

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALURGICA



**AMPLIACIÓN DEL CIRCUITO DE CLASIFICACIÓN Y
CHANCADO DE LA PLANTA DE BENEFICIO U.E.A. LUCITA I**

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

PRESENTADO POR:
LUIS EVER PINEDO ABANTO

ASESOR
DAVID MARTINEZ AGUILAR

LIMA – PERU

2013

DEDICATORIA

El presente informe es dedicado a mi padre por su apoyo interminable y a aquella persona que desde alguna parte me guía, gracias madre mía.

RESUMEN

En el presente informe se desarrolla uno de los procesos que actualmente tiene la planta, el circuito de clasificación y chancado. El tamaño de grano se convirtió en uno de los grandes retos para la empresa debido a que en el mercado a nivel mundial, la Andalucita (Al_2SiO_5) es requerida no solo por sus propiedades físicas y químicas ($\text{Al}_2\text{O}_3 \approx 60\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 < 1\%$), sino además es solicitada por su tamaño.

De acuerdo a los estudios de análisis de mallas valoradas en esta etapa y a los tamaños de granos requeridos en el mercado, se analizó varias propuestas y en este informe se explica el porqué es necesaria la ampliación de esta área, de tal manera que estos cambios sean dinámicos (fácil de modificar).

ABSTRACT

This report develops one of the processes that currently have the plant, crushing and classification area. The grain size became one of the great challenges for the company because in the global market, the Andalusite (Al_2SiO_5) is required not only for their physical and chemical properties ($\text{Al}_2\text{O}_3 \approx 60\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 < 1\%$), but also because of its size is required.

According to studies of mesh analysis valued at this stage and required grain sizes in the market, it considered several proposals in this report explains why it is necessary to expand this area, so that these changes are dynamic (easy to change).

INDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	13
 CAPITULO I	
ACTIVIDAD MINERA DE LA U.E.A. LUCITA I.....	15
1.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	15
1.1.1 Ubicación política	15
1.1.2 Ubicación cartográfica	15
1.1.3 Accesibilidad.....	16
1.2 GIRO DEL NEGOCIO	17
1.3 HISTORIA DE LA EMPRESA	17
1.3.1 Andalucita S.A.	19
1.4 MINERALOGÍA.....	21
1.5 DESCRIPCIÓN DEL CIRCUITO DE LA PLANTA DE BENEFICIO	25
1.5.1 Circuito de zarandeo y eliminación de finos en seco (Área 8)	27
1.5.2 Circuito de clasificación y chancado (Área 1).....	27
1.5.3 Circuito de separación por medio denso (Área 2).....	29
1.5.4 Circuito de atrición (Área 3)	31
1.5.5 Circuito de secado (Área 4).....	32
1.5.6 Circuito de separación magnética (Área 5).....	33
1.5.7 Circuito de agua de procesos (Área 6).....	34

CAPITULO II

EVALUACION DE LA PRODUCCION DEL GRANO -8, +4MM	36
2.1 OBJETIVOS	36
2.2 RESUMEN	36
2.3 PRUEBAS REALIZADAS	37
2.3.1 Procedimiento de obtención del grano -8mm.....	38
2.3.2 Características de los minerales	38
2.3.3 Análisis granulométrico	39
2.3.4 Análisis valorado.....	41
2.4 OBTENCIÓN DE LOS GRANOS – 8, +4MM Y – 4, +0.85MM.....	44
2.4.1 Características de los minerales – 8, +4mm	45
2.4.2 Análisis granulométrico del grano – 8, +4mm	45
2.4.3 Análisis valorado del grano – 8, +4mm	47
2.4.4 Características de los minerales -4, +0.85mm	49
2.4.5 Análisis granulométrico del grano -4, +0.85mm	49
2.4.6 Análisis valorado del grano -4, +0.85mm	51
2.4.7 Tonelaje tratado.....	53
2.5 CONCENTRACIÓN POR MEDIO DENSO DEL GRANO -8, +4MM.....	54
2.5.1 Alimentación a 25TM	55
2.5.2 Análisis de fluorescencia de rayos X	55
2.5.3 Alimentación a 20TM	57
2.5.4 Análisis de fluorescencia de rayos X	57
2.5.5 Alimentación a 15TM	58

2.5.6	Análisis de fluorescencia de rayos X	59
2.6	CONCENTRACIÓN POR MEDIO DENSO DEL GRANO -4, +0.85MM	61
2.6.1	Alimentación a 25TM	61
2.6.2	Análisis de fluorescencia de rayos X	62
2.7	SEPARACIÓN MAGNÉTICA DEL GRANO – 8, +4MM EN LABORATORIO.....	63
2.7.1	Separación magnética con ángulo de 10° de la cuchilla.....	63
2.7.2	Separación magnética con ángulo de 5° de la cuchilla	64
2.7.3	Separación magnética con ángulo de 4° de la cuchilla	65
2.7.4	Separación magnética con ángulo de 3° de la cuchilla	65
2.8	RESULTADOS.....	66
2.8.1	Producción del circuito de clasificación y chancado	66
2.8.2	Producción del grano -8, +4mm.....	66
2.8.3	Producción del grano -4, +0.85mm	67
2.9	CONCLUSIONES	68

CAPITULO III

EVALUACION DEL ÁREA 01 TRABAJANDO EN HUMEDO	72
3.1 RESUMEN	72
3.2 DESARROLLO DE LA PRUEBA	73
3.3 PARTE EXPERIMENTAL	74
3.3.1 Características de los minerales productos	74
3.3.2 Análisis granulométrico de los productos de la zaranda 01-SCR-01.....	75
3.3.3 Análisis granulométrico de los productos de la zaranda 01-SCR-02.....	77
3.3.4 Análisis granulométrico de los productos de la chancadora Barmac.....	79

3.4	FUNCIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS.....	81
3.5	OBSERVACIONES Y CONCLUSIONES	82
3.6	BALANCE DE MATERIA	84
CAPITULO IV		
	PROPUESTA DE AMPLIACIÓN DEL ÁREA 01 - 70 TPH.....	85
4.1	RESUMEN	85
4.2	PROPUESTA DE CAMBIOS	87
4.3	EQUIPOS REQUERIDOS	88
4.4	BALANCE DE MASA	89
4.5	PLANOS	90
4.6	PROCEDIMIENTO DE LA NUEVA OPERACIÓN.....	92
	CONCLUSIONES	93
	BIBLIOGRAFIA	94

INDICE DE FIGURAS

Figura.1.1 Mapa de Ubicación de la U.E.A. LUCITA I.....	16
Figura.1.2 Depositación de Andalucita en roca metamórfica.....	22
Figura.1.3 Flujo de lodo con minerales de Andalucita	22
Figura 1.4 Perfil de aluvión con minerales de Andalucita.....	23
Figura 1.5 Depósito coluvial 1	23
Figura 1.6 Secuencia de depositación en sentido transversal a la costa.....	25
Figura 1.7 Diagrama de flujo-Planta de beneficio Lucita I.....	35
Figura 2.1 Análisis granulométrico de la alimentación y producto del área 01.....	40
Figura 2.2 Análisis valorado de la alimentación y producto del área 01	43
Figura 2.3 Análisis granulométrico del oversize de la zarana 08-SCR-02	47
Figura 2.4 Análisis valorado del alimento y oversize de la zaranda 08-SCR-02.....	49
Figura 2.5 Análisis granulométrico del alimento y oversize de las zarandas Liwell.	51
Figura 2.6 Análisis valorado del alimento y oversize de las zarandas Liwell	53
Figura 3.1 Análisis granulometrico del alimento y oversize de la zaranda 01-SCR-01	77
Figura 3.2 Análisis granulometrico del alimento y oversize de la zaranda 02-SCR-02	79
Figura 3.3 Análisis granulometrico del alimento y producto de la chancadora.....	81
Figura 3.4 Balance de materia del área de clasificacion y chancado en húmedo	84
Figura 4.1 Balance de materia del área de clasificacion y chancado modificado.....	89
Figura 4.2 Vista de planta del área de clasificacion y chancado modificado	90
Figura 4.3 Diferentes vistas del área de clasificacion y chancado modificado.....	91

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. 1 Concesiones mineras que conforman la UEA Lucita I.....	20
Tabla 1.2 Composición química del mineral Andalucita.....	26
Tabla 2.1 Análisis granulométrico de alimento y producto del área 01.....	39
Tabla 2.2 Análisis Valorado del alimento y producto del área 01	42
Tabla 2.3 Análisis granulométrico del alimento y oversize del 08-SCR-02.....	46
Tabla 2.4 Análisis valorado del alimento y oversize del 08-SCR-02	48
Tabla 2.5 Análisis granulométrico del alimento y oversize de las zarandas Liwell ..	50
Tabla 2.6 Análisis valorado del alimento y oversize de las zarandas Liwell.....	52
Tabla 2.7 Distribución de los granos -8, +4 mm y -4, +0.85 mm	54
Tabla 2.8 Análisis de leyes del grano -8, +4 mm a 25 TM	55
Tabla 2.9 Análisis XRF del grano -8, +4 mm a 25 TM	56
Tabla 2.10 Análisis de leyes del grano -8, +4 mm a 20 TM	57
Tabla 2.11 Análisis XRF del grano -8, +4 mm a 20 TM	57
Tabla 2.12 Análisis de leyes del grano -8, +4 mm a 15 TM	58
Tabla 2.13 Análisis XRF del grano -8, +4 mm a 15 TM	59
Tabla 2.14 Análisis de leyes del grano -4, +0.85 mm a 25 TM.....	62
Tabla 2.15 Análisis XRF del grano -4, +0.85 mm a 25 TM	63
Tabla 2.16 Prueba 01.....	64
Tabla 2.17 Prueba 02.....	64
Tabla 2.18 Prueba 03.....	65
Tabla 2.19 Prueba 04.....	65

Tabla 2.20 Balance de diferentes granos.....	66
Tabla 2.21 Balance del grano -8, +4 mm en el DMS.....	66
Tabla 2.22 Balance del grano -8, +4 mm en la separación magnética.....	67
Tabla 2.23 Balance del grano -4, +0.85 mm en el DMS.....	67
Tabla 2.24 Balance del grano -4, +0.85 mm en la separación magnética.....	68
Tabla 3.1 Análisis granulométrico de los productos de la zaranda 01-SCR-01.....	76
Tabla 3.2 Análisis granulométrico de los productos de la zaranda 01-SCR-02.....	78
Tabla 3.3 Análisis granulométrico del alimento y producto de la chancadora	80
Tabla 3.4 Parámetros de funcionamiento de las fajas	82
Tabla 3.5 Parámetros de funcionamiento de las zarandas y chancadora	82
Tabla 4.1 Equipos requeridos.....	88

LISTA DE ABREVIATURAS

Abreviaturas	Significado
AGT	Agitador
BIN	Tolvas
CHU	Chutes
CMP	Compresora de Aire,
CRU	Chancadora
CVR	Faja Transportadora
CYC	Ciclón de Polvo
DEN	Densificador
DIS	Distribuidor
DMC	DemagCoil
DRY	Secador
ELV	Elevador de cangilones
FAN	Ventilador de Aire de Combustión
FBC	Enfriador de Lecho Fluido
FBD	Secador Rotatorio
FDR	Alimentador Vibratorio
FDR*	Alimentadores rotatorios
MBX	Mixer box
MPR	Separadores magnéticos
MSP	Tambor magnético
PMP	Bomba
SCR	Zaranda
SSC	Zaranda estática de desagüe
STK	Chimenea
STP	Stock pile
THK	Tanques
TUN	Túnel

INTRODUCCIÓN

La Andalucita es un material Silico-aluminoso ampliamente utilizado para fabricar ladrillos refractarios, las características físico-químicas de la andalucita peruana son:

$\text{Al}_2\text{O}_3 = 59 \%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0.80 \%$, dureza 7.0 – 7.5, gravedad específica de 3.0 – 3.2.

La Andalucita se convierte a Mullita a partir de los 1100 °C, incrementando sus propiedades tal como se indica a continuación:

- a) La conversión de la andalucita a Mullita a temperaturas a relativamente bajas, impone fortaleza y resistencia a la erosión físico-químicas con muy buena resistencia a la penetración de escoria y ataque de álcalis.
- b) Una mínima variación en el volumen cuando se queman materiales refractarios que contienen andalucita mejorando el control dimensional del refractario.
- c) Alta resistencia a la fluencia, a la abrasión a altas temperaturas.

El tamaño de grano dependerá básicamente del chancado y de las mallas de las zarandas, por lo tanto se debe encontrar el equilibrio entre el producto del chancado y el tamaño de abertura de malla a usar, ya que nuestro concentrado se basa a un análisis de mallas y el porcentaje correspondiente a estas, debido a que los clientes exigen no

solo el tamaño de grano según a sus necesidades sino también requieren con porcentaje mínimo de contaminantes, en este caso el Fierro(Fe_2O_3) presente en el mineral de Andalucita.

La polución que se produce en este circuito de chancado y clasificación debido a que existe material arcilloso asociado a la Andalucita, es una de la principales fuentes de contaminación ambiental además de la velocidad y dirección del viento que complican el trabajo de los operadores de dicho circuito y en general de toda la planta.

El tonelaje de tratamiento por hora en el circuito de clasificación y chancado es aproximadamente de 45 *TPH* y para la demanda de Andalucita que se necesita producir es necesario aumentar el tonelaje en este circuito.

Por lo tanto el principal objetivo del presente informe es la de aumentar el tonelaje de tratamiento en este circuito teniendo en cuenta el tamaño de grano y la disminución de la polución.

CAPITULO I

ACTIVIDAD MINERA DE LA U.E.A. LUCITA I

1.1 Ubicación y accesibilidad

1.1.1 Ubicación política

Distrito : Paita

Provincia : Paita

Departamento : Piura

1.1.2 Ubicación cartográfica

Datum Horizontal : WGS84

Hoja y Nombre Carta Nacional : 11aPaita

Escala : 1/100 000

Zona o huso geográfico : 17

Zona Catastral Minera : 17E-II

Coordenadas UTM promedio : 942400 N

49200 E

140 m.s.n.m.

1.1.3 Accesibilidad

El acceso por vía terrestre desde la ciudad de Lima, es por la Carretera Panamericana Norte, hasta la ciudad de Piura (970 Km.), luego de Piura, siguiendo la vía asfaltada Piura - Paita unos (50 Km.) hasta un cruce, se toma la carretera afirmada Paita - Islilla hasta el Kilómetro 11, donde hay un desvío hacia el sureste (2.5 Km.) hasta la U.E.A. Lucita.

Por vía aérea, hay vuelos regulares desde las ciudades de: Lima – Piura (1 hora 15 minutos aprox.).

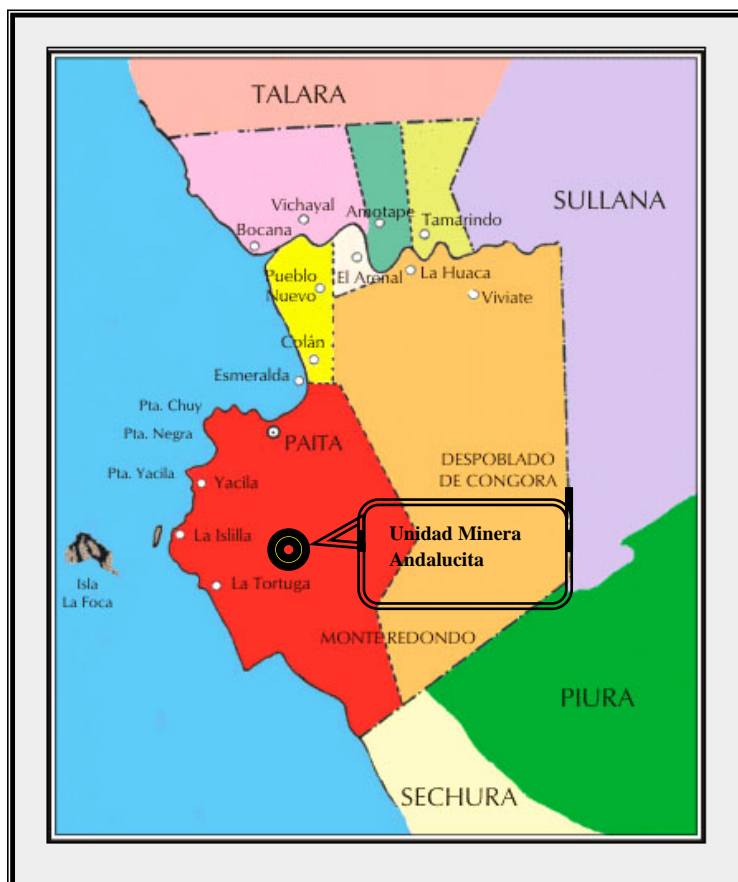


Figura 1.1 Mapa de Ubicación de la U.E.A. LUCITA I

1.2 Giro del negocio

La empresa Andalucita S.A. es una empresa privada dedicada a la realización de toda clase de actividades y negocios mineros, además es la primera compañía minera peruana productora del mineral Andalucita (Al_2SiO_5), mineral no metálico perteneciente a los nesosilicatos.

