a 100 micrones.

Test estándar de chancado: El procedimiento experimental estándar de laboratorio, para determinar el índice de trabajo en la etapa de chancado, básicamente consiste en lo siguiente:

- Preparar el material a un tamaño comprendido entre 2 y 3 pulgadas.
- Colocar parte de dicho material entre 2 péndulos opuestos e iguales (30 lb de peso cada uno), que pueden levantarse controladamente a distintas alturas de caída.
- Efectuar un test de impacto sobre el material, colocando la dimensión menor de la roca en la dirección del impacto a producir por ambos péndulos, los cuales se levantarán progresivamente, hasta producir la fractura requerida del material.
- El índice de trabajo (W_I = kw-h/ton. corta) se calculará de un promedio de 10 test exitosos, mediante la fórmula:

$$Wi = \frac{2.59}{Ds}.C$$

- Dónde:

  W_I = índice de trabajo del material, aplicable a chancado (kw-h/ton corta)

  Ds = gravedad especifica del sólido

  C = esfuerzo del impacto aplicado, necesario para fracturar el material (lb-pie/pulg de espesor de la roca).

TEST	GRAVEDAD ESPECIFICA	ESFUERZO DE IMPACTO (lb-pie/pulg)	Wi (kwh/ton corta)
1	2.89	18.50	16.58
2	2.89	19.20	17.21
3	2.89	20.00	17.92
4	2.89	20.00	17.92
5	2.89	19.00	17.03
6	2.89	18.00	16.13
7	2.89	18.90	16.94
8	2.89	19.00	17.03
9	2.89	21.00	18.82
10	2.89	18.50	16.58
PROMEDIO	2.89	19.12	17.22

Información propia

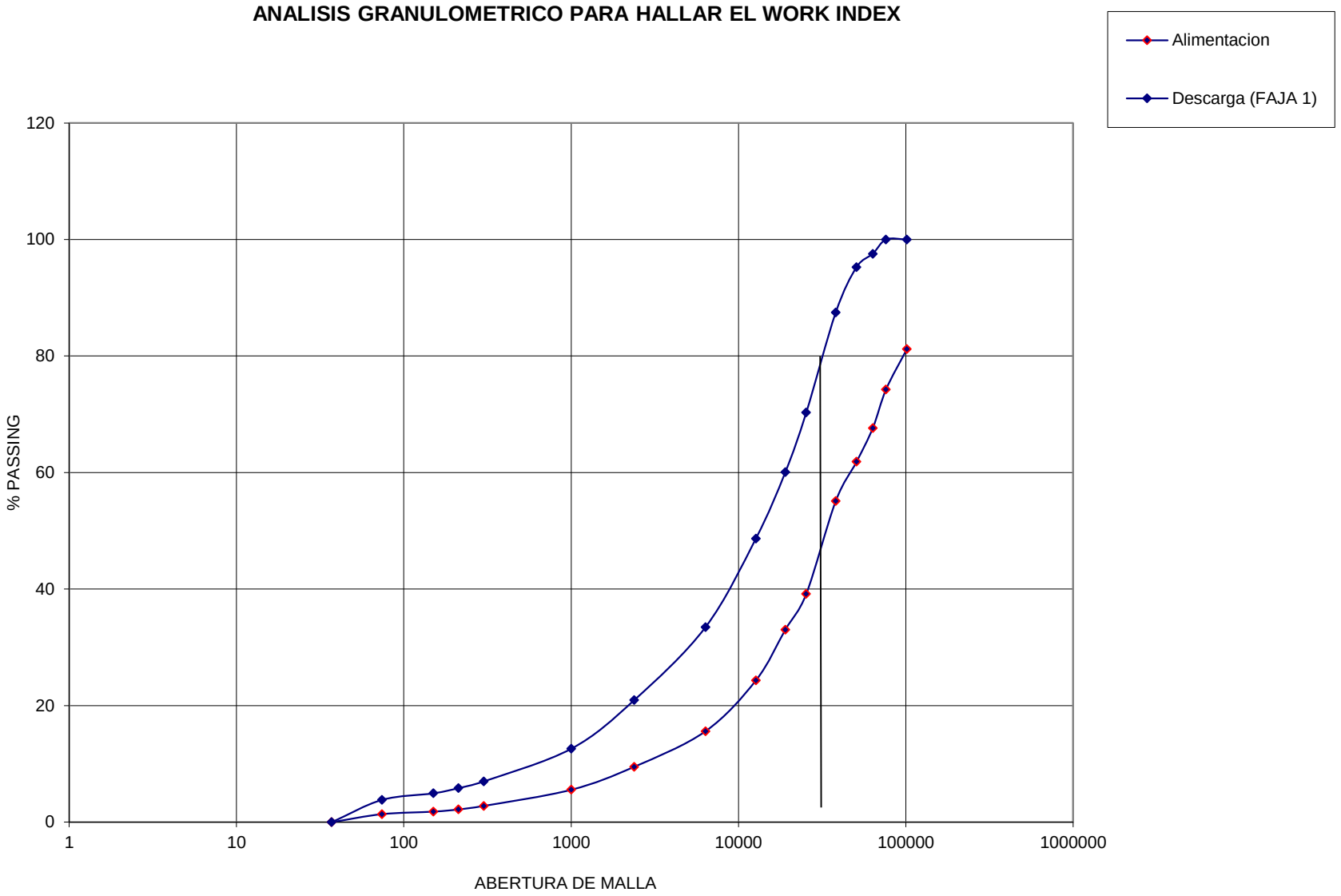
El cálculo del WORK INDEX lo realizaremos con la ayuda de la gráfica correspondiente a la alimentación y descarga de la Chancadora Primaria.