La Compañía se encuentra comprometida con la exploración de minas, constitución de propiedades mineras, adquisición de cualquier título de propiedad minera, la explotación de minas y tratamientos en plantas de beneficios de mineral, comercialización y/o distribución y/o transformación de productos mineros.

1.3 Historia de la empresa

La empresa Refractorios Peruanos S.A. mediante oficio 844-2000-MITINCI-VMI-DNI-DAAM, de fecha 21 setiembre del año 2000, obtuvo la aprobación del Estudio de Impacto Ambiental del Proyecto Andalucita (U.E.A. Lucita), ubicado en el paraje “La Silla de Paita”, distrito y provincia de Paita, departamento de Piura y mediante Informe N° 352/2000-EM-DGM/DPDM, obtuvo la autorización para la construcción e instalación de planta de beneficio Lucita, sujeto a verificación de ejecución de obras, previo a otorgar el título de concesión de beneficio y autorización de funcionamiento, por parte del Ministerio de Energía y Minas.

El Proyecto Andalucita considera la explotación de un yacimiento de Andalucita (Nesosilicato de Aluminio), a un ritmo de extracción de 1400 toneladas por día,

proyectado a 30 años de vida útil; mediante la instalación de una Planta de procesamiento metalúrgico (concesión de beneficio Lucita), disposición de desmonte, línea de suministro eléctrico, conducción de agua residuales de la ciudad de Paita y los servicios, talleres e instalaciones de apoyo.

Cabe señalar que la U.E.A. Lucita, inicialmente estuvo conformada por dieciséis (16) derechos mineros y constituidos por trece (13) concesiones mineras no metálicas denominadas Kathy, Paola, Giovanna, El Desierto, El Negro, Islilla, Carlos, Delia, Abel, Armando, Pepe, Santiago y Blanca y tres (3) petitorios por sustancias no metálicas denominadas Lucita 1, Lucita 2 y Lucita. Entre los años 2002 y 2005 se modificó la conformación de la U.E.A., quedando conformada por cuatro derechos mineros y cambiando el nombre de Lucita por el de U.E.A. Lucita I.

El Proyecto Andalucita aprobado en el año 2000, tuvo una modificación que consistió en el cambio del sistema de abastecimiento de agua de mar, es así que en el año 2005 mediante Oficio N° 0619/2005/PRODUCE/VMI/DNI/DIMA, se aprobó el EIA del proyecto del sistema de conducción de agua por Bombeo de la Planta de Tratamiento de Aguas servidas de la ciudad de Paita - Planta Andalucita de la U.E.A. Lucita.

Además mediante Oficio N° 0640/2005/PRODUCE/VMI/DNI/DIMA obtuvo la aprobación del EIA del proyecto Línea Eléctrica de Media Tensión de 22.9 Kv Paita - Planta Andalucita.

En el año 2006, Refractarios Peruanos S.A. otorgó en cesión minera exclusiva los derechos mineros de la U.E.A. Lucita I y el petitorio de Concesión de beneficio Lucita, a favor de Andalucita S.A.

En el año 2007, Andalucita S.A. mediante Partida 11082140 realizó la anotación preventiva de transferencia de petitorio minero Concesión de beneficio Lucita y en el año 2008, mediante R.P. N° 0690/2008/INGEMMET/PCD/PM, se otorgó la titularidad de la U.E.A. Lucita I (conformada por las concesiones Paola, Lucita I, Lucita 2, El Desierto, Abel, Armando, Blanca Lucia, Delia, Kathy, Giovanna, Pepe y Santiago Reinaldo) a Andalucita S.A.

1.3.1 Andalucita S.A.

Andalucita S.A. constituida el 17 de febrero del 2006, mediante Título N° 00057415 de fecha 16 de noviembre del 2007, realizó la inscripción de la cesión de doce (12) derechos mineros Abel, Armando, Blanca Lucia, Delia, El Desierto, Giovanna, Kathy, Lucita 1, Lucita 2, Paola, Pepe y Santiago Reinaldo de propiedad de Refractarios Peruanos S.A. a su favor, por un periodo de 30 años.

Mediante R.P. N° 0690/2008/INGEMMET/PCD/PM de fecha 31 de marzo del 2008, se otorgó la titularidad de la U.E.A. Lucita I conformada por cuatro (4) derechos mineros Paola, Lucita 1, Lucita 2 y El desierto, a favor de la empresa Andalucita S.A. y se incluyó ocho (8) derechos mineros conformados por Abel, Armando, Blanca Lucia, Delia. Kathy, Giovanna, Pepe y Santiago Reinaldo en la U.E.A. Lucita I, quedando conformada por los doce (12) derechos mineros.

Además, mediante Partida 11082140, de fecha 4 de diciembre del 2007, realizó la inscripción de la titularidad del petitorio minero de concesión de beneficio Lucita, ubicado en el distrito y provincia de Paita, departamento de Piura.

Por lo tanto, Andalucita S.A. a partir de la cesión de la U.E.A. Lucita I y del petitorio de Concesión de beneficio Lucita, asume la responsabilidad de ejecutar el Proyecto Andalucita, consistente en el inicio de operaciones de una mina de Andalucita en la U.E.A. Lucita I.

Tabla 1.1 Concesiones mineras que conforman la U.E.A. Lucita I

Nº	Concesión	Tipo
1	Abel	Minera
2	Armando	Minera
3	Blanca Lucia	Minera
4	Delia	Minera
5	El desierto	Minera
6	Giovanna	Minera
7	Kathy	Minera
8	Lucita 1	Minera
9	Lucita 2	Minera
10	Paola	Minera
11	Pepe	Minera
12	Santiago Reinaldo	Minera

1.4 Mineralogía

En el yacimiento minero de la Mina Andalucita, afloran rocas Ígneas (Granito basáltico), rocas sedimentarias (calizas), y rocas metamórficas (esquistos y pizarras).

Se ha observado que los Cuerpos Aluviales con Andalucita se encuentran distribuidos en capas de diferentes espesores, variando las características en tanto en su mismo espesor como en pendiente, desde un punto de referencia que sería el centro de los cuerpos hacia los límites externos, encontrando intercalaciones de material de diferente composición y también en diferentes formas, como los angulosos (aluviones y de quebrada) hasta los redondeados (marinos).

Depósitos en la roca metamórfica, los podemos identificar con cristales bien desarrollados de Andalucita en una matriz de roca metamórfica del tipo Esquistos y Pizarras podemos identificadas una textura Maculosa y estructura Foliada con bandeamientos irregulares y asimétricos en capas muy delgadas de color gris a negro verdoso oscuros, también los podemos observar con tintes abigarrados de brillo sedoso.



Figura 1.2 Depositación de Andalucita en roca metamórfica

Depósitos de tipo aluvión, zonas de coladas de barro, con mezclas de fragmentos de rocas y minerales de Andalusita en una matriz arenosa, arcillosa o Areno-arcillosa y también en arcillo arenosa.

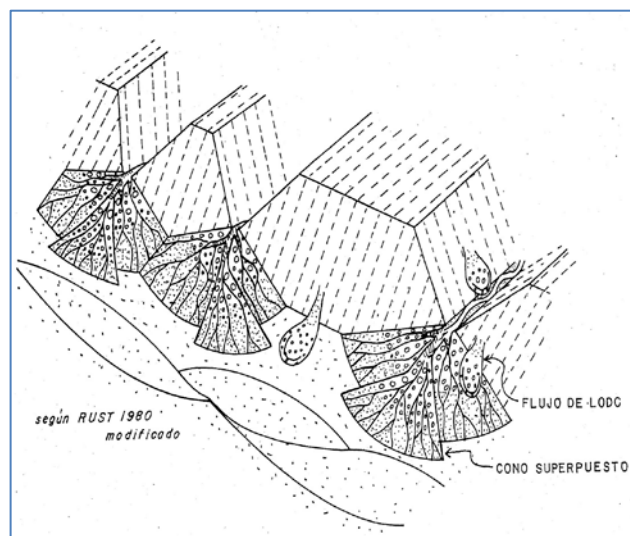


Figura 1.3 Flujo de lodo con minerales de andalucita

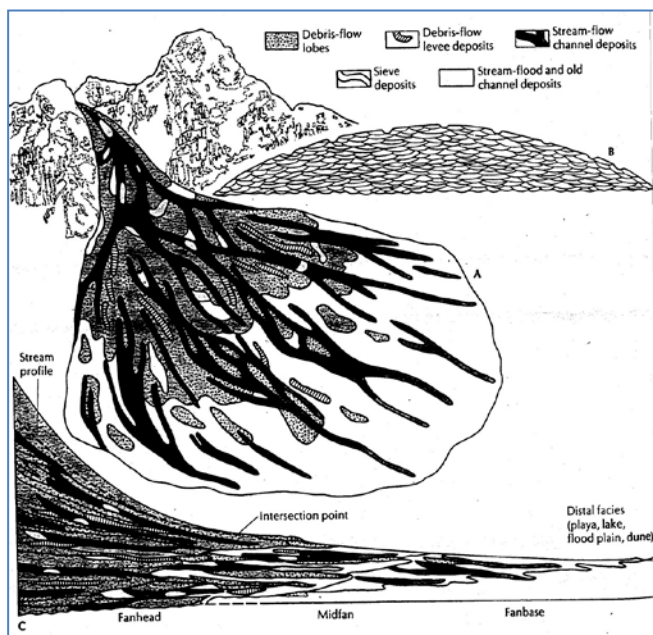


Figura 1.4 Perfil de aluvión con minerales de Andalucía

Depósitos de tipo Coluvial, son los que ocurren por desprendimientos de las partes altas y elevadas de los cerros (gravedad).



Figura 1.5 Depósito Coluvial

Depósitos de tipo Fluvial, Cauces de drenaje Principal y Secundario.

Depósitos de tipo Fluvio- Aluvional, Llanuras y Cauces de ríos.

Depósitos de tipo residual (superficie), se encuentran muchas veces por encima de la superficie de las rocas metamórficas de las que procede, sin haberse observado transporte dominante.

Con mucha mayor presencia se puede reconocer a nivel de suelo en los cuerpos de superficie (mayor concentración de Andalucita) mineralizados de Andalucita, por eso es que el suelo en Rossana y en Fiorella al haberse liberado de las arenas y de las arcillas en una gran parte, son los remanentes de la lixiviación y de la infiltración de las aguas superficiales, las que provocan este enriquecimiento por unidad de volumen del mineral.

Depósitos Sedimentarios Estratificados Marinos, son Apilamientos de Capas de diferente tipo, se da entre el continente y el mar.

Depósitos de zona inter mareal, con material gravoso de una granulometría gruesa a media, bastante cuarzosa aparentemente limpia de finos, se da entre el nivel de máximas y mínimas mareas; cuando éste material queda expuesto a la intemperie se endurece en su mayor parte superficial por la presencia de micas y probablemente por sales y/o carbonatos.

Deposito Marino, El material transportado por las olas, las corrientes se depositan cuando estas pierden parte de su capacidad de transporte.

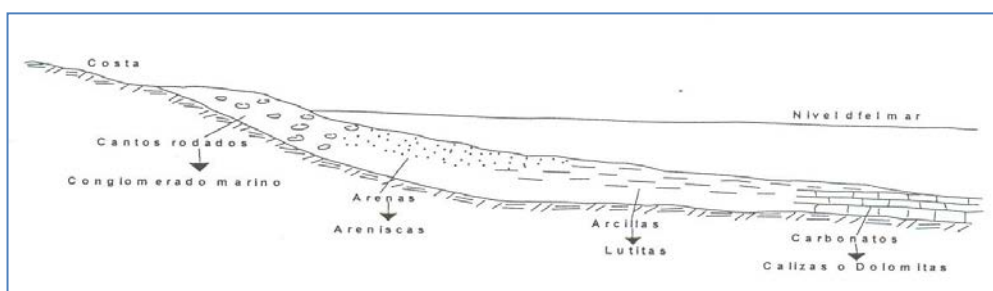


Figura 1.6 Secuencia de depositación en sentido transversal a la costa

1.5 Descripción del circuito de la planta de beneficio

La planta de beneficio trata el mineral de andalucita con una ley de cabeza promedio 10 % tiene un tratamiento de 1400 TMSD y su producto final es concentrado de andalucita con 99.3 % de ley, con 59 % de alúmina y %Fe₂O₃ menor a 1 %.

El mineral a tratar son aluviales compuestos por neo-silicato de aluminio. Este mineral se encuentra generalmente en cristales esquistosos, tiene una gravedad específica de 3.2 *gr/mL* y una dureza de 7.5 según la escala Mohs, un primer estudio de la composición mineralógica dio el siguiente resultado:

Minerales Primarios:

1. Cristaloblastos:

Andalucita	10 %
------------	------

2. Matriz:

Cuarzo	34 %
Muscovita	31 %
Materia Orgánica	<1 %

Minerales Secundarios:

Biotita	18 %
Sericita y Arcillas	5 %
Minerales opacos	<1 %
Cloritas y limonitas	<1 %

Tabla 1.2 Composición química del mineral Andalucita

Composición	%
Al ₂ O ₃	60.5
Fe ₂ O ₃	0.80
SiO ₂	38.1
TiO ₂	0.06
CaO	0.05
MgO	0.09
Cr ₂ O ₃	0.02
Na ₂ O	0.03
K ₂ O	0.14
MnO	0.01
P ₂ O ₅	0.03
NiO	0.01
Lol*	0.54
*Perdidas por ignición	

1.5.1 Circuito de zarandeo y eliminación de finos en seco (Área 8)

El mineral de Andalucita de la mina es transportado a la planta y descargado a una tolva de gruesos de 60 TN, la cual se descarga sobre un grizzli 08 – SCR – 01 que tiene barras con una separación de 100 mm, el +100 mm es desechado hacia a un stock pile 08 – STP – 01 y el –100 mm continúa con automatización controlada sobre un alimentador de faja 08 – FDR – 01, está a su vez cae a la faja transportadora 08 – CVR – 01, para luego pasar a la faja transportadora 08 – CVR – 02, el cual alimenta a una zaranda vibratoria 08 – SCR – 02, con una malla de 16 mm.

El mineral de tamaño +16 mm será descargado a la faja transportadora 08 – CVR – 04 y eliminado a través de una tolva a la cancha de desmontes. Los tamaños +16 mm serán enviados mediante la faja transportadora 08 – CVR – 03 a las zarandas Liwell 08 – SCR – 03 y 08 – SCR – 04, las cuales tienen mallas con abertura de 0.6 mm.

Los tamaños +0.6 mm serán conducidos por la faja transportadora 08 – CVR – 05, hasta el stockpile 08 – STP – 02 que continuará procesándose en la siguiente etapa de recepción y chancado de alimentación de la planta. Los tamaños de –0.6 mm serán evacuados a la cancha de desmontes.

1.5.2 Circuito de clasificación y chancado (Área 1)

Se usa un alimentador vibratorio de velocidad variable 01 – FDR – 01, para extraer el material de la pila de almacenamiento 08 – STP – 02 y descargarlo sobre la faja de

alimentación 01 – CVR – 01, hacia la zaranda vibratoria primaria en seco 01 – SCR – 01.

Un medidor de masa 01 – WT – 01 sobre la faja transportadora, 01 – CVR – 01, monitorea la carga instantánea y también es usado tanto para fines de contabilidad metalúrgica como para controlar el régimen de alimentación a la planta.

El material $+4\text{ mm}$ de la zaranda primaria va a la faja de alimentación de la chancadora 01 – CVR – 02, mientras que el material -4 mm de la zaranda primaria va directamente a la faja 01 – CVR – 04 y el material es descargado en el stockpile 01 – STP – 01.

La faja 01 – CVR – 02 descarga el material de $+4\text{ mm}$ en una chancadora de impacto de eje vertical 01 – CRU – 01, la faja de alimentación de la chancadora está equipada con una polea motriz magnética para remover los residuos férreos y proteger la chancadora.

El producto de la chancadora va a la faja transportadora 01 – CVR – 03, esta faja descarga el material a la zaranda secundaria vibratoria en seco 01 – SCR – 02. La faja 01 – CVR – 03, está equipada con un medidor de masa 01 – WT – 02, a ser usado para contabilidad metalúrgica y para monitorear la recirculación.

El material mayor de $+4\text{ mm}$ de la criba vibratoria secundaria 01 – SCR – 02 va de regreso a la faja 01 – CVR – 02. El material -4 mm de la zaranda secundaria va

directamente a la faja 01 – CVR – 04 y el material es descargado en el stockpile 01 – STP – 01.