Así mismo usaremos la siguiente fórmula:

$$Wi = \frac{W}{\left(\left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}}\right) - \left(\frac{10}{\sqrt{F_{80}}}\right)\right)}$$

Dónde:

P_{80}	= Tamaño80 % pasante del producto
F_{80}	= Tamaño 80% pasante de la alimentación
Wi	= Índice de trabajo del material (Kw-hr/TC)
W	= Consumo de energía específica, (Kw-hr/TC) para reducir un material desde un tamaño inicial F_{80} a un tamaño final P_{80}= 0.410


ANALISIS GRANULOMETRICO PARA HALLAR EL WORK INDEX
Alimentacion
Descarga (FAJA 1)
120
100
80
60
40
20
0
% PASSING
1
10
100
1000
10000
100000
1000000
ABERTURA DE MALLA

De la gráfica podemos deducir que:

P_{80}	Micrones = 32669
F_{80}	Micrones = 97142

Reemplazando datos en la formula obtenemos:

$$Wi = \frac{0.410}{\left(\left(\frac{10}{\sqrt{32669}}\right) - \left(\frac{10}{\sqrt{97142}}\right)\right)}$$

$$Wi = 17.64 Kw - hr / TC$$

3.2. ZARANDA VIBRATORIA

3.2.1 Capacidad Teórica

Para el cálculo, emplearemos la siguiente fórmula:

$$C = T_K * A * a$$

Dónde:

T_K	Constante de Symons para una abertura de ¾" (6TM/pie^2/hr)
A	Área de Tamizaje (32 pies^2)
a	Abertura de los orificios (¾ pulg)

Resolviendo tenemos:

$$C = T_K * A * a$$

$$C = 6 * 32 * 3/4$$

$$C = 168 TM / hr$$

3.2.2. Calculo de RPM de la Zaranda Vibratoria

Para este cálculo emplearemos la siguiente fórmula:

$$V = \frac{(RPM * D_m)}{D_d}$$

Dónde:

RPM	RPM del motor (1740 r.p.m.)
D_m	Diámetro de la polea matriz (5 pulg)
D_d	Diámetro de la polea dirigible (10 ¼ pulg)

Resolviendo tenemos:

$$V = \frac{(RPM * D_m)}{D_d}$$
$$V = \frac{1740 * 5}{10.25}$$
$$V = 848.78$$
$$V \approx 849.RPM.$$

3.2.3. Eficiencia de Tamizado

La eficiencia, la calcularemos empleando la fórmula de W.S. Tyler Co, que es la siguiente:

$$E = \frac{(10000 * (c - a))}{(b * c)}$$

Dónde:

a=	% de gruesos en la alimentación (39.92)
b=	% de finos en la alimentación (60.08)
c=	% de gruesos en el sobretamaño del tamiz (66.61)
d=	% de finos en el sobretamaño del tamiz (33.39)

Resolviendo tenemos:

$$E = \frac{(10000 * (c - a))}{(b * c)}$$

$$E = \frac{(10000 * (66.61 - 39.92))}{(60.08 * 66.61)}$$

$$E = 66.69\%$$

3.2.4. Porcentaje de Orificios en la Zaranda

Viene a ser el porcentaje del área total de la zaranda correspondiente al área ocupada por los orificios.

Para esto tomamos los siguientes datos:

Area total	= 4608 pulg^2
Abert. Orificios	= ¾ pulg
Núm. Orificios	= 1890

Entonces, resolviendo, tendremos que el área de un orificio será:

$$A_O = \pi * r^2$$

$$A_O = 3.1416 * 0.375^2$$

$$A_O = 0.44\, pu\lg^2$$

Luego, tendremos que el área total de orificios será:

$$A_{TO} = 0.44 * 1890$$

$$A_{TO} = 835\, pu\lg^2$$

Finalmente, el porcentaje de orificios, sobre el total de la zaranda será:

$$\% = \frac{835}{4608} * 100$$
$$\% = 18$$

3.3. CHANCADORA SECUNDARIA

3.3.1 Capacidad Teórica

Para el cálculo de la capacidad teórica, emplearemos la siguiente formula:

$$D = 0.85 * S * (L - G * 3.14)$$

Dónde:

D=	Capacidad
S=	Set = 0.5 TC/hr
L=	Perímetro externo de la circunferencia superior (123.7 pulg)
G=	Gape de la chancadora (2.5)

Resolviendo tenemos:

$$D = 0.85 * S * (L - G * 3.14)$$
$$D = 0.85 * 0.5 * (123.7 - 2.5 * 3.14)$$
$$D = 49.236$$

3.3.2. Gasto de energía

Procedemos de igual manera que como hicimos para hallarla en la Chancadora Primaria

$$Q = \frac{(v * A * \cos\Phi * \sqrt{B})}{1000}$$

Dónde:

Q	= Energía realmente suministrada (Kw)
V	= Voltaje suministrado al motor (voltios =440)
A	= Amperaje consumido con carga (amperios = 58)
$\sqrt{B}$	= Factor de corrección, motor trifásico
$\cos\phi$	= Factor de potencia (0.72)
1000	= Factor de conversión de watts a Kw

Resolviendo tenemos:

$$Q = \frac{(440 * 58 * 0.72 * \sqrt{3})}{1000} = 31.8HP$$

y, así tenemos que:

$$W = \frac{Q}{T}$$

W	= Consumo de energía, (Kw – hr/TC)
T	= Tonelaje de mineral alimentado (TC/hr = 33)

$$W = \frac{31.8}{33} = 0.964Kw - hr/TC$$

3.3.3. Eficiencia de energía

Para este cálculo, vamos a necesitar conocer primeramente la potencia teórica del motor (placa = 55), además de la potencia hallada (31.8).