1.5.3 Circuito de separación por medio denso (Área 2)

Se usa un alimentador vibratorio de velocidad variable 01 – FDR – 02, para extraer el material de la pila de almacenamiento 01 – STP – 01 y descargarlo sobre la faja de alimentación 01 – CVR – 05, hacia la zaranda vibratoria 02 – SCR – 01 mediante un ducto de alimentación 02 – CHU – 01, esta zaranda tiene aspersores con un flujo de agua tal para remoción de finos (-0.63 mm), antes de la descarga hacia la caja de mezcla 02 – MBX – 01, donde el mineral se mezcla con el medio correcto (una mezcla de ferrosilicio y agua) a la densidad correcta.

La bomba de medios 02 – PMP – 02, alimenta el medio correcto a la caja de mezcla 02 – MBX – 01. El control sobre la mezcla se logra mediante las válvulas manuales de control de flujo.

La mezcla de medio y de mineral se alimenta mediante la bomba 02 – PMP – 03 a 4 ciclones de 360 mm (02 – CYC – 01 a 02 – CYC – 04). Los ciclones sirven para separar el mineral en dos fracciones llamadas hundidos y flotados.

El flujo de descarga de los ciclones que contiene el concentrado es pasado a través del panel estático de desagüe 02 – SSC – 02 y sobre la criba 02 – SCR – 03. La primera parte del medio de ferrosilicio es drenado por la parte inferior de la criba y va hacia el

colector de medios densos 02 – THK – 02, mientras que el medio enjuagado va hacia el colector de medio diluido 02 – THK – 04, mediante los depósitos inferiores de enjuague.

El rebose del ciclón (relaves) se pasa a través de paneles estáticos de desagüe 02 – SSC – 01 y por sobre la criba de material flotante 02 – SCR – 02. La primera parte del medio de ferrosilicio es drenado por la parte inferior de la criba y va hacia el colector de medios densos 02 – THK – 02, mientras que el medio enjuagado va hacia el colector de medio diluido 02 – THK – 04, mediante los depósitos inferiores de enjuague.

Desde el tanque de medio diluido, la bomba 02 – PMP – 04, impulsa al medio de ferrosilicio diluido hasta el tambor magnético 02 – MSP – 01, para separar el agua del ferrosilicio.

El agua separada del ferrosilicio, mediante el tambor magnético, y los finos que provienen de la zaranda 02 – SCR – 01, al lavar el material de alimentación, van hacia el colector de efluentes 02 – THK – 01 y es bombeado mediante la bomba de efluentes 02 – PMP – 01, al espesador 06 – THK – 01.

El relave proveniente de la zaranda del material flotante es descargado sobre la faja transportadora de relaves 05 – CVR – 06 y enviados a la tolva de despacho 05 – BIN – 06.

La bomba 02 – PMP – 05, impulsa el ferrosilicio desde el 02 – THK – 02 hacia el densificador 02 – DEN – 01, con la finalidad nuevamente de impulsar hacia el tambor magnético, para mayor limpieza.

Finalmente todo el ferrosilicio que cae al piso, es impulsado nuevamente por la bomba sumidero 02 – PMP – 06, hacia la zaranda 02 – SCR – 02 e ingresa nuevamente al circuito.

1.5.4 Circuito de atrición (Área3)

El concentrado del DMS, proveniente de la zaranda 02 – SCR – 03, descarga sobre la faja de alimentación 03 – CVR – 01, hacia zaranda vibratoria 03 – SCR – 01, para repartir el concentrado en fracciones, una de $+2\text{ mm}$ y la otra de -2 mm ; la fracción de $-4, +2\text{ mm}$ va hacia las celdas de atrición 03 – AGT – 01 y 03 – AGT – 02.

El producto atricionado junto con el material -2 mm de la zaranda 03 – SCR – 01 van hacia una segunda zaranda 03 – SCR – 02, con una abertura de 0.5 mm .

El material $-4, +0.5\text{ mm}$ es transportado mediante la faja 03 – CVR – 02 y cae sobre el stockpile 04 – STP – 01. La faja 03 – CVR – 02 está equipada con un medidor de masa 03 – WT – 01 con fines de contabilidad metalúrgica.

El material -0.5 mm de la zaranda 03 – SCR – 02, va hacia un tanque 03 – THK – 01 y la bomba 03 – PMP – 01, bombea hacia el tanque 02 – THK – 01.

1.5.5 Circuito de secado (Área 4)

El material atricionado almacenado en el stock 04 – STP – 01 es transportado mediante la faja 04 – CVR – 01 hacia el secador a un régimen controlado mediante el alimentador vibratorio 04 – FDR – 01. Un medidor de masa 04 – WT – 01 sobre la faja va a monitorear y controlar la alimentación del secador a un régimen de alimentación fijado.

El material es secado en un horno de lecho fluido a una temperatura de $400\text{ }^{\circ}\text{C}$, 04 – DRY – 01. El flujo gaseoso caliente va hacia un ciclón 04 – CYC – 01, cuyo flujo de descarga va al sistema de enfriamiento 04 – FBC – 01, mientras que el rebose es dirigido hacia los Bag House 04 – BGH – 03 y 04 – BGH – 04, y de allí es absorbido mediante un extractor de aire 04 – FAN – 04 y chimenea 04 – STK – 01. La descarga del Bag House, es recogida en big bags de 1 Ton. y trasladadas mediante un montacarga.

El producto del Secador es enfriado 04 – FBC – 01, antes de que descargue al elevador 04 – ELV – 01, con una temperatura de $37\text{ }^{\circ}\text{C}$, este elevador descarga el material, al circuito de separación magnética.

1.5.6 Circuito de separación magnética (Área 5)

El elevador del Secador 04 – ELV – 01, descarga el material en la zaranda 05 – SCR – 01, el cual divide en dos productos, dependiendo del tamaño de grano que se va procesar, actualmente también se utiliza un chute en forma de “Y” el cual alimenta a los dos separadores magnéticos.

Los separadores magnéticos 05 – MPR – 01 y 05 – MPR – 02 producen tres productos, llamados magnéticos, producto medio y los no magnéticos.

Actualmente solo se producen dos productos, magnéticos y los no magnéticos, de tal manera que los magnéticos de los separadores 05 – MPR – 01 y 05 – MPR – 02 van directo a la recirculación mediante la faja 05 – CVR – 02 y el elevador 05 – ELV – 02, que alimentan a la chancadora 05 – CRU – 01.

El material no magnético (concentrado de Andalucita) de los separadores 05 – MPR – 01 y 02, mediante la faja 05 – CVR – 03 y el elevador 07 – ELV – 01, es almacenado en la tolva de premium grueso 07 – BIN – 01 y descargado en big bags de 1 Ton.

La chancadora 05 – CRU – 01 descarga sobre la zaranda vibratoria en seco 05 – SCR – 02 con malla con una abertura de 0.6 mm, por lo tanto el material +0.6 mm es transportado mediante la faja 05 – CVR – 01, hacia la faja de alimentación de la

chancadora 05 – CVR – 02, la cual está equipada con un medidor de masa 05 – WT – 02, para fines de registro y de contabilidad metalúrgica.

El material -0.6 mm de la zaranda es llevado por el elevador 05 – ELV – 01 a una tolva de alimentación 05 – BIN – 03. Luego se usará un alimentador rotatorio de velocidad variable 05 – FDR – 05 para alimentar el material -0.6 mm desde la tolva a un separador magnético 05 – MPR – 05.

De esta separación de, premium fino, solo salen dos productos, los magnéticos que finalmente son desechados y el material no magnético es almacenada en las tolvas 05 – BIN – 04 y 05 – BIN – 05, para finalmente ser descargados y llenar big bags de 1 Ton.

1.5.7 Circuito de agua de procesos (Área 6)

Se recoge el agua cruda en la presa de agua 06 – DAM – 02 con una capacidad de unos 1000 m^3 , desde aquí, una bomba 06 – PMP – 05 suministra agua a la planta.

Los efluentes del circuito del DMS son bombeados al espesador 06 – THK – 01 para recuperación del agua y remoción de los sólidos. El rebose del espesador (overflow) va por gravedad, a la presa de agua de procesos 06 – DAM – 02.

CAPITULO II

EVALUACION DE LA PRODUCCION DEL GRANO $-8, +4 \text{ mm}$

2.1 Objetivos

- a. Realizar un estudio de la producción de los granos $-8, +4 \text{ mm}$ y $-4, +0.85 \text{ mm}$, su comportamiento en la clasificación, concentración por medios densos y separación magnética.
- b. Determinar la capacidad de tratamiento del área 01 con abertura de $8 \times 8 \text{ mm}$ en las zarandas del área 01.
- c. Determinar el porcentaje de finos máximo producido en el área 01 cuando opera a máxima capacidad.

2.2 Resumen

Se colocaron mallas de 8 mm , en las zarandas primaria y secundaria del área 01; se llegó a alimentar hasta 70 TPH , obteniéndose como máximo una carga circulante (recirculación) de 25 TPH .

Para obtener los granos $-8, +4 \text{ mm}$ y $-4, +0.85 \text{ mm}$, se llevó a cabo la prueba de tratamiento del grano -8 mm en el área 08, cambiando las mallas de la zaranda 08 – SCR – 02 por aberturas de $4 \times 4 \text{ mm}$.

El material $-8, +4 \text{ mm}$, poseía una granulometría de 5 % menor a la malla 2 mm , el material $-4, +0.85 \text{ mm}$, poseía una granulometría de 0.44 % menor a la malla 0.6 mm .

Se realizaron tres pruebas en el DMS con el grano $-8, +4 \text{ mm}$, obteniéndose mejores valores con 15 *TPH* en la alimentación. La recuperación fue de 84.9 % y el porcentaje de hundidos fue 99.9 %. Se trabajó en el DMS con 15 *TPH* hasta obtener un stock de 10 *TM* en la salida de atrición.

Se realizaron pruebas de tratamiento del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$, para hallar la variación del contenido de alúmina en este rango, obteniéndose valores similares que los productos del tratamiento de tamaño $-4, +0.6 \text{ mm}$.

Se realizaron pruebas de separación magnética llegando alcanzar valores de 59.34 % de alúmina y 0.82 % de Fe_2O_3 , con una recuperación de 82.69 %.

2.3 Pruebas realizadas

Para realizar la evaluación de la producción de este tipo de grano, se realizó una serie de pruebas, que indicaron el comportamiento del mineral a lo largo del proceso.

2.3.1 Procedimiento de obtención del grano -8 mm

Se realizó una prueba en el área 01, con el fin de obtener productos menores a -8 mm , para ello se pusieron mallas con abertura de $8 \times 8\text{ mm}$ en las zarandas primaria y secundaria.

El mineral alimentado fue del stock pile del área 08, el cual poseía una granulometría de $-12.5, +0.85\text{ mm}$, se alimentó a razón de 35 TPH , con 55% de frecuencia en la chancadora Barmac y 50% de abertura en la compuerta. La prueba se realizó por intervalo de 20 horas.

También se alimentó con 66 TPH , por un periodo de dos horas alcanzando una recirculación máxima de 20 TM , (no se generó problemas en las zarandas ni en la chancadora).

Se realizó un muestreo en la entrada y salida del área 01, para hallar el análisis granulométrico, análisis valorado y densidad específica.

2.3.2 Características de los minerales

El mineral alimentado posee 18.5% Andalucita de forma angular y redondeada, se presenta de color rosado, verde, beige y gris, la Andalucita angulosa posee un 90% de la superficie cubierta de micas y esquistos, presenta un 7% de arcillas, hay un 40% de cuarzo presente del tipo lechoso, ahumado y cristal de roca, también tienen forma angular y redondeada, presenta trozos de esquistos solos y combinados con cuarzo y andalucita.

El mineral producto posee 19.8 %de andalucita en forma angulosa y redondeada, pero presenta un 60 % de superficie cubierta de mica y esquistos. El cuarzo también presenta superficies limpias y el porcentaje de fino generado es 12.1 %.

2.3.3 Análisis granulométrico

Se realizó el análisis granulométrico del alimento y producto del área 01.

Tabla 2. 1 Análisis granulométrico de alimento y producto del área 01

TAMAÑO	ALIMENTO		PRODUCTO	
	Peso (g)	%Peso	Peso (g)	%Peso
μm				
25000	0.00	0.00	0.00	0.00
12500	76.69	1.58	0.00	0.00
10000	256.70	5.28	0.00	0.00
8000	387.15	7.96	3.73	0.07
6700	356.88	7.34	247.76	4.71
4750	731.50	15.04	820.47	15.59
4000	381.87	7.85	496.49	9.43
3350	341.10	7.01	367.10	6.97
2360	669.04	13.76	875.69	16.64
1700	503.81	10.36	644.36	12.24
1000	607.49	12.49	846.37	16.08
850	106.50	2.19	153.13	2.91
600	106.16	2.18	167.94	3.19
500	16.35	0.34	38.13	0.72
-500	322.50	6.63	602.69	11.45
	4863.74	100.00	5263.86	100.00

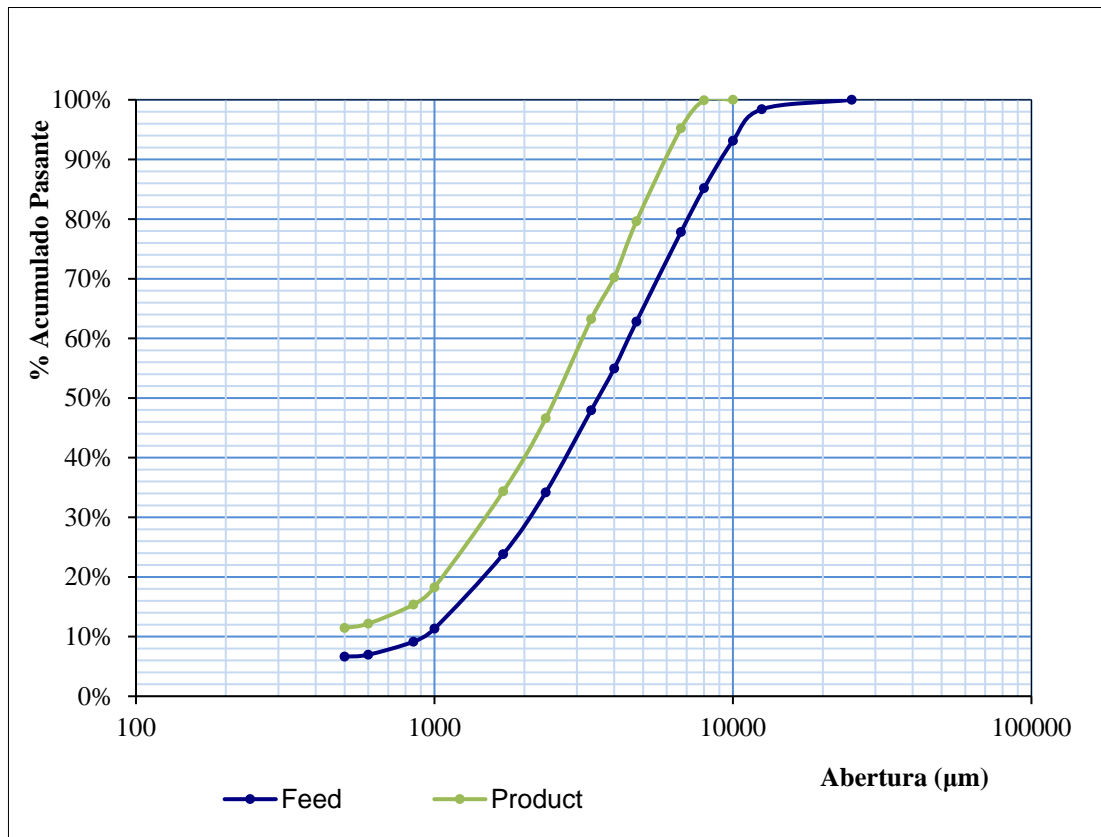


Figura 2.1 Análisis Granulométrico de la alimentación y producto del área 01

El mineral alimentado tiene partículas menores a $25\ 000\ \mu m$, el 85.19 % eran menores a $8\ 000\ \mu m$ y el 54.96 % menores a $4\ 000\ \mu m$, con 6.97 % de finos.

El mineral producto poseía el 99.93 % de partículas que eran menores a $8\ 000\ \mu m$ y el 70.20 % menores a $4\ 000\ \mu m$, con 12.17 % de finos.

El mineral alimentado posee 14.81 % de partículas mayores a $8\ 000\ \mu m$, el cual fue a parar a la carga circulante en el circuito, este valor solo llegó a alcanzar 25 TPH, con una alimentación máxima de 70 TPH. El mineral también tenía 6.97 % de partículas

menores a $600 \mu m$ el cual se convirtió a 12.17 % a la salida del circuito, este valor indica una baja en la generación de polvo, actualmente se tiene valores de 25 %.