Seguidamente tenemos:

$$Eficiencia = \frac{31.8}{55} * 100 = 57.82\%$$

3.3.4. RPM

Para este cálculo, utilizaremos la siguiente formula:

$$V_{CH} = (r.p.m. * D_{pm}) / D_{pd}$$

RPM	1165
D_{pm}	Diámetro de polea matriz (16”)
D_{pd}	Diámetro de polea dirigible (31.5”)

$$V_{CH} = (1165 * 16) / 31.5$$
$$V_{CH} = 591.7 rpm$$

3.3.5. Cálculo del Work Índex

El “Work Índex “o índice de trabajo es el parámetro de conminución que expresa la resistencia del material para ser reducido. Numéricamente el índice de trabajo representa los KW hora por tonelada corta necesario para reducir un material desde un tamaño teóricamente intacto hasta partículas que en un 80% sean inferiores a 100 micrones.

El cálculo del WORK INDEX lo realizaremos con la ayuda de la gráfica correspondiente a la alimentación y descarga de la Chancadora Secundaria. Como es de verse, procederemos de la misma forma que en la Chancadora Primaria.

Test estándar de chancado: El procedimiento experimental estándar de laboratorio, para determinar el índice de trabajo en la etapa de chancado, básicamente consiste en lo siguiente:

- Preparar el material a un tamaño comprendido entre 2 y 3 pulgadas.
- Colocar parte de dicho material entre 2 péndulos opuestos e iguales (30 lbs de peso cada uno), que pueden levantarse controladamente a distintas alturas de caída.
- Efectuar un test de impacto sobre el material, colocando la dimensión menor de la roca en la dirección del impacto a producir por ambos péndulos, los cuales se levantarán progresivamente, hasta producir la fractura requerida del material.
- El índice de trabajo (W_I = kwh/ton. corta) se calculará de un promedio de 10 test exitosos, mediante la fórmula:

TEST	GRAVEDAD ESPECIFICA	ESFUERZO DE IMPACTO(lb-pie/pulg)	Wi (kwh/ton corta)
1	2.89	30.00	26.89
2	2.89	28.00	25.09
3	2.89	26.00	23.30
4	2.89	25.40	22.76
5	2.89	26.00	23.30
6	2.89	27.00	24.20
7	2.89	28.00	25.09
8	2.89	25.60	22.94
9	2.89	25.30	22.67
10	2.89	28.00	25.09
PROMEDIO	2.89	26.80	24.13

Información propia

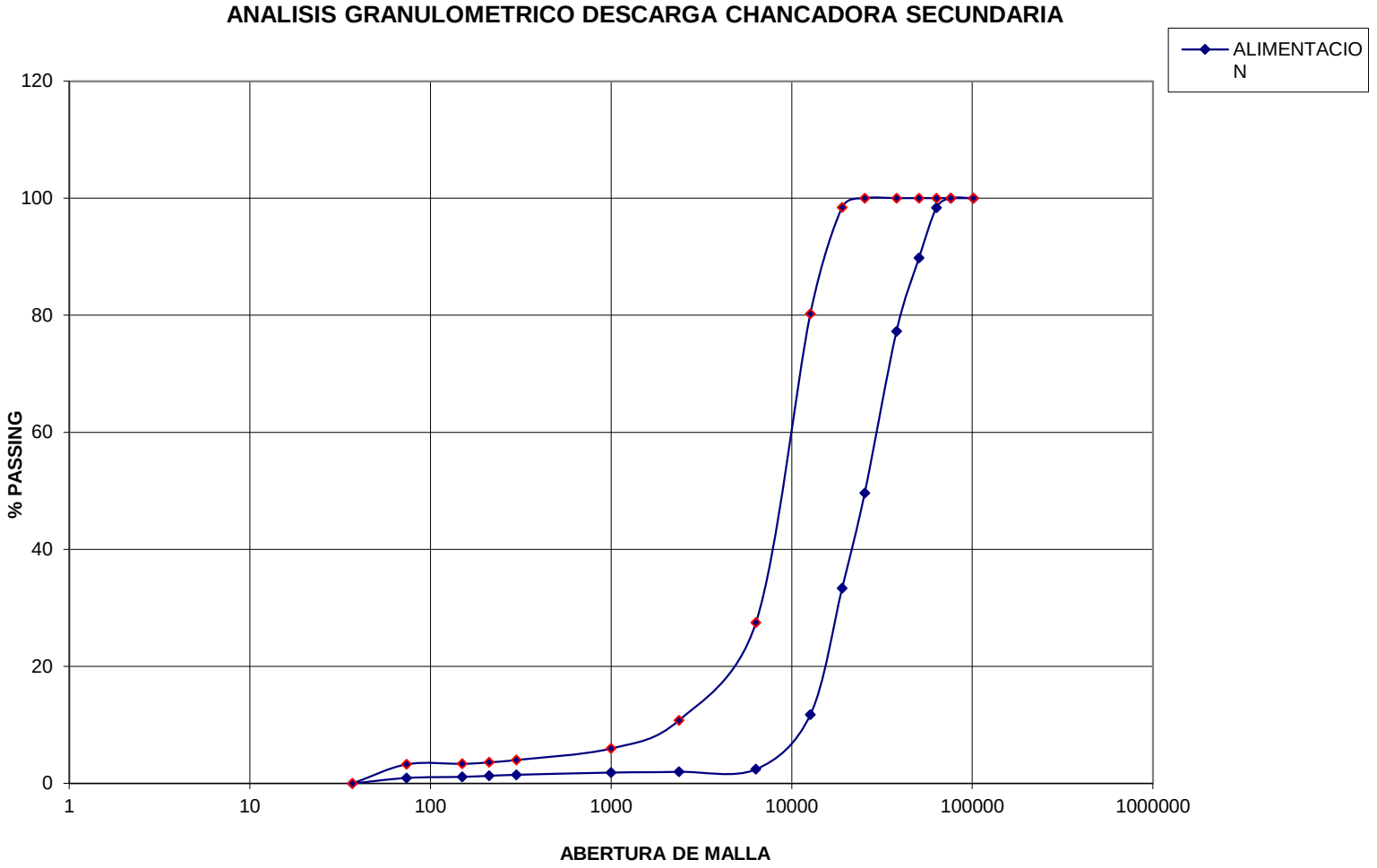
Así mismo usaremos la siguiente formula:

$$Wi = \frac{W}{\left(\left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}}\right) - \left(\frac{10}{\sqrt{F_{80}}}\right)\right)}$$

Dónde:

P_{80}	= Tamaño80 % pasante del producto
F_{80}	= Tamaño 80% pasante de la alimentación
Wi	= Índice de trabajo del material (Kw-hr/TC)
W	= Consumo de energía específica, (Kw-hr/TC) para reducir un material desde un tamaño inicial F_{80} a un tamaño final P_{80}= 0.964

Con la ayuda de la siguiente gráfica, podremos hallar los datos que son necesarios para el cálculo del WORK INDEX



Informaciónpropia

De la gráfica podemos deducir que:

P_{80}	Microrones = 12670
F_{80}	Microrones = 40847

Reemplazando datos en la formula obtenemos:

$$Wi = \frac{0.964}{\left(\left(\frac{10}{\sqrt{12670}}\right) - \left(\frac{10}{\sqrt{40847}}\right)\right)}$$

$$Wi = 24.49 Kw - hr/TC$$

3.3.6 Calculo del radio de reducción

Para realizar, este cálculo, empleamos la relación entre el F80 y P80, que es la siguiente:

$$R_{=} = \frac{F_{80}}{P_{80}}$$

Reemplazando y resolviendo tenemos:

$$R_{=} = \frac{F_{80}}{P_{80}}$$

$$R_O = \frac{40847}{12670}$$

$$R_O = 3.22$$

3.4. FAJAS TRANSPORTADORAS

3.4.1. Faja Transportadora Nº 1

3.4.1.1. Calculo de la velocidad

Se toma una distancia L = 0.52 m

Tiempos en recorrer esa distancia

t_1 = 1 seg
t_2 = 1 seg
t_3 = 1.12 seg
$T_{promedio}$ = 1.04 seg.

Seguidamente, empleando formulas sencillas, calculamos la velocidad como se ve a continuación:

$$V = \frac{L}{T}$$
$$V = \frac{0.52m}{1.04seg} = 0.5m/seg$$
$$V = 98.43.\, ft/min$$

3.4.1.2. Cálculo de la longitud total

Tiempos de recorrido de una vuelta completa

$T_{promedio}$ = 48.57 seg.

Reemplazando, en la siguiente formula siguiente, hallamos la longitud total

$$L = V * t$$
$$L = 0.5 * 48.57$$
$$L = 24.29m$$

3.4.1.3. Capacidad de descarga de la faja

Para este cálculo, empleamos la siguiente fórmula:

$$C = P * V * 360$$

Dónde:

C=	Capacidad TM/hr
P=	Peso del mineral por corte de 30 cm(kg=10)
V=	Velocidad de la faja(m/s=0.5)
360	Factor de conversión

$$\mathrm{C} = (\frac{10\mathrm{kg}}{30\mathrm{cm}}) * 0.5\mathrm{m/s} * 360$$

$$\mathrm{C} = 60.\mathrm{TC/hr}$$

3.4.1.4. Potencia horizontal

Para este cálculo, empleamos la siguiente fórmula:

$$HP_h = factorC * L_a * TC/hr$$

Dónde:

L_a	= longitud ajustada (151.39) L_a = 0.821 L + 131.45 L_a = 0.821 (24.29) + 131.45=151.39
FactorC	= 0.0001275

Reemplazando datos tenemos:

$$HP_h = factorC * L_a * TC/hr$$
$$HP_h = 0.0001275 * 151.39 * 60$$
$$HP_h = 1.16.HP$$

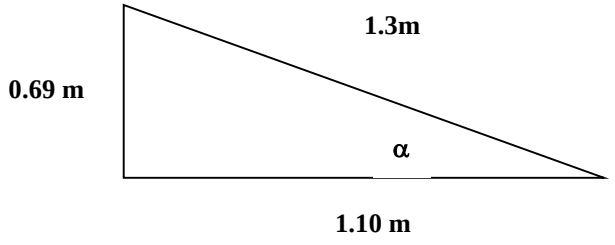
si consideramos un 25% como factor de seguridad, tenemos:

$$HP_h = 1.16 + (1.16 * 0.25)$$
$$HP_h = 1.45.HP$$

3.4.2. Faja Transportadora Nº 2

3.4.2.1. Calculo del ángulo de inclinación de la Faja

Se tomó las siguientes medidas para determinar el ángulo de inclinación:



Dónde:

α = ángulo de inclinación

Entonces, por Pitágoras tenemos:

$$c^2 = h^2 - c^2$$
$$c^2 = 1.32 - 1.12$$
$$c = 0.69m$$

Ahora, procedemos por la ley de los senos a calcular el ángulo de inclinación:

$$\frac{0.69}{\text{sen}\,\alpha} = \frac{1.3}{\text{sen}\,90}$$

$$\alpha = \text{sen}^{-1}\left(\frac{0.69 * \text{sen}\,90}{1.3}\right)$$
$$\alpha = 32.06$$

3.4.2.2. Calculo de la velocidad de la Faja

Seguidamente, para determinar la velocidad de la Faja, se tomó los siguientes datos:

L=	1.30 m
t_P =	1.5 seg

$$V = \frac{L}{t_P}$$
$$V = \frac{1.30}{1.50}$$
$$V = 0.87m/seg = 171.3\,ft/min$$

3.4.2.3. Calculo de la Longitud de la Faja

Procedemos de la siguiente forma, para hallar la longitud de la faja:

V=	0.87 m/seg
T(en dar una vuelta)	49 seg

Entonces:

$$L = V * T$$
$$L = 0.87 * 49$$
$$L = 42.6m$$

3.4.2.4. Capacidad de descarga de la faja

Para este cálculo, empleamos la siguiente formula:

$$C = P * V * 360$$

Dónde:

C=	Capacidad TM/hr
P=	Peso del mineral por corte de 30 cm(kg=10)
V=	Velocidad de la faja(m/s=0.87)
360	Factor de conversión

$$C = (\frac{10kg}{30cm}) * 0.87m/s * 360$$
$$C = 104.4.TC/hr$$

3.4.2.5. Potencia horizontal

Para este cálculo, empleamos la siguiente fórmula:

$$HP_h = factorC * L_a * TC / hr$$

Dónde:

L_a	= longitud ajustada (166.42) L_a = 0.821 L + 131.45 L_a = 0.821 (42.6) + 131.45=166.42 m
FactorC	= 0.0001275

Reemplazando datos tenemos:

$$HP_h = factorC * L_a * TC / hr$$
$$HP_h = 0.0001275 * 166.42 * 104.4$$
$$HP_h = 2.22.HP$$

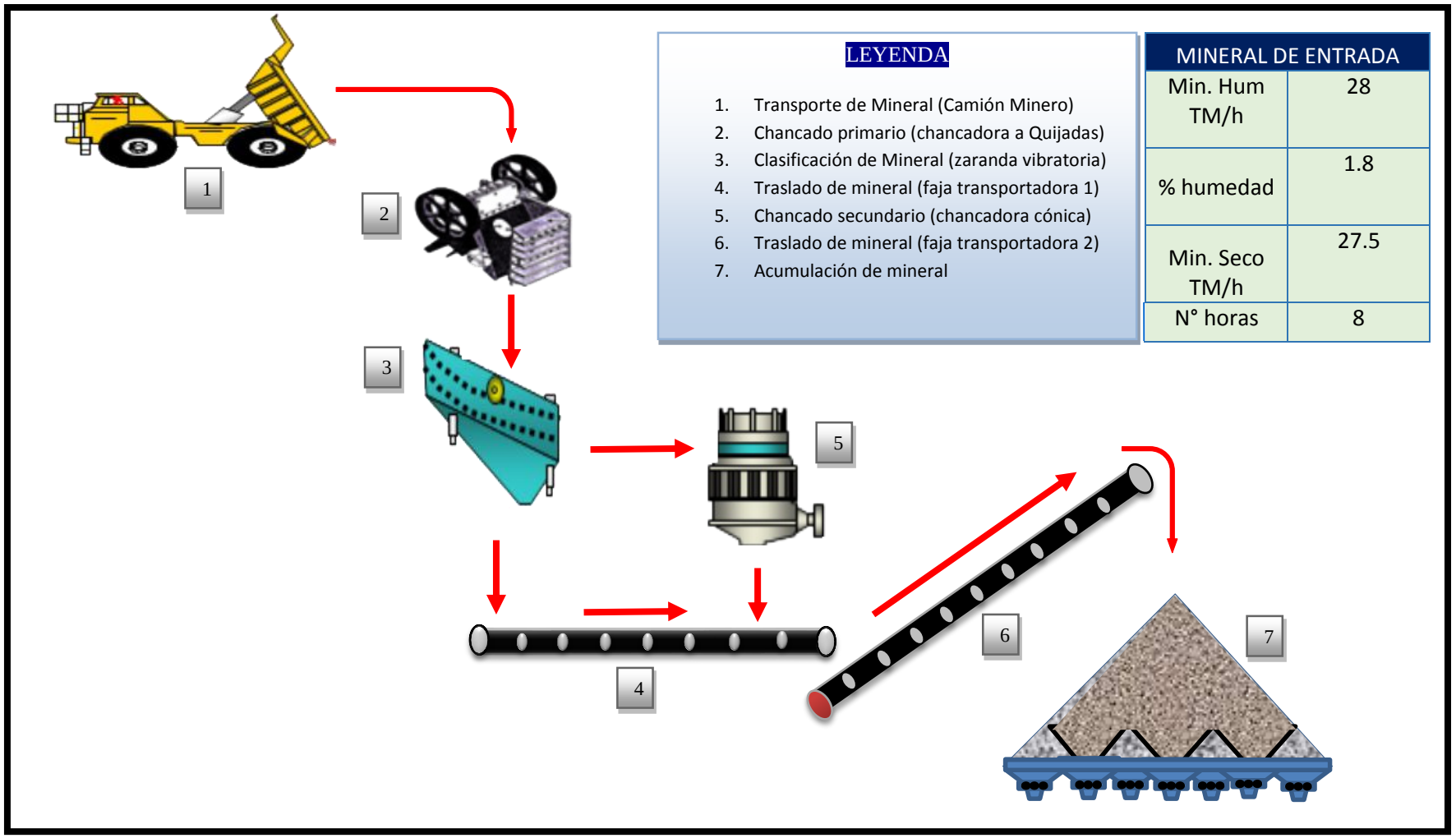
Si consideramos un 25% como factor de seguridad, tenemos:

$$HP_h = 2.22 + (2.22 * 0.25)$$
$$HP_h = 2.78.HP$$

CAPITULO IV

BALANCE DE MATERIA DEL CIRCUITO DE CHANCADO

4.1. Diagrama de Flujo



4.2. Balance del Circuito de Chancado

ANALISIS DE MALLAS ZARANDA VIBRATORIA

MALLAS	FEED			OVERSIZE			UNDERSIZE		
	PARCIAL (%)	RETENIDO (%)	PASSING (%)	PARCIAL (%)	RETENIDO (%)	PASSING (%)	PARCIAL (%)	RETENIDO (%)	PASSING (%)
4"	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
3''	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
2 1/2"	2.45	2.45	97.55	1.60	1.60	98.40	0.00	0.00	100.00
2''	2.28	4.73	95.27	8.58	10.18	89.82	0.00	0.00	100.00
1 1/2''	7.80	12.53	87.47	12.53	22.71	77.29	0.00	0.00	100.00
1''	17.17	29.70	70.30	27.66	50.37	49.63	0.00	0.00	100.00
3/4''	10.22	39.92	60.08	16.24	66.61	33.39	0.00	0.00	100.00
1/2''	11.40	51.32	48.68	21.63	88.24	11.76	0.23	0.23	99.77
1/4''	15.20	66.52	33.48	9.33	97.57	2.43	15.17	15.40	84.60
# 8	12.53	79.05	20.95	0.43	98.00	2.00	28.06	43.46	56.54
# 18	8.35	87.40	12.60	0.13	98.13	1.87	25.35	68.81	31.19
# 50	5.60	93.00	7.00	0.38	98.51	1.49	14.72	83.53	16.47
# 70	1.15	94.15	5.85	0.18	98.69	1.31	2.96	86.49	13.51
# 100	0.90	95.05	4.95	0.17	98.86	1.14	1.98	88.47	11.53
# 200	1.12	96.17	3.83	0.19	99.05	0.95	1.65	90.12	9.88
# -200	3.83	100.00	0.00	0.95	100.00	0.00	9.88	100.00	0.00