2.3.4 Análisis valorado

Los que tienen una granulometría mayor a $10 mm$, poseen una ley menor a 10.88 %, los hundidos que están en la granulometría de $-10, +0.85 mm$, poseen leyes que varían de 19.14 % a 22.89 % y los hundidos con granulometría menor a $0.6 mm$, poseen una ley de menor a 11.84 %.

Existe una mayor concentración de hundidos en el rango de granulometría $-6.7, +4.75 mm$ y en el rango $-3.35, +1 mm$ existe 0.21 % de hundidos que son menores a $0.6 mm$.

El análisis valorado del mineral producto presenta una ley de 57 % en las partículas mayores a $8 mm$, las cuales poseen un 0.2 % en peso de hundidos, existe una homogeneidad de las leyes en los tamaños de $-8, +0.6 mm$, poseyendo una variación de 18.14 % a 26.68 % y las partículas menores $0.6 mm$ poseen una ley de 14.63 %. Existe una mayor concentración de hundidos en la granulometría de $-6.7, +1 mm$, estando por debajo del tamaño $0.6 mm$ el 0.53 %.

Tabla 2. 2 Análisis valorado del alimento y producto del área 01

MALLAS	ALIMENTO		PRODUCTO	
	Ley %	% Peso	Ley %	% Peso
25000	0.00	0.00	0.00	0.00
12500	0.00	0.00	0.00	0.00
10000	10.88	3.10	0.00	0.00
8000	20.25	8.69	57.05	0.20
6700	21.29	8.42	26.68	6.33
4750	20.67	16.76	23.99	18.84
4000	22.89	9.69	23.36	11.10
3350	22.60	8.54	24.01	8.43
2360	20.99	15.56	21.50	18.02
1700	20.44	11.41	22.43	13.83
1000	19.85	13.36	20.85	16.89
850	19.14	2.26	19.79	2.90
600	16.89	1.99	18.14	2.92
500	11.84	0.21	14.63	0.53
-500	0.00	0.00	0.00	0.00
		100.0		100.0

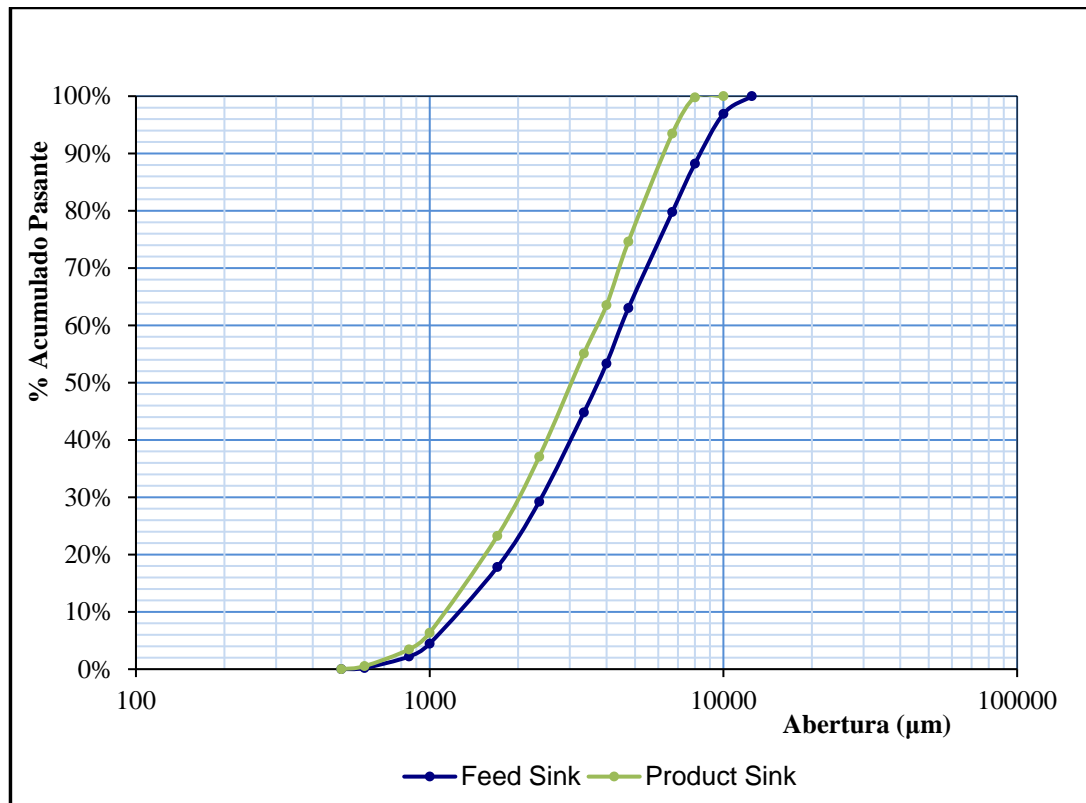


Figura. 2.2 Análisis valorado de la alimentación y producto del área 01

En esta figura se muestra los acumulados pasantes de los hundidos de la alimentación y producto, versus la granulometría. Se puede apreciar una correlación en la cantidad de hundidos, debido a la reducción de tamaño del mineral.

La ley en la alimento fue de 18.55 % y del producto 19.85 %, este incremento se da por el chancado de las partículas mayores a 8 mm, que poseen un porcentaje de hundidos menor a 11.79 %. Este tramo de partículas poseen en su composición material aglomerado y cuarzo, las cuales ingresaran a la chancadora, donde el aglomerado será liberado de las arcillas y se producirá la reducción del cuarzo a mallas

inferiores y habrá la generación de material fino, produciéndose una variación en todas las leyes.

2.4 Obtención de los granos $-8, +4 \text{ mm}$ y $-4, +0.85 \text{ mm}$

Para obtener estos dos tipos de granos se realizó una prueba en el área 08, colocando mallas con aberturas de $4 \times 4 \text{ mm}$ en la zaranda 08 – SCR – 02.

El mineral utilizado fue el producto de la prueba en el área 01 (-8 mm), el cual se alimentó por medio de volquetes a la tolva (08-BIN-01) del área 08 con 25 TM/Hr esta prueba duro 16 horas, realizándose limpieza de zarandas cada 3 horas.

El mineral con granulometría $-8, +4 \text{ mm}$, se depositó en la tolva de gruesos 08 – BIN – 02, luego fue descargado y depositado cerca al stock pile del área 01 y el de granulometría $-4, +0.85 \text{ mm}$ se depositó en el stock pile del área 08, finalmente el producto -0.85 mm , fue acumulado en la tolva de finos 08 – BIN – 03.

La eficiencia de clasificación de la zaranda estuvo en 88.5 %.

Se realizó muestreos en 5 puntos del área 08, en el alimento, retenido y pasante de la zaranda 08 – SCR – 02, y en el retenido y pasante de las zarandas Liwell.

2.4.1 Características de los minerales - 8, +4 mm

Los hundidos de este mineral poseen partículas de andalucita que presentan superficies cubiertas de micas y esquistos en un 80 %, 20 % de partículas menores al corte, la relación de partículas redondeadas y angulosas es de 2 a 98.

Las partículas angulosas presentan mayor fragilidad, por lo que sufren un resquebrajamiento en el contacto entre ellas, formándose partículas más finas.

2.4.2 Análisis granulométrico del grano - 8, +4 mm

Se realizó el análisis granulométrico del Oversize de la zaranda 08 – SCR – 02, la alimentación posee características similares al producto del área 01 (-8 mm). El retenido de la zaranda (- 8, +4 mm) posee una mayor concentración de partículas en las mallas - 8, +2.36 mm, llegando alcanzar el 89.78% y el 10.22 %de partículas están por debajo de la malla 2.36 mm.

En el rango de -8, +4 mm, hay 76.34% de partículas, siendo el resto menores a 4 mm, hay un 41.54 % en el rango -6.7, +4.75 mm.

Tabla 2. 3 Análisis granulométrico del alimento y oversize del 08-SCR-02

MALLA	ALIMENTO		OVERSIZE	
	µm	Peso (g)	%Peso	Peso (g)
25000	0.00	0.00	0.00	0.00
12500	0.00	0.00	0.00	0.00
10000	0.00	0.00	0.00	0.00
8000	5.59	0.10	4.43	0.09
6700	252.53	4.35	648.52	12.90
4750	846.54	14.57	2087.96	41.54
4000	464.77	8.00	1096.40	21.81
3350	427.90	7.37	675.93	13.45
2360	926.60	15.95	357.80	7.12
1700	707.17	12.17	76.26	1.52
1000	998.45	17.19	39.18	0.78
850	187.77	3.23	4.40	0.09
600	204.55	3.52	2.38	0.05
500	39.6	0.68	0.92	0.02
-500	746.96	12.86	31.92	0.64
	5808.43	100.00	5026.10	100.00

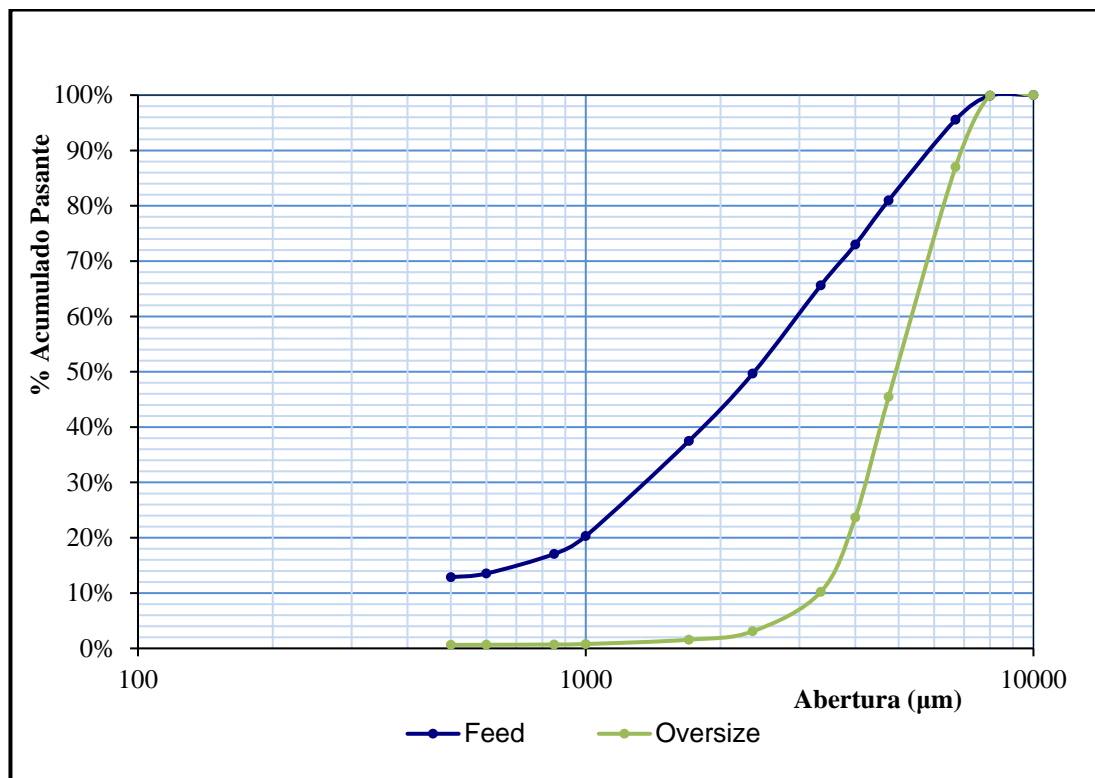


Figura 2.3 Análisis granulométrico del alimento y oversize de la zaranda 08- SCR-02

Existe un 23.65 % de partículas que son menores a 4 mm, debido a la eficiencia de la zaranda, el porcentaje de finos está por debajo del 0.65 %.

2.4.3 Análisis valorado del grano $-8, +4$ mm

El análisis valorado del mineral alimentado, posee características similares al producto del área 01. El análisis valorado del retenido de la zaranda posee una ley alta en el rango $-8, +6.7$ mm, varía de 20.57 % a 24.28 % en el rango de $-6.7, +0.6$ mm y baja a 17.03 % en el rango $-0.6, +0.5$ mm. El rango de mallas $-6.7, +4.75$ mm posee el 40.68 % de hundidos, el mayor porcentaje de hundidos se concentra en las mallas $-8, +3.35$ mm, llegando a alcanzar el 91 %.

Tabla 2. 4 Análisis valorado del alimento y oversize del 08-SCR-02

MALLA	ALIMENTO		OVERSIZE	
	Ley %	% Peso	Ley %	% Peso
25000	0.00	0.00	0.00	0.00
12500	0.00	0.00	0.00	0.00
10000	0.00	0.00	0.00	0.00
8000	13.71	0.07	0.00	0.00
6700	25.94	5.88	28.75	15.26
4750	23.44	17.81	23.80	40.68
4000	24.32	10.14	24.28	21.79
3350	23.26	8.93	23.95	13.25
2360	22.59	18.79	23.14	6.78
1700	21.17	13.44	22.13	1.38
1000	19.93	17.86	22.07	0.71
850	20.37	3.43	22.70	0.08
600	16.90	3.10	20.57	0.04
500	14.93	0.53	17.03	0.01
-500	0.00	0.00	0.00	0.00
		100.0		100.0

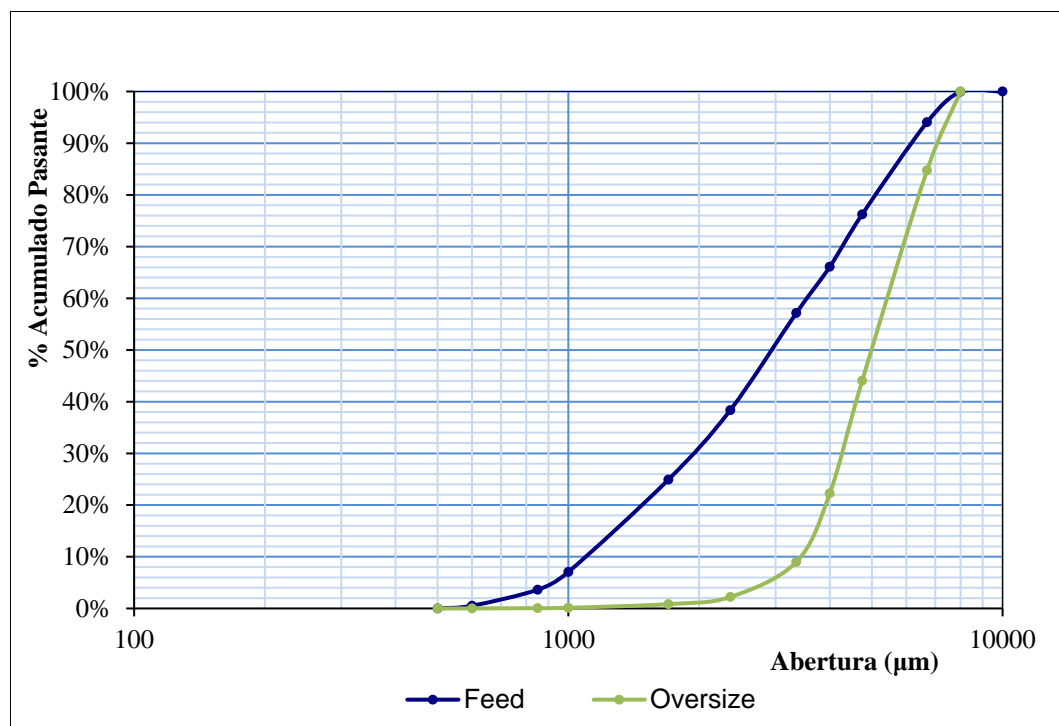


Figura 2.4 Análisis valorado del alimento y oversize de la zaranda 08-SCR-02

2.4.4 Características de los minerales $-4, +0.85 \text{ mm}$

Los hundidos de este mineral poseen partículas de andalucita con un 40 % de superficie cubierta de micas y esquistos, la relación entre partículas redondeadas y angulosas es de 5 a 95, también hay formación de partículas menores, debido a contacto entre ellas, siendo un 60 % esquisto con micas y 40 % de Andalucita.

2.4.5 Análisis granulométrico del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$

El mineral alimentado poseía un escaso 2.52 % de partículas en el rango $-4, +3.35 \text{ mm}$, el 62.44 % de partículas estaba en el rango $-3.35, +1 \text{ mm}$, el 11.48 % se encuentra en el rango de $-1, +0.6 \text{ mm}$ y posee un 23.55 % menores a 0.6 mm .