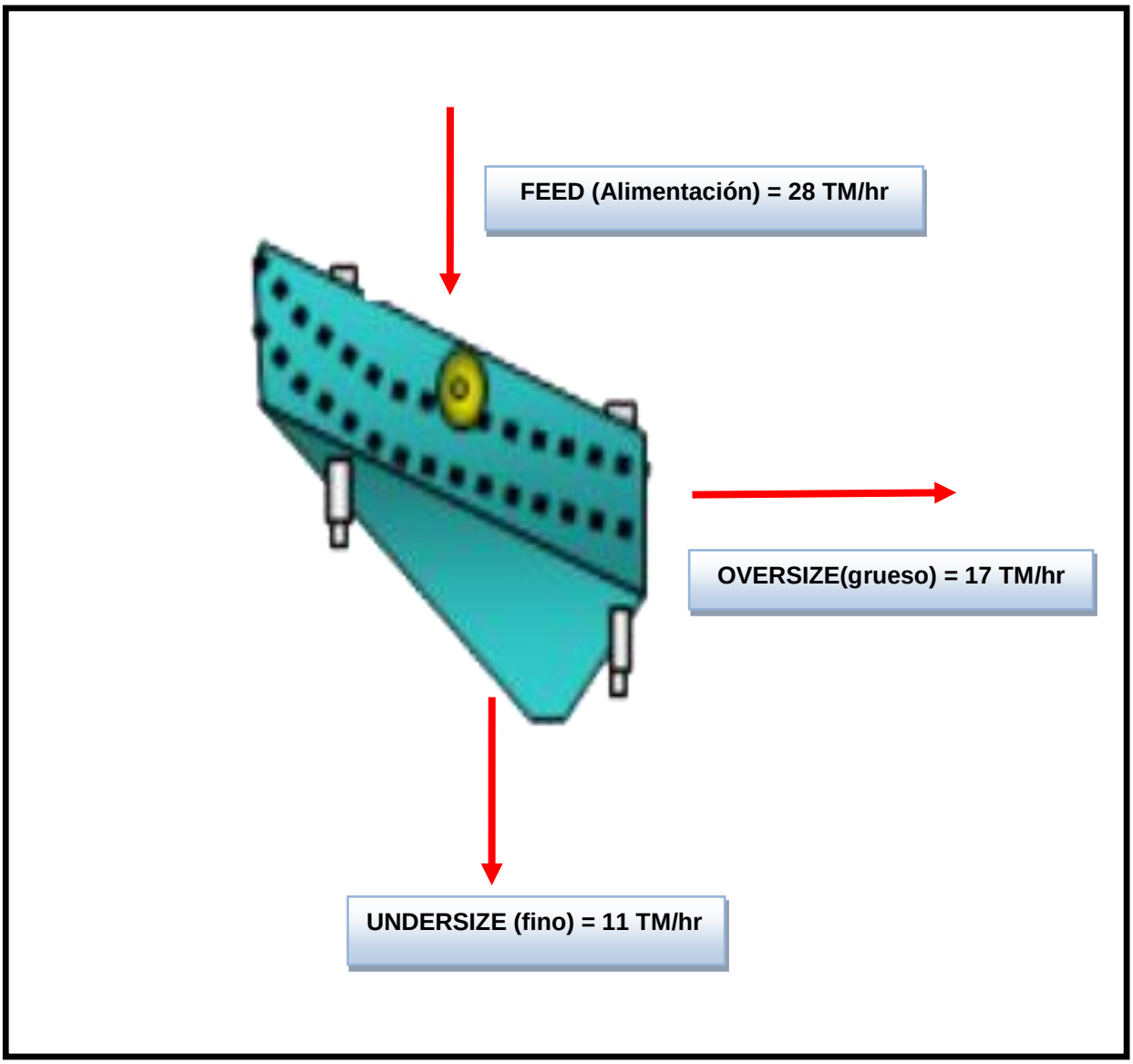
Información Propia

Calculo del Ratio

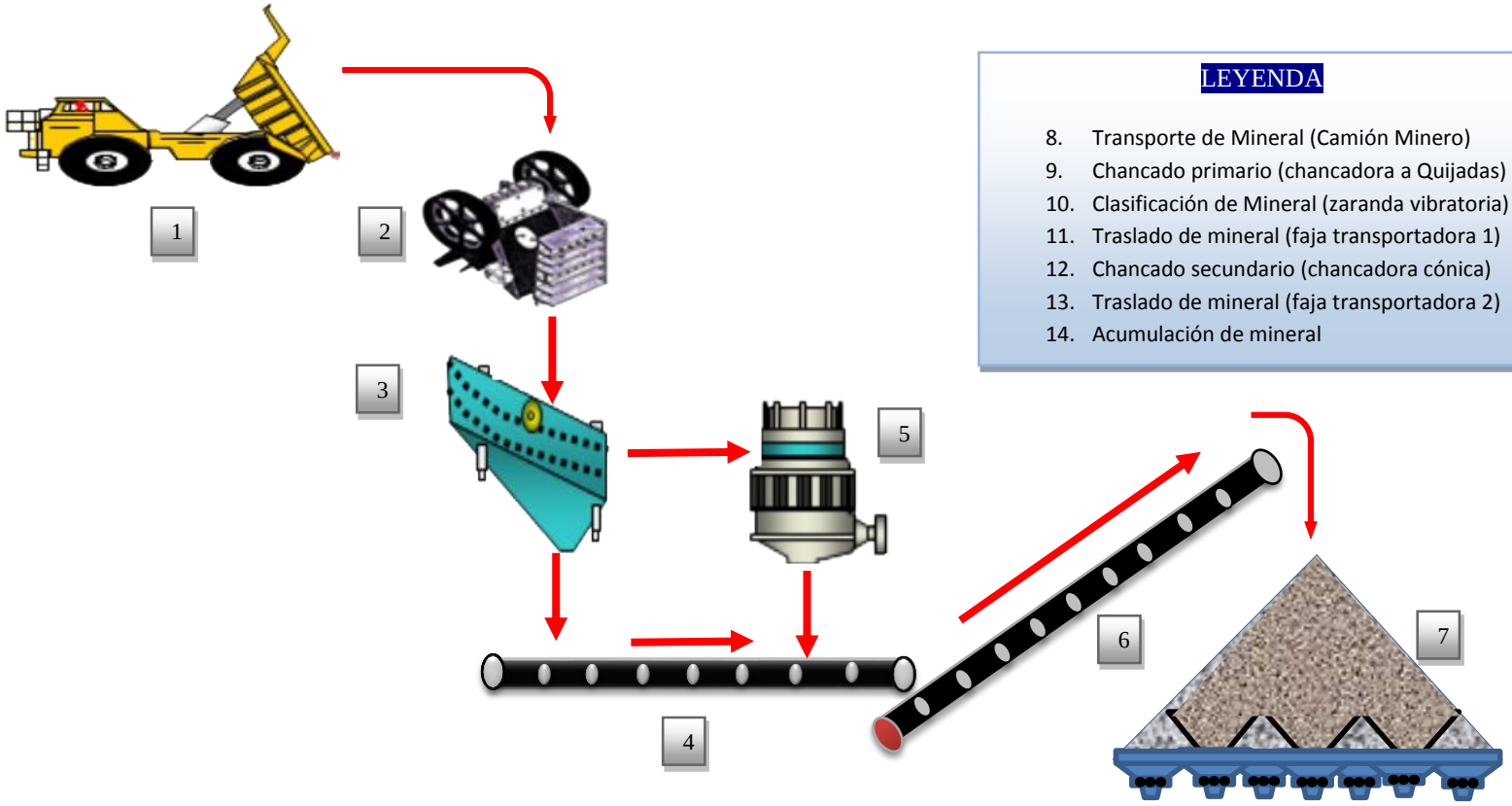
(F-O)*(U-O)		(U-O)^2
0.0000		0.0000
0.0000		0.0000
-1.3600		2.5600
55.4810		103.6324
231.1878		515.7441
1041.1479		2537.1369
1777.8209		4436.8921
3249.3292		7745.7601
2551.3785		6751.9089
1033.5330		2974.6116
314.6036		859.6624
82.5398		224.4004
55.3880		148.8400
39.5859		107.9521
25.7184		79.7449
0.0000		0.0000
10456.3540		26488.8459
0.3947		

R = 0.3947

Balance de Materiales en la Zaranda Vibratoria



Balance final de materia



LEYENDA

8. Transporte de Mineral (Camión Minero)
9. Chancado primario (chancadora a Quijadas)
10. Clasificación de Mineral (zaranda vibratoria)
11. Traslado de mineral (faja transportadora 1)
12. Chancado secundario (chancadora cónica)
13. Traslado de mineral (faja transportadora 2)
14. Acumulación de mineral

Enegia suministrada		Cons. Energ	Ton. Alime.	Ton Max.		Diferencia	Efic. Chan.	Work Index	F80	P80
KW	HP	Kw-h/t	TM/h	TM/h	TM/Nro h	TM/h	%	Kw-h/t	micrones	micrones
16	13.6	0.41	28	27.5	220	0.5	45.33	17.64	97142	32669

MINERAL DE ENTRADA	
Min. Hum TM/h	28
% humedad	1.8
Min. Seco TM/h	27.5
N° horas	8

4.3. Auditoria Metalúrgica

Las auditorias metalúrgicas de equipos nos permitirán indudablemente el aumento de la vida operativa de los equipos a través de una estrategia de mantenimiento proactivo, disminuye los costos de mantenimiento e incrementa la productividad de los equipos; siendo este el principal objetivo del plan de auditoría metalúrgica de equipos, está enfocado a:

- Eliminar el Mantenimiento Reactivo, estrategia con la cual se permite a los equipos funcionar hasta la falla y sólo hasta ese momento se decide realizar la reparación o reemplazo de ella.