El retenido de la zaranda posee 4.41 % entre las mallas $-4, +3.35 \text{ mm}$, hay 87.99 % de partículas que se concentraron en las mallas $-3.35, +1 \text{ mm}$, hay un 7.15 % en el rango $-1, +0.6 \text{ mm}$, y solo existe un 0.44 % menores a la malla 0.6 mm .

Tabla 2. 5 Análisis granulométrico del alimento y oversize de las zarandas Liwell

MALLA	ALIMENTO		OVERSIZE	
	µm	Peso (g)	%Peso	Peso (g)
4750	0.00	0.00	0.00	0.00
4000	1.02	0.02	2.90	0.05
3350	153.90	2.50	232.85	4.36
2360	1125.23	18.31	1437.80	26.92
1700	1102.70	17.94	1366.97	25.59
1000	1610.01	26.19	1895.12	35.48
850	353.66	5.75	249.97	4.68
600	352.02	5.73	132.1	2.47
500	69.66	1.13	3.75	0.07
-500	1378.23	22.42	19.97	0.37
	6146.43	100.0	5341.43	100.0

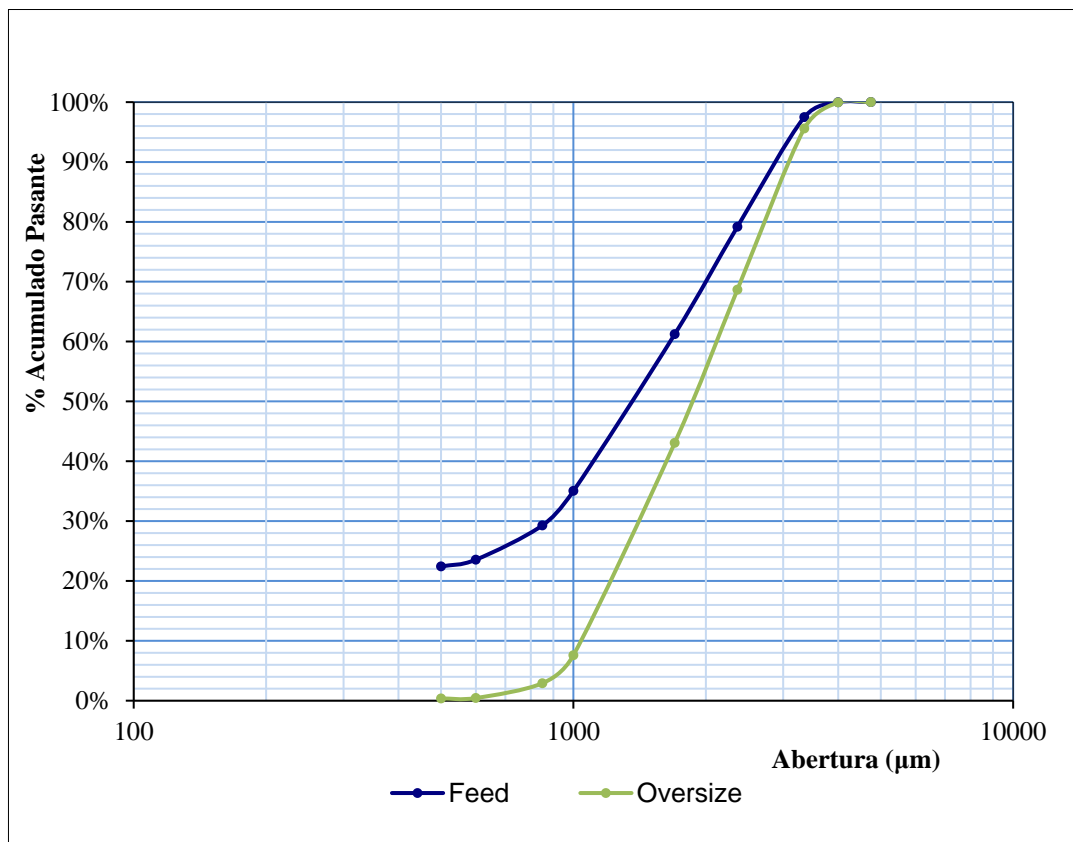


Figura 2.5 Análisis granulométrico del alimento y oversizede de las zarandas Liwell

Con la adición de la zaranda a futuro se tendrá una granulometría similar al Oversize de las zarandas Liwell que se muestra en el gráfico.

2.4.6 Análisis valorado del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$

La alimentación poseía una ley de 10.48 % en las partículas mayores a 4 mm, en el rango de $-4, +0.6 \text{ mm}$ tiene una ley homogénea que varía de 18 % a 23.95 % y el rango de $-0.6, +0.5 \text{ mm}$ tenía una ley de 15.15 %.

El porcentaje de hundidos se concentró en 81.92 % en el rango de $-3.35, +1.0 \text{ mm}$, hubo un 1.04 % de hundidos por debajo de la malla 0.6 mm.

El oversize tuvo una variación en la ley de 19.4 % a 21.83 % en el rango de $-4, +0.6 \text{ mm}$. El porcentaje de hundidos se concentró en 88.64 % en el rango de mallas $-4, +1 \text{ mm}$, hubo un 0,04 % debajo de la malla 0.6 mm .

Tabla 2. 6 Análisis valorado del alimento y oversize de las zarandas Liwell

MALLA	ALIMENTO		OVERSIZE		
	μm	Ley %	% Peso	Ley %	% Peso
4750	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4000	10.48	0.01	7.56	0.02	0.02
3350	23.95	3.62	21.83	4.48	4.48
2360	22.73	25.13	22.52	28.56	28.56
1700	21.98	23.81	20.78	25.05	25.05
1000	20.85	32.98	20.96	35.03	35.03
850	20.67	7.18	20.67	4.56	4.56
600	18.00	6.23	19.40	2.26	2.26
500	15.15	1.04	13.48	0.04	0.04
-500	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
		100.0		100.0	100.0

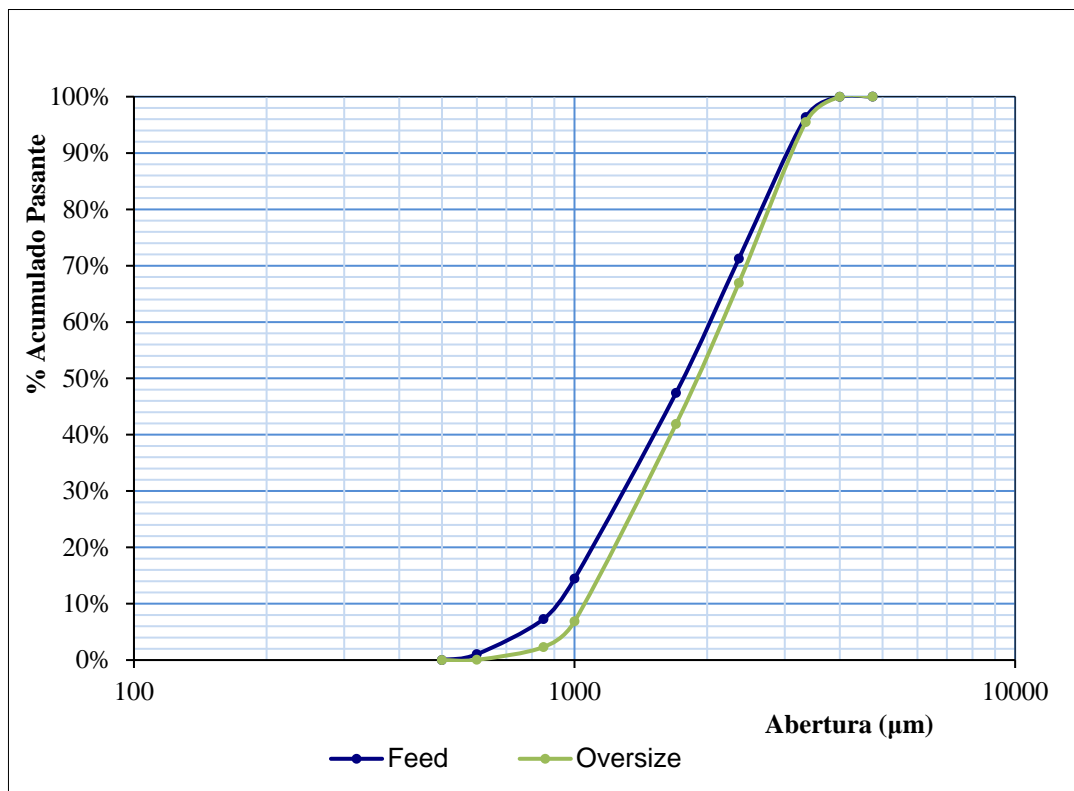


Figura 2.6 Análisis valorado del alimento y oversize de las zarandas Liwell

El acumulado pasante del alimento y el oversize presenta una redistribución en el porcentaje de hundidos, debido al retiro del grano menor a 0.85 mm .

2.4.7 Tonelaje tratado

En las pruebas se alimentaron 411.6 TM de mineral -8 mm y se obtuvieron 154.2 TM de mineral $-8, +4\text{ mm}$, 213.8 TM de $-4, +0.85\text{ mm}$ y se generaron 43.6 TM de mineral fino, que fueron enviadas a la desmontera.

Comparando los porcentajes de granulometría obtenido en las pruebas y en el análisis granulométrico del mineral alimento, se observó que el mineral

−8, +4 mm posee 10.4 % de mineral ajeno a esta granulometría, lo cual haría que nuestro mineral tenga 23.65 % de granos menores a la malla 4 mm.

El grano −4, +0.85 mm posee menor porcentaje de material, que el hallado en el análisis granulométrico, una parte de este grano fue a parar al mineral de corte superior.

Tabla 2. 7 Distribución de los granos −8, +4 mm y −4, +0.85 mm

TRATAMIENTO EN PLANTA			DISTRIBUCION	
Producto	Tamaño (mm)	Peso (TM)	Prueba	Mallas
Alimento	−8	411.6	100.0%	100.0%
Grano Grueso	−8, +4	154.2	37.4%	27.0%
Grano Fino	−4, +0.85	213.8	52.0%	55.9%
Finos	−0.85	43.6	10.6%	17.1%

2.5 Concentración por medio denso del grano −8, +4 mm

Se realizaron tres pruebas en el circuito de separación por medios densos, para establecer los parámetros de operación y obtener los mejores valores en recuperación y calidad.

Se trabajó con una densidad de 2.40 Kg/Ly una presión de 40 KPa, variando la alimentación en 25, 20 y 15 TPH, consiguiéndose mejores resultados con 15 TPH, por lo que se realizó una prueba de 4 horas, generándose un producto de 10 TM.

Se tomó muestras en la alimentación, Underflow y Overflow, y salida de atrición, para su análisis granulométrico y valorado.

2.5.1 Alimentación a 25 TM

Los resultados con esta alimentación nos dieron una recuperación de 79.7 %y un ratio de 6.1 TM de mineral alimentado por 1 TM de concentrado producido, con una ley de 98.1 %. La salida de atrición estuvo en 4.26 TPH.

Se observa una escasa perdida por la zaranda de lavado aproximadamente 0.6 %, debido a la granulometría del mineral. La ley de cabeza analizada estuvo en 24.2 %, mientras que la ley de cabeza calculada estuvo en 20.2 %.

Tabla 2. 8 Análisis de leyes del grano -8, +4 mm a 25TM

Productos	TMH	TMSH	Ley %	%Finos	Distribución (%)
Alimento	25	24.6	20.2	5.0	100.0
Underflow	4.26	4.0	98.1	4.0	79.7
Lodos	0.16	0.1	20.0	0.0	0.6
Overflow	21.5	20.4	4.8	1.0	19.7

2.5.2 Análisis de fluorescencia de rayos X

Se realizó el análisis de fluorescencia de rayos X en la entrada y salida del circuito de atrición, donde la alúmina subió de 57.99 % a 58.07 %, este valor es muy bajo, siendo el mínimo 58.56 %, el Fe_2O_3 bajó de 1.02 % a 0.90 % y el óxido potasio estuvo en

0.52 %, siendo el máximo 0.24 %.El óxido de silicio tuvo un valor de 39.27%, este valor está cercano al límite de 39.32 %.

Los resultados de este producto nos deben asegurar la calidad final, para ello deben de aproximarse a de los límites establecidos. Este producto no cumple con las especificaciones mínimas, por lo que será rechazado.

Tabla 2. 9 Análisis XRF del grano – 8, +4 mm a 25 TM

XRF SIN ATRICION		XRF CON ATRICION	
Al ₂ O ₃	57.99 %	Al ₂ O ₃	58.07 %
Fe ₂ O ₃	1.02 %	Fe ₂ O ₃	0.90 %
SiO ₂	39.32 %	SiO ₂	39.27 %
K ₂ O	0.42 %	K ₂ O	0.45 %
Na ₂ O	0.06 %	Na ₂ O	0.07 %
MgO	0.11 %	MgO	0.11 %
CaO	0.12 %	CaO	0.20 %
TiO ₂	0.28 %	TiO ₂	0.26 %
MnO	0.01 %	MnO	0.01 %
P ₂ O ₅	0.03 %	P ₂ O ₅	0.02 %

2.5.3 Alimentación a 20 TM

La recuperación estuvo en 92.1 %, el ratio en 5.1 TM de mineral alimentado por 1 TM de concentrado producido, con una ley de 98.9 %. La salida de atrición estuvo en 4.1 TPH.

La pérdida por la zaranda de lavado se mantuvo por debajo del 0.7 %, la ley de cabeza calculada estuvo en 21.1 %.

Tabla 2. 10 Análisis de leyes del grano **-8, +4 mm a 20 TM**

Productos	TMH	TMSH	Ley %	%Finos	Distribución (%)
Alimento	20	19.7	21.1	4.2	100.0
Underflow	4.08	3.9	98.9	3.8	92.1
Lodos	0.16	0.1	20.0	0.0	0.7
Overflow	16.5	15.7	1.9	0.3	7.2

2.5.4 Análisis de fluorescencia de rayos X

El contenido de alúmina mejoro a 58.35 %, pero sigue siendo bajo. El contenido de óxido de silicio estuvo en 38.90 %, el contenido de óxido de potasio fue de 0.43 %, este valor no es aceptable.

El producto mejoraría en la separación magnética, pero se alcanzarían valores cercanos al límite inferior de alúmina 58.56 %, por lo que este producto sería rechazado.

Tabla 2. 11 Análisis XRF del grano **-8, +4 mm a 20 TM**

XRF SIN		XRF CON	
ATRICCION		ATRICCION	
Al ₂ O ₃	58.21 %	Al ₂ O ₃	58.35 %
Fe ₂ O ₃	1.13 %	Fe ₂ O ₃	1.05 %
SiO ₂	38.81 %	SiO ₂	38.90 %
K ₂ O	0.47 %	K ₂ O	0.43 %
Na ₂ O	0.06 %	Na ₂ O	0.07 %
MgO	0.12 %	MgO	0.12 %
CaO	0.24 %	CaO	0.17 %
TiO ₂	0.29 %	TiO ₂	0.26 %
MnO	0.02 %	MnO	0.02 %
P ₂ O ₅	0.03 %	P ₂ O ₅	0.03 %

2.5.5 Alimentación a 15 TM

La recuperación estuvo en 58.56 %, el ratio en 5.8 TM de mineral alimentado por 1 TM de concentrado producido, con una ley de 99.9 %. La salida de atrición estuvo en 2.68 TPH.

La pérdida por la zaranda de lavado se mantuvo por debajo del 1.0 %, la ley de cabeza calculada estuvo en 20.3 %.

Tabla 2. 12 Análisis de leyes del grano – 8, +4 mm a 15 TM

Productos	TMH	TMSH	Ley%	%Finos	Distribución (%)
Alimento	15	14.8	20.3	3.0	100.0
Underflow	2.68	2.5	99.9	2.5	84.9
Lodos	0.16	0.1	20.0	0.0	1.0
Overflow	12.7	12.1	3.5	0.4	14.1

De estas tres pruebas se eligió trabajar con la alimentación de 15 *TM*, debido a la calidad del producto y su recuperación.

2.5.6 Análisis de fluorescencia de rayos X

Este producto mejoro en el contenido de alúmina, llegando pasar el valor mínimo de 58.56 %, el óxido de sodio también estuvo dentro de los valores aceptables, pero el óxido de potasio solo se logró bajar a 0.37 %.

Según los valores alcanzados este material nos aseguraría la calidad esperada después de la separación magnética.

Tabla 2. 13 Análisis XRF del grano – 8, +4 mm a 15 *TM*

XRF SIN		XRF CON	
ATRICCION		ATRICCION	
Al ₂ O ₃	58.50 %	Al ₂ O ₃	58.86 %
Fe ₂ O ₃	1.13 %	Fe ₂ O ₃	0.96 %
SiO ₂	38.66 %	SiO ₂	38.52 %
K ₂ O	0.42 %	K ₂ O	0.37 %
Na ₂ O	0.06 %	Na ₂ O	0.06 %
MgO	0.12 %	MgO	0.11 %
CaO	0.15 %	CaO	0.18 %
TiO ₂	0.29 %	TiO ₂	0.28 %
MnO	0.02 %	MnO	0.02 %
P ₂ O ₅	0.03 %	P ₂ O ₅	0.03 %

Los cambios generados en el porcentaje de alúmina en las distintas pruebas, obedecen a factores de atrición, % hundidos y chancado del mineral. Con esta prueba se ha capturado todo el mineral de -8 mm a partir de la zaranda primaria del circuito de chancado, sin llegar a producir un impacto entre ellas. Se debió generar una limpieza superficial y liberación de partículas gangas que acompañan a la andalucita.

Una solución para mejorar la calidad del producto con este grano sería bajando la abertura de la zaranda primaria a $6 \times 6\text{ mm}$.

El circuito de atrición tuvo diferentes comportamientos, con los distintos productos obtenidos en el DMS (circuito de separación por medios densos), uno de los parámetros que vario fue el tiempo de residencia del material. El tiempo de retención es inversamente proporcional al tonelaje tratado, obteniéndose con 15 *TM* mayor tiempo de retención que con 25 *TM*.

Si queremos mejorar la calidad por esta parte de tratamiento, tendríamos que incrementar un par de celdas en serie a nuestro circuito.

2.6 Concentración por medio denso del grano-4, +0.85mm

2.6.1 Alimentación a 25 *TM*

Debido a su escaso porcentaje de partículas menores a 0.85 *mm* , la alimentación de este mineral fue de 25 TPH, la densidad del medio fue de 2.42 *Kg/L* y la presión fue de 40 KPa.

La recuperación fue de 80 %, el ratio de concentración fue 5.9 *TM* de mineral alimentado por 1*TM* producido, hubo una pequeña pérdida de 1.6 % en el lodo. El comportamiento de este mineral en la concentración de medios densos fue similar al mineral tratado normalmente (sin el contenido de Finos).

Tabla 2. 14 Análisis de leyes del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$ a $25TM$

Productos	TMH	TMSH	Ley%	%Finos	Distribución (%)
Alimento	25	24.6	20.8	5.1	100.0
Underflow	4.35	4.1	99.0	4.1	80.0
Lodos	2.68	2.5	3.3	0.1	1.6
Overflow	19.0	18.0	5.2	0.9	18.5

Se minimizó las pérdidas en la zaranda de lavado, debido a que la alimentación tenía un corte mínimo de 0.85 mm .

2.6.2 Análisis de fluorescencia de rayos X

Se realizó una prueba con este tipo grano, para conocer la variación del contenido de alúmina en este rango. Los resultados fueron similares al grano $-4, +0.6 \text{ mm}$ el contenido de Alúmina y Fe_2O_3 antes de atrición fue de 58.89% y 1.02% , respectivamente y después de la atrición fue de 58.89% y 0.98% . Este material mejorara después de la separación magnética.

Tabla 2. 15 Análisis XRF del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$ a 25TM

XRF SIN ATRICION		XRF CON ATRICION	
Al ₂ O ₃	58.89 %	Al ₂ O ₃	58.90 %
Fe ₂ O ₃	1.02 %	Fe ₂ O ₃	0.98 %
SiO ₂	38.48 %	SiO ₂	38.54 %
K ₂ O	0.32 %	K ₂ O	0.31 %
Na ₂ O	0.07 %	Na ₂ O	0.06 %
MgO	0.11 %	MgO	0.11 %
CaO	0.14 %	CaO	0.15 %
TiO ₂	0.26 %	TiO ₂	0.25 %
MnO	0.02 %	MnO	0.02 %
P ₂ O ₅	0.03 %	P ₂ O ₅	0.04 %

2.7 Separación magnética del grano $-8, +4 \text{ mm}$ en laboratorio

Se realizaron pruebas de separación magnética a escala de laboratorio, para obtener la recuperación y ratio de concentración del producto. Se trabajó con ángulos de cuchilla de 10°, 5°, 4°, y 3°.

2.7.1 Separación magnética con ángulo de 10° de la cuchilla

Con este ángulo se obtuvo una recuperación de 99.7 %, pero el porcentaje de Fe₂O₃ solo bajo a 0.9 %.

Tabla 2. 16 Prueba 01

Angulo de cuchilla 10°			
Material	Peso (g)	Parámetros	
Alimentación	1071.55	Recuperación	99.71 %
Producto	1068.40	Ratio de concentración	1.0
Magnético	2.70	Alúmina	59.18 %
Merma	0.45	Fe ₂ O ₃	0.9 %

2.7.2 Separación magnética con ángulo de 5° de la cuchilla

Con este ángulo mejoró la calidad en alúmina, y bajo aún más el contenido de Fe₂O₃.

Tabla 2. 17 Prueba 02

Ángulo de cuchilla 5°			
Material	Peso (g)	Parámetros	
Alimentación	1472.3	Recuperación	89.22 %
Producto	1313.54	Ratio de concentración	1.1
Magnético	157.72	Alúmina	59.34 %
Merma	1.04	Fe ₂ O ₃	0.79 %

2.7.3 Separación magnética con ángulo de 4° de la cuchilla

La calidad del producto se mantiene, pero la recuperación baja a 82.69 %.

Tabla 2. 18 Prueba 03

Ángulo de cuchilla 4°			
Material	Peso (g)	Parámetros	
Alimentación	1858.99	Recuperación	82.69%
Producto	1537.17	Ratio de concentración	1.2
Magnético	315.25	Alúmina	59.34%
Merma	6.57	Fe ₂ O ₃	0.82%

2.7.4 Separación magnética con ángulo de 3° de la cuchilla

El porcentaje de alúmina se incrementó, pero la recuperación cayó a 41.61 %.

Tabla 2. 19 Prueba 04

Ángulo de cuchilla 3°			
Material	Peso (g)	Parámetros	
Alimentación	1015.33	Recuperación	41.61%
Producto	422.51	Ratio de concentración	2.4
Magnético	585.17	Alúmina	59.19%
Merma	7.65	Fe ₂ O ₃	0.85%

2.8 Resultados

2.8.1 Producción del circuito de clasificación y chancado

La capacidad de tratamiento en el área 01 será de 50 *TPH*, y se obtendrán 18.5 *TM* de grano $-8, +4 \text{ mm}$ y 26 *TM* de grano $-4, +0.85 \text{ mm}$.

Tabla 2. 20 Balance de diferentes granos

Producto	Tonelaje	Ley	Hundidos	Distribución
	e	%	(TM)	(%)
Alimentación	50.0	20.00	10	100.00
Producto $-8, +4 \text{ mm}$	18.5	24.00	4.44	44.40
Producto $-4, +0.85 \text{ mm}$	26.0	21.00	5.46	54.60
Finos -0.85 mm	5.5	1.82	0.1	1.00

2.8.2 Producción del grano $-8, +4 \text{ mm}$

Este grano dará una producción de 3.8 *TPH* en el circuito de separación por medios densos (DMS) y 3.1 *TPH* como producto final.

Tabla 2. 21 Balance del grano $-8, +4 \text{ mm}$ en el DMS

Resultados				
Producto	Tonelaje	Ley %	Hundidos (TM)	Distribución (%)
Alimentación	18.5	24.00	4.44	100.00

Producto $-8, +4 \text{ mm}$	3.8	99.90	3.77	84.90
Desmonte	14.7	4.55	0.67	6.70

Así mismo se tienen los siguientes resultados en el circuito de separación magnética (área 05)

Tabla 2. 22 Balance del grano $-8, +4 \text{ mm}$ en la separación magnética

Resultados				
Producto	Tonelaje	Ley %	Hundidos (TM)	Distribución (%)
Alimentación	3.8	99.90	3.77	84.90
Producto $-8, +4 \text{ mm}$	3.1	99.90	3.12	82.70
Magnéticos	0.7	99.90	0.65	6.52

2.8.3 Producción del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$

Este grano dará una producción de 4.4 *TPH* en el circuito de separación por medios densos (DMS) y 4.0 *TM* en el área de separación magnética.

Tabla 2. 23 Balance del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$ en el DMS

Resultados				
Producto	Tonelaje	Ley %	Hundidos (TM)	Distribución (%)
Alimentación	26.0	21.00	5.46	100.00
Producto $-4, +0.85 \text{ mm}$	4.4	99.00	4.37	80.00
Desmonte	21.6	5.06	1.09	20.00

Se tienen los siguientes resultados en el circuito de separación magnética (área 05).

Tabla 2. 24 Balance del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$ en la separación magnética

Resultados				
Producto	Tonelaje	Ley %	Hundidos (TM)	Distribución (%)
Alimentación	4.4	99.00	4.37	98.38
Producto $-4.0, +0.85 \text{ mm}$	4.0	99.20	3.93	90.00
Magnéticos	0.4	97.24	0.44	4.37

2.9 Conclusiones

1. La obtención del grano -8 mm , dará mayor capacidad de tratamiento al área 01, pudiéndose incrementar hasta 60 TPH como mínimo.
2. Se reducirá la carga circulante hasta un 50 % (de 50 TM a 25 TM), en el circuito de chancado, dándonos oportunidad a incrementar la abertura de las zarandas y tener menores pérdidas en el desmonte grueso (previo estudio).
3. La obtención del producto -8 mm género 12.17 % de finos, actualmente con corte 4 mm. se obtiene un promedio de 25 %, por lo que la cantidad de finos

generados se mantendría, manteniéndose también el consumo de floculante y la capacidad de tratamiento de la lodera.

4. Las partículas de andalucita del producto -8 mm poseen hasta un 60 % de superficies cubiertas por costras de micas y esquistos, en el grano $-8, +4\text{ mm}$ estas capas se incrementan hasta 80 % la presencia de estas capas influyen en la calidad final del producto, debido a que las celdas de atrición no logran limpiarlas completamente. Se sugiere cerrar la abertura de la zaranda primaria 01-SCR-01 a $6.0 \times 6.0\text{ mm}$ para limpiar gran parte de las costras con el impacto en la chancadora, lo que disminuiría su capacidad de tratamiento ó colocar una celda de atrición adicional en serie con la actual, se tendría que evaluar cual sería la mejor solución.
5. En el producto de -8 mm el porcentaje de hundidos se concentra en las mallas $-8, +1\text{ mm}$ alcanzando el 93.65 %.
6. En el producto $-8, +4\text{ mm}$ existe un 23.65 % de partículas que son menores a 4 mm este porcentaje se mantendrá similarmente en el producto final, este porcentaje disminuiría con una zaranda que posea mejor clasificación.
7. El porcentaje de hundidos se concentró en un 88.64 % en las mallas 3.35 mm y 1 mm en el producto $-4, +0.85\text{ mm}$.
8. La ley del grano $-8, +0.4\text{ mm}$ fue de 24.30% y la del grano $-4, +0.85\text{ mm}$ fue de 21.23 %.

9. Los productos generados en obtención de los distintos granos tuvieron la siguiente distribución: 37 % del producto $-8, +4 \text{ mm}$, 52 % del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$ y 11 % de finos -0.85 mm .
10. Los resultados de las pruebas en el DMS y separación magnética del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$ proporcionaron resultados similares a los granos $-4, +0.6 \text{ mm}$.
11. Las pruebas realizadas en el DMS con el mineral de grano $-8, +4 \text{ mm}$ dieron mejores resultados con una alimentación de 15 *TM*, llegándose a obtener una recuperación de 84.9 % con un porcentaje de hundidos de 99.9 % y el porcentaje de alúmina estuvo en 58.86 %.
12. Las pruebas de separación magnética mostraron mejores valores trabajando con ángulo de cuchilla de 4° , obteniendo una recuperación de 82.69 %, con porcentaje de alúmina de 59.34 % y Fe_2O_3 0.82 %.
13. La producción estimada del grano $-8, +4 \text{ mm}$ sería de 3.1 *TMH* y 4.0 *TMH* del grano $-4, +0.85 \text{ mm}$ esto dependerá de del tipo de malla que se coloque en la zaranda primaria del área 01.
14. Se realizará pruebas con los ciclones de 360 *mm* para aumentar la producción estimada.

15. Para la obtención de estos dos granos en el área 01 de forma continua se tendría que instalar una zaranda adicional, la cual si es de doble piso serviría para la clasificación de los finos operando en húmedo.

16. Realizando solo las modificaciones en el área 01 para la obtención de estos dos tipos de productos ($-8, +4 \text{ mm}$ y $-4, +0.85 \text{ mm}$) se tendría que operar en batch con el actual DMS. Pero, si se considera instalar un DMS adicional para el tratamiento del nuevo producto la producción podría incrementarse en un 90 % después de los medios densos.

CAPITULO III

EVALUACION DEL ÁREA 01 TRABAJANDO EN HUMEDO

3.1 Resumen

El objetivo de esta prueba fue realizar la evaluación del área 01 trabajando en húmedo.

Todos los parámetros de trabajo fueron iguales que en un chancado en seco, se consiguió reducir la polución de 100 % a 2 % en todo el circuito.

Las características de los minerales que ingresaron a la chancadora, permitieron un crecimiento de la cama, el cual podría generar un atoro en el circuito.

Se realizó el muestreo en diferentes puntos del área, para hallar el comportamiento y la distribución de leyes, esto indico un alto contenido en el retenido de la zaranda secundaria, llegando alcanzar un porcentaje de hundidos de 39.2 %.

Se tomaron los caudales de agua que ingreso en cada punto, siendo el flujo total de $41.8 M^3/Hr.$

3.2 Desarrollo de la prueba

Se alimentó a 35 *TPH*, con 55 % de frecuencia en la chancadora y 50 % de abertura en la compuerta. La prueba se realizó en un intervalo de 30 minutos, manteniéndose constante estos parámetros.

Se instaló dos rociadores en la descarga de la faja 01 – CVR – 01, el cual elimino el polvo generado en este punto.

Se instaló tres líneas de rociadores, con 6 rociadores cada una en la zaranda primaria 01 – SCR – 01, las cuales permitieron reducir el polvo generado en este equipo, y además de mejorar la eficiencia de clasificación.

Se instaló cuatro líneas de rociadores, con 06 rociadores cada una en la zaranda secundaria 01 – SCR – 02, las cuales permitieron mejorar aún más la clasificación en este equipo.

Se realizó una desviación de flujo en la cola de la faja 01 – CVR – 04, para llevar parte de la pulpa a la cocha de la bomba 05 – PMP – 01.

Se tomaron muestras cada minuto en los siguientes puntos:

- Alimentación de la zaranda 01 – SCR – 01.
- Retenido de la zaranda 01 – SCR – 01.
- Alimento de la chancadora.

- Descarga de la chancadora.
- Retenido de la zaranda 01 – SCR – 02.
- Descarga de la faja 01 – CVR – 04.
- Rebose en la cola de la faja 01 – CVR – 04.

Se realizó controles de humedad en la entrada de la chancadora 01 – CRU – 01, y se controló el caudal de agua en la operación.

3.3 Parte experimental

3.3.1 Características de los minerales productos

El mineral alimentado al área 01, está formado principalmente por un 60 % de cuarzo, 20 % de andalucita, 5 % de arcilla y 15 % entre (esquistos, micas, magnetita y material orgánico).

La andalucita posee una estructura alargada con contenidos de micas y esquistos en la superficie, siendo el porcentaje de hundidos en el alimento 19 % y 3.48 % de finos.

El mineral retenido por la zaranda primaria presento un porcentaje de hundidos de 23.6 %, este incremento obedece a la sustracción de finos de la composición inicial, sin embargo hubo 1.8 % de este material en el retenido que no fue clasificado, debido principalmente por la mala ubicación de los de los rociadores.

El mineral pasante de la zaranda primaria tuvo un porcentaje de hundidos de 15.8 %, esta disminución indica que en un análisis valorado la mayor ley está por encima de la malla 4 *mm*.

El mineral alimento a la zaranda secundaria posee un porcentaje de finos de 11.54 % y 30.4 % de hundidos, este material posee pocas partículas alargadas, y va tomando una forma redondeada debido al constante impacto entre partículas en el chancado.

El retenido de la zaranda secundaria posee partículas con superficies limpias, esto se refleja en su porcentaje de finos de 0.18 %. Visualmente posee un alto porcentaje de hundidos, estando su ley analizada en 39.2 %, esto indica que hay una mayor concentración de ley en este punto, el cual será tomado en cuenta para una futura producción de granos -8, +4 *mm*.

El mineral alimento a la chancadora tuvo 5.2 % de humedad, a simple vista se pudo observar tramos de lodos formados por la arcilla del retenido de la zaranda primaria, este material le dio la propiedad de plasticidad al conjunto de minerales que entraron a la chancadora, para finalmente generar un crecimiento de la cama, el cual impidió la trayectoria normal de las partículas, produciendo un atoro.