- Consolidar el Mantenimiento Preventivo, estrategia en la que se programan periódicamente las intervenciones en los equipos, con el objeto principal de inspeccionar, reparar y/o reemplazar componentes. Las intervenciones se realizan aun cuando el equipo esté operando satisfactoriamente. Es relevante, implementar el Mantenimiento Predictivo, dado que el Mantenimiento Preventivo no elimina la falla y se requiere contar con tecnología de punta, como: análisis de vibraciones, muestras de aceites, Termografía, ultra sonido, etc.

A. Cuidado en las chancadoras

- Verificar que no hayan fugas de aceite
- No debe haber ruidos o vibraciones extraños
- Chequear las temperaturas del motor, de las chumaceras de laexcéntrica, eje secundario, etc.
- Las fajas deben estar con tensión y centrado correcto
- El chute de descarga limpio, sin obstrucciones ni huecos que deje escapar la carga
- Observar el estado de la chaquetas y cuñas empernadas
- Revisar que la chancadora no tenga ningún perno flojo o roto
- Chequear la circulación del aceite

- Verificar el tamaño de la descarga del mineral
- Chequear y hacer regular el set para conseguir una carga de tamaño adecuado

B. Cuidado en la zaranda

- Verificar que no hayan fugas de aceite
- No debe haber ruidos o vibraciones extraños
- Chequear las temperaturas del motor, de las chumaceras
- El chute de descarga limpio, sin obstrucciones ni huecos que deje escapar la carga
- Chequear la circulación del aceite
- Verificar el tamaño de la descarga del mineral
- Evitar la sobre carga de la zaranda
- Soplar con aire comprimido los cedazos vibratorios

C. Cuidado de una faja transportadora

- Empates en buen estado
- Faja alineada y centrada
- Tensión correcta de la faja
- Poleas y polines limpios, sin costras y en pleno funcionamiento
- No dejar carga acumulada en los polines curvos por que impiden su libre rotación.
- Mecanismo tensor en buen estado, que los tornillos estén igualmente templados
- Verificar la temperatura de las chumaceras o cojinetes del motor y las transmisiones
- Verificar la lubricación de las chumaceras
- Verificar que los polines guías trabajen normalmente.
- Limpiar la carga debajo de la faja, poleas de cola y cabeza.

Conclusiones

1. Después de haber realizado una serie de cálculos con la finalidad de verificar el rendimiento operacional de los equipos podemos concluir, que pese a que en estos últimos años se han hecho esfuerzos para mejorar el rendimiento y la eficiencia de los equipos existe aún la gran posibilidad de la optimización deseada y aumentar el rendimiento de los equipos.
2. Podemos concluir que la granulometría óptima para obtener una buena recuperación de oro es de una pulgada, descarga de la chancadora secundaria.
3. Es muy importante realizar una auditoría de equipos para evitar las paradas de planta improvistas, las cuales traen como consecuencia pérdidas de producción y afectan enormemente los costos por mantenimiento no planificado.
4. La importancia que tiene un balance de materia ajustado es que nos da la posibilidad de manejar ciertas variables operacionales.
5. Luego de realizar los diversos cálculos metalúrgicos se pudo encontrar las principales características de diseño de las fajas transportadoras.
6. Se obtuvo el índice de trabajo por dos métodos diferentes cuyos resultados son casi similares, lo cual indica que se realizó un buen cálculo metalúrgico.
7. Se recomienda realizar siempre un cheklist de los equipos de planta para tener un buen control de estos.
8. Los problemas metalúrgicos, mecánicos y económicos pueden ser a grandes rasgos clasificados, pero todos están relacionados entre sí y no deben ser considerados individualmente, este criterio es muy importante para las diferentes operaciones ya que los costos operativos y de capital cada vez requieren ser reducidos para ser competitivos.

Bibliografía

1. Montgomery C. Douglas “Diseño y análisis de experimentos” Editorial Iberoamericana 1992.

2. Diego BenitesNegrón, José Oliveira, Daniel Plasencia, Caracterización Mineralógica” Perú 1997

3. Yutronic J. Alarcón R. Fuenzalidar. Análisis Y Optimación de Procesos Industriales (AOPI), Concepción, Chile, 1980.

4. Alaya Mina Jorge Pardo Mercado Richar (Optimización Por Diseños Experimentales) Con Aplicaciones En Ingeniería Lima 1995.

5. Chía Aquije Juan y Chía Aquije Luis “Operaciones Unitarias en procesamiento de minerales” Ediciones Pregmon, Ed. U.N.I. Lima 1998.

6. Hooke r. Jeeves t. “A Direct Search Solution of numerical and statistical problems. Jassoc. Comp. March 1961.

7. Manzaneda Cabala José “procesamiento de Minerales – metalurgia aplicada” Lima 1998.

8. Operaciones Unitarias En Procesamiento De Minerales. Jhon M. Currie.

9. Operaciones Unitarias En Procesamiento De Minerales I. Quiroz Nuñes.

10. Procesamiento de Minerales Jaime Sepúlveda
11. Manual de OperacionesCompañía Minera Caraveli S.A.C.