3.3.2 Análisis granulométrico de los productos de la zaranda 01 – SCR – 01

El alimento a la zaranda 01 – SCR – 01 presento 52.5 % de partículas menores al tamaño de corte (4000 μm) y 3.48 % de partículas menores a 600 μm , este aumento en los finos obedece a la segregación del mineral en el stock pile 08 – STP – 02.

El retenido de la zaranda tuvo el 27.08 % de partículas menores al corte, lo que generó una eficiencia de clasificación de 66.39 %. El porcentaje de partículas menores a 600 μm estuvo en 1.8 % esto explica la presencia de arcilla, lodo y el incremento de la humedad en el alimento de la chancadora.

Tabla 3.1 Análisis granulométrico de los productos de la zaranda **01 – SCR – 01**

MALLA	FEED		OVERSIZE		UNDERSIZE	
	μm	PESO (%)	F(x) %	PESO (%)	F(x) %	PESO (%)
25000	0.00	100	0.00	100		
12500	1.40	98.60	1.96	98.04		
10000	3.86	94.74	6.89	91.15		
6700	16.18	78.55	22.54	68.61		
4750	17.16	61.40	26.76	41.85	0.00	100
4000	8.90	52.50	14.77	27.08	0.14	99.86
3350	7.59	44.91	8.98	18.10	4.41	95.45
2360	15.06	29.86	8.71	9.40	26.68	68.77
1700	10.20	19.66	3.14	6.26	20.88	47.89
1000	12.54	7.11	3.41	2.85	27.17	20.71
850	2.28	4.84	0.59	2.26	5.01	15.70
600	1.35	3.48	0.46	1.80	4.73	10.97
500	0.20	3.29	0.12	1.69	1.14	9.83
-500	3.29	0.00	1.69	0.00	9.83	0.00
	100		100		100	

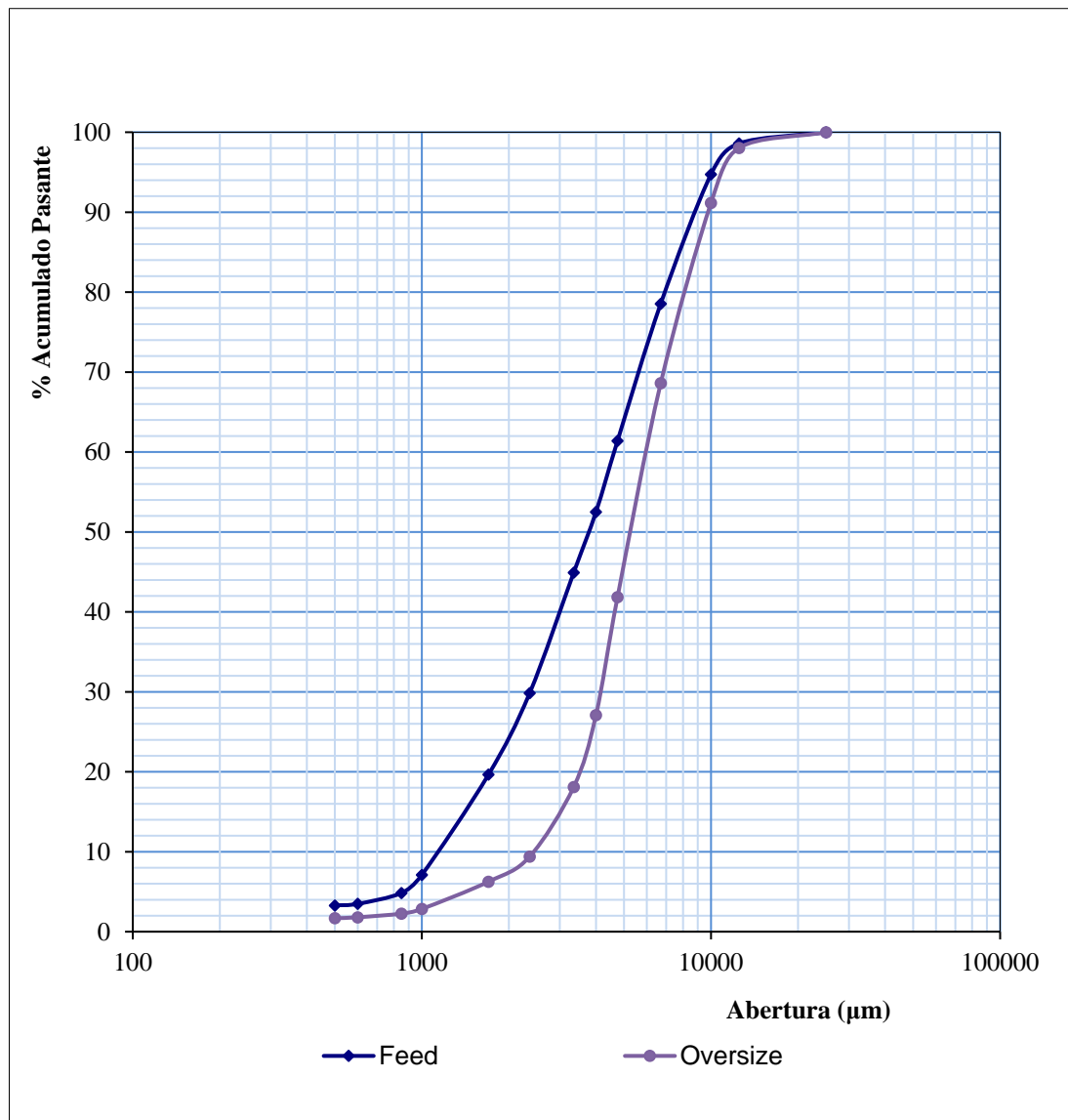


Figura 3.1 Análisis granulométrico del alimento y oversize de la zaranda 01 – SCR – 01

3.3.3 Análisis granulométrico de los productos de la zaranda 01 – SCR – 02

La zaranda secundaria tuvo una alimentación con 43.43 % de partículas menores a 4000 μm y 11.54 % de partículas menores a 600 μm , con un bajo contenido de arcilla.

El retenido de la zaranda tuvo el 16.52 % de partículas menores al corte, lo que generó una eficiencia de clasificación de 74.23 %. El porcentaje de partículas menores a 600 μm , estuvo en 0.18 %, este material se encuentra lavado y posee un porcentaje de humedad bajo a comparación del retenido de la zaranda primaria.

Tabla 3.2 Análisis granulométrico de los productos de la zaranda **01 – SCR – 02**

MALLA	FEED		OVERSIZE		UNDERSIZE	
	μm	PESO (%)	F(x) %	PESO (%)	F(x) %	PESO (%)
25000	0.00	100	0.00	100		
12500	1.23	98.77	1.17	98.83		
10000	3.15	95.62	5.61	93.22		
6700	18.24	77.38	23.85	69.37		
4750	21.61	55.77	33.58	35.79	0.00	100
4000	12.34	43.43	19.27	16.52	0.14	99.86
3350	9.31	34.12	11.42	5.10	4.41	95.45
2360	9.99	24.13	4.02	1.08	26.68	68.77
1700	4.61	19.52	0.50	0.58	20.88	47.89
1000	4.93	14.60	0.31	0.27	27.17	20.71
850	1.17	13.43	0.04	0.23	5.01	15.70
600	1.89	11.54	0.05	0.18	4.73	10.97
500	0.76	10.77	0.02	0.16	1.14	9.83
-500	10.77	0.00	0.16	0.00	9.83	0.00
	100		100		100	

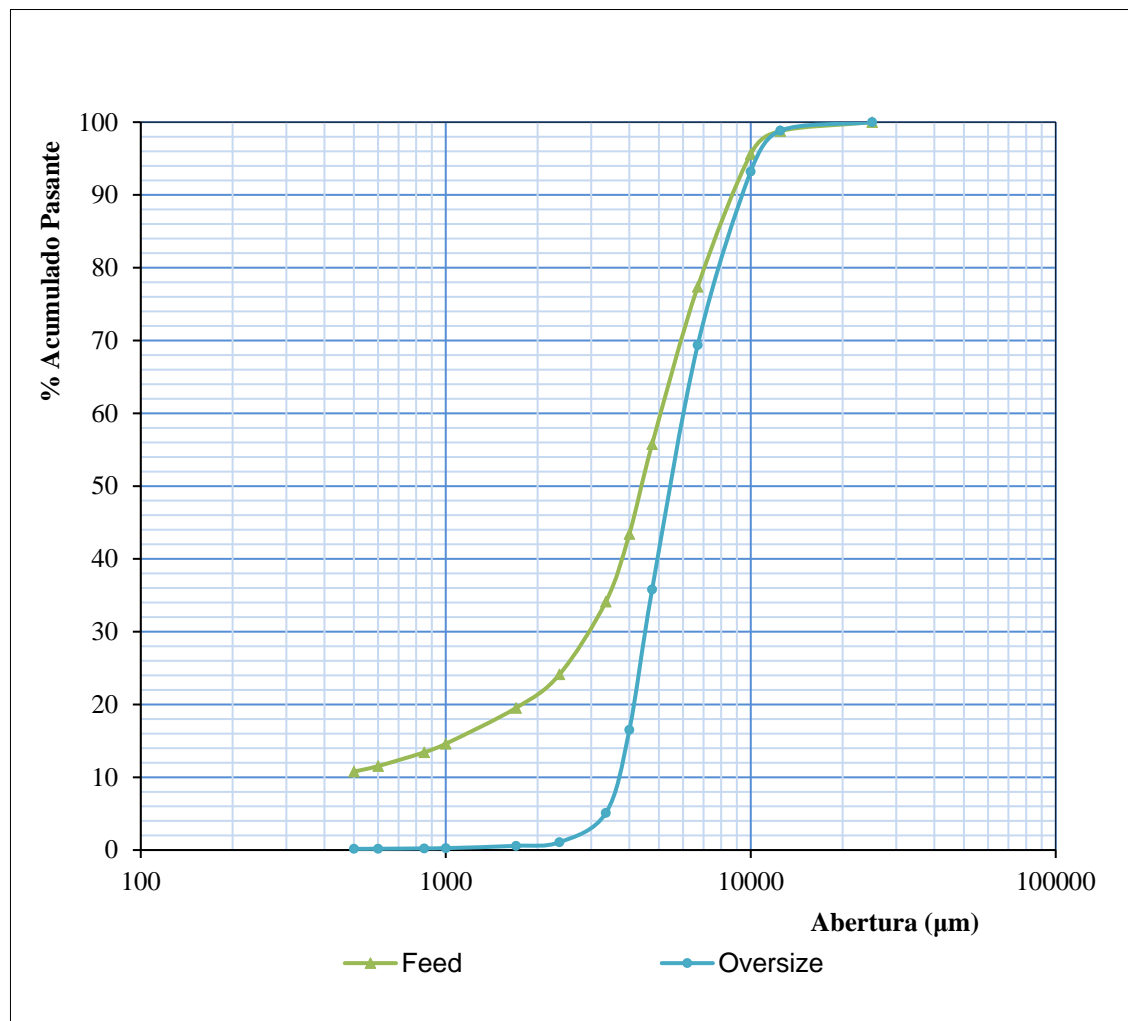


Figura 3.2 Análisis granulométrico del alimento y oversize de la zaranda **01 – SCR – 02**

3.3.4 Análisis granulométrico de los productos de la chancadora Barmac

La chancadora Barmac tuvo una alimentación de 26 *TPH* con 5.2 % de humedad, su $F_{(80)}$ estuvo en 7973 μm y su $P_{(80)}$ en 7136 μm , generando un radio de reducción de 1.12.

Tabla 3.3 Análisis granulométrico del alimento y producto de la chancadora

MALLA	Alimento		Producto	
	PESO (%)	F(x) %	PESO (%)	F(x) %
25000	0.00	100.00	0.00	100.00
12500	1.39	98.61	1.23	98.77
10000	4.79	93.82	3.15	95.62
6700	23.04	70.78	18.24	77.38
4750	28.99	41.79	21.61	55.77
4000	16.66	25.13	12.34	43.43
3350	12.25	12.87	9.31	34.12
2360	7.32	5.55	9.99	24.13
1700	1.70	3.85	4.61	19.52
1000	1.76	2.09	4.93	14.60
850	0.31	1.78	1.17	13.43
600	0.30	1.48	1.89	11.54
500	0.07	1.41	0.76	10.77
-500	1.41	0.00	10.77	0.00
	100		100	

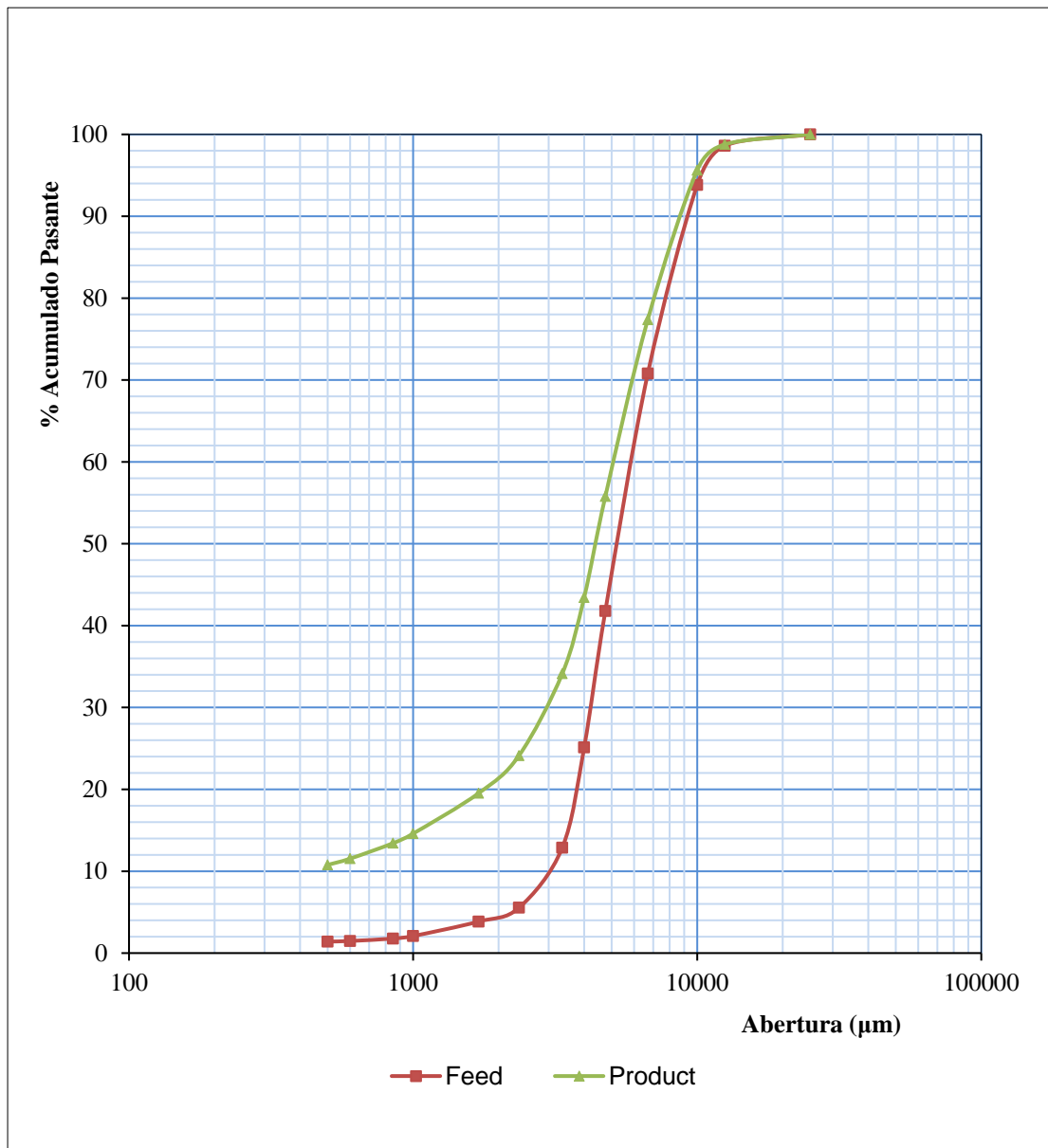


Figura 3.3 Análisis granulométrico del alimento y producto de la chancadora

3.4 Funcionamiento de los equipos

El área está diseñada para un tratamiento de 66 *TPH*, la prueba se realizó con 35 *TPH*, por lo que el funcionamiento de los equipos estuvo dentro las capacidades establecidas.

Tabla 3.4 Parámetros de funcionamiento de las fajas

Faja	01-CVR-01	01-CVR-02	01-CVR-03	01-CVR-04
Tonelaje TPH	35	26	26	28.4
Amperaje (con carga/nominal)	9.8 / 19.7	7.2 / 13.3	7.0 / 13.3	7.5 / 13.3
Frecuencia Hz	60	60	60	60

Tabla 3.5 Parámetros de funcionamiento de las zarandas y chancadora

Zaranda	01-SCR-01	01-SCR-02	01-CRU-01
Tonelaje TMH	35	26	26
Amperaje Amp (con carga/nominal)	22.8 / 34.2	8.1 / 14	68.1/ 187

La chancadora Barmac trabajo con una humedad de 5.2 %.

3.5 Observaciones y conclusiones

1. La prueba se realizó por un periodo de 30 minutos, el cual ayudara solo analizar el funcionamiento de los equipos.
2. La eficiencia de clasificación de la zaranda primaria fue de 66.39 %, esto se vio reflejada en la arcilla que ingreso a la chancadora en forma de lodo. Esta baja en la eficiencia se debió principalmente por la posición y cantidad de rociadores de agua. Es necesario realizar estas correcciones para evaluar la eficiencia de este equipo en una posterior prueba.

3. La eficiencia de clasificación de la zaranda secundaria fue de 74.23 %, el producto retenido presento partículas limpias libres de arcilla, esta eficiencia podría mejorar si se cambia la posición de los rociadores.
4. El ingreso de arcilla en forma de lodo a la chancadora, dio la propiedad de plasticidad al material conjunto, generando un crecimiento de la cama e impidiendo la trayectoria normal de las partículas, produciendo un atoro. Es necesario controlar la humedad y el porcentaje de arcilla en el ingreso de la chancadora.
5. El balance de materia muestra el comportamiento de los hundidos, el retenido de la zaranda secundaria llega alcanzar una ley de 39.2 %, las propiedades de este mineral podrían ser utilizadas en una producción a futuro de partículas de $-8, +4 \text{ mm}$ lo que por otro lado reduciría la carga circulante de la chancadora y aliviaría la capacidad de tratamiento en esta área y el área 08.

CAPITULO IV

PROPUESTA DE AMPLIACIÓN DEL ÁREA 01 - 70 TPH

4.1 Resumen

La capacidad inicial del área 01 según diseño fue de 66 *TMH* con abertura de mallas de $2.5 \times 25.4 \text{ mm}$ y $4 \times 8 \text{ mm}$, en las zarandas primaria y secundaria respectivamente. Luego se redujeron las aberturas a $4 \times 4 \text{ mm}$ ambas zarandas, disminuyendo su capacidad a 50 *TPH*, siempre operando en seco.

La polución que generaba esta área al inicio de las operaciones representaba el 70 % del total y con ello nos acercábamos a los límites inferiores permisibles decretados por los organismos reguladores del estado.

Realizando mejoras logró disminuir casi a la totalidad la polución que generaba esta área, los cambios que se hicieron fueron los siguientes:

- Adición de agua de proceso en las cajas/chutes del pasante de ambas zarandas, y el bombeo de pulpa hacia la zaranda de lavado del área 2, con recorrido de 80 *m*.
- Confinamiento de la parte superior de las zarandas 01 y 02.

Adicionalmente se construyó una losa de concreto de 15 *m*², bajo el área de las zarandas, para evitar que los derrames de agua y pulpa desestabilicen las bases de las columnas. El

lodo derramado se derivó por una tubería enterrada hacia el túnel del stockpile del área 03.

También se instaló la bomba 01 – PMP – 01 para la alimentación al circuito de separación por medios densos (DMS) y la bomba 01 – PMP – 15, agua para los sellos de la bomba.

El bombeo de pulpa del área 01 hacia el DMS deja sin uso las fajas 01 – CVR – 04, 01 – CVR – 05 y el stockpile 01 – STP – 02, por lo tanto no se puede controlar la alimentación de mineral al DMS y tampoco acumular mineral a la salida del área 01.

Por otro lado para tener más participación en el mercado es necesario obtener nuevos productos con granulometrías distintas a las del diseño de planta.

Por todo ello se decidió instalar una nueva zaranda donde pueda clasificar en húmedo el retenido de las zaranda 01 y 02, en granulometrías adecuadas a los productos que se desean obtener, y darle uso al stockpile 01 – STP – 02 para acumular mineral ante cualquier eventualidad.

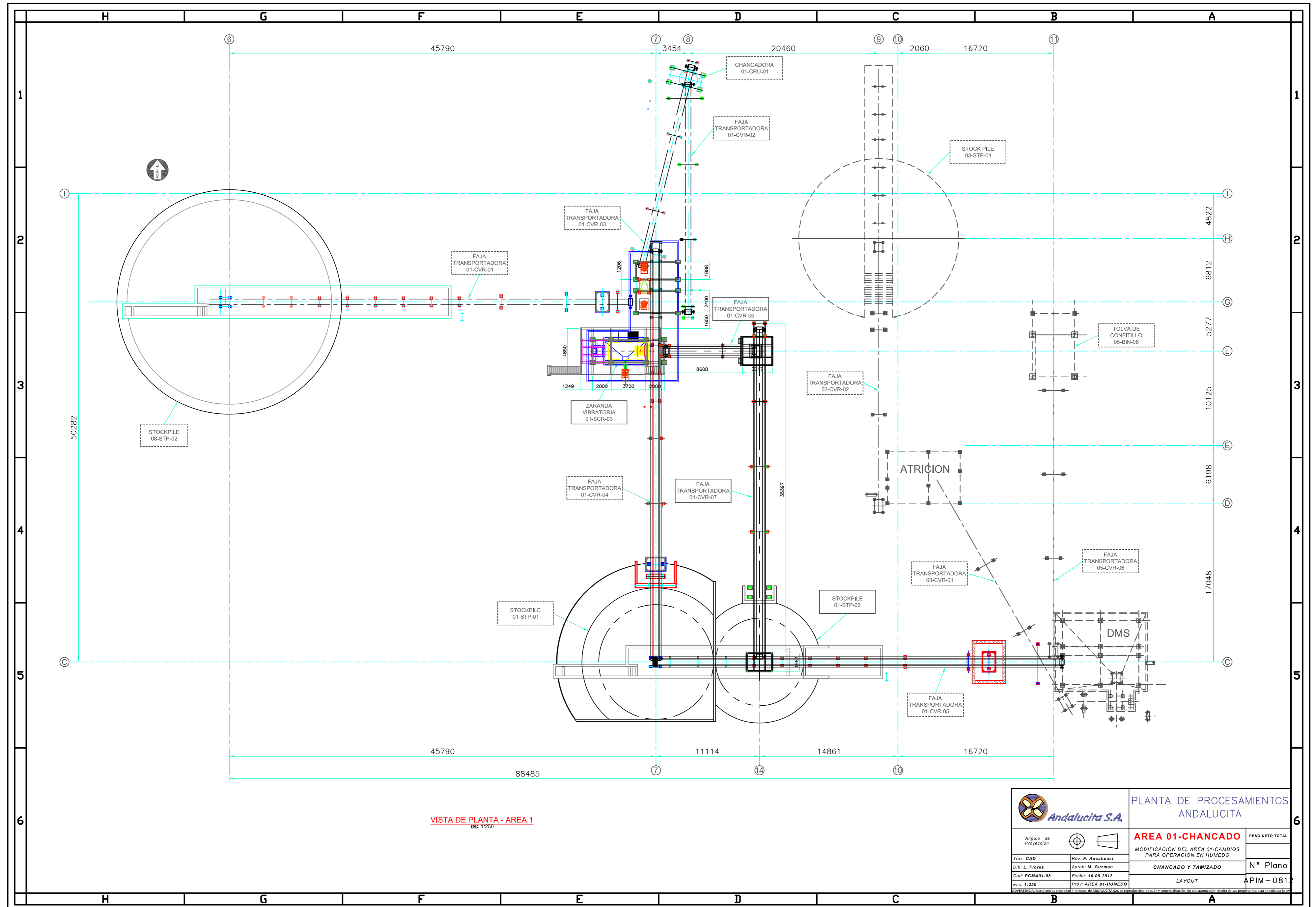
4.2 Propuesta de cambios

El cambio consiste en la adición al circuito de una zaranda vibratoria de doble piso, dos fajas transportadoras y de tres bombas para el traslado de pulpa. La zaranda 01 – SCR – 03, permitirá la clasificación y lavado del mineral, el cual permitirá obtener dos calidades de granos, libre de finos, para ser alimentados al DMS. Las fajas 01 – CVR – 06 y 01 – CVR – 07 permitirán el traslado del mineral grueso al nuevo stock pile, obviándose el uso de cargador frontal. La primera bomba nos permitirá ganar altura, para llevar la pulpa hacia la nueva zaranda. La segunda bomba permitirá el traslado del material fino (-0.63 mm) producto del lavado, hacia el espesador.

La tercera bomba se encargara de recoger el material derramado en el área húmedo, enviándolo nuevamente al tanque de la bomba (01 – PMP – 01). Las otras bombas que se mencionan vienen ser auxiliares de las bombas mencionadas.

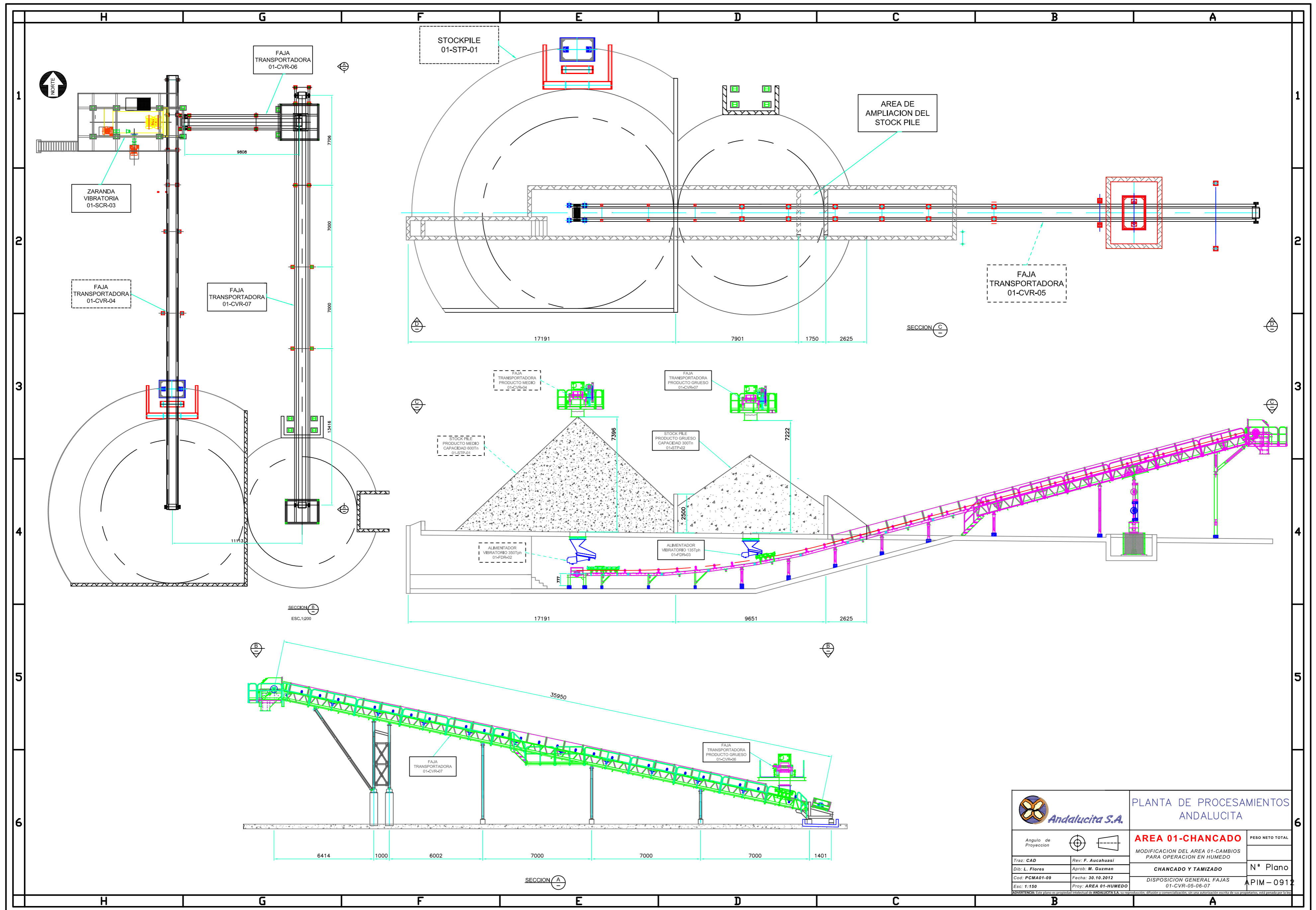
Se pondrá un nuevo alimentador (01 – FDR – 03), para la alimentación del producto grueso al DMS, el cual estará ubicado en el túnel (01 – TUN – 01).

4.5 Planos



		PLANTA DE PROCESAMIENTOS ANDALUCITA	
		AREA 01-CHANCADO	
Angulo de Proyección:		MODIFICACION DEL AREA 01-CAMBIOS PARA OPERACION EN HUMEDO	
Traz: CAD Rev: F. Ascahuasi		CHANCADO Y TAMIZADO	
Dib: L. Flores Aprób: M. Guzman		LAYOUT	
Cod: PCMA01-08 Fecha: 10.09.2012		PESO NETO TOTAL	
Esc: 1:250 Proy: AREA 01-HUMEDO		N° Plano	
<small>ADVERTENCIA: Este plano es propiedad intelectual de ANDALUCITA S.A. su reproducción, difusión y comercialización, sin una autorización escrita de sus propietarios, está penalizada por la ley.</small>		APIM - 0812	

Figura 4.2 Vista de planta del área de clasificación y chancado modificado



		PLANTA DE PROCESAMIENTOS ANDALUCITA	
		AREA 01-CHANCADO	
Angulo de Proyeccion		MODIFICACION DEL AREA 01-CAMBIOS PARA OPERACION EN HUMEDO	PESO NETO TOTAL
Traz: CAD	Rev: F. Aucahuasi	CHANCADO Y TAMIZADO	N° Plano
Dib: L. Flores	Aprob: M. Guzman	DISPOSICION GENERAL FAJAS 01-CVR-05-06-07	APIM-0912
Cod: PCMA01-09	Fecha: 30.10.2012	Pray: AREA 01-HUMEDO	
Esc: 1:150			
<small>ADVERTENCIA: Este plano es propiedad intelectual de ANDALUCITA S.A. su reproducción, difusión y comercialización, sin una autorización escrita de sus representantes, está penalizada por la ley.</small>			

Figura 4.3 Traslado de productos del área de clasificación y chancado modificado

4.6 Procedimiento de la nueva operación

El área 01 será alimentado a 70 *TPH* con un producto de $-12.5, +0.85 \text{ mm}$, el cual será enviado a la zaranda primaria 01 – SCR – 01, con mallas de 4 *mm* de abertura, por medio de la faja transportadora 01 – CVR – 01. El material retenido $-12.5, +4 \text{ mm}$ se junta con el material retenido $-12.5, +8 \text{ mm}$ de la zaranda secundaria 01 – SCR – 02 en la faja transportadora 01 – CVR – 02, el cual es alimento de la chancadora de impacto vertical Barmac 01 – CRU – 01.

El producto de la chancadora será enviado a la zaranda secundaria con mallas de 8 *mm* de abertura, por medio de la faja transportadora 01 – CVR – 03. El material pasante de las zarandas -4 mm y -8 mm caerá por gravedad a los chutes 01 – CHU – 10 y 11, donde se unirá con el agua de proceso, procediendo a descargar al tanque 01 – TNK – 01, para ser bombeado al distribuidor de pulpa 01 – DIS – 01, que alimentara homogéneamente a la zaranda 01 – SCR – 03 de doble piso.

El retenido grueso $-8, +4 \text{ mm}$ será descargado a la faja 01 – CVR – 06 y luego a la faja 01 – CVR – 07, para finalmente descargar en el stock pile 01 – STP – 02. El retenido medio $-4, +0.63 \text{ mm}$ será descargado en la faja 01 – CVR – 04, para ser trasladado al stock pile 01 – STP – 01. El producto fino -0.63 mm , cae por gravedad al tanque 01 – TNK – 02, el cual será bombeado al espesador 06 – THK – 01.

La alimentación al DMS tendrá la opción de alimentar con dos granos distintos dependiendo del pedido de producción, así mismo la variación de los granos a obtener se podrá controlar cambiando el área libre de tamizado de la zaranda 01 – SCR – 02.

CONCLUSIONES

1. El mineral alimentado al DMS será previamente lavado, el cual carecerá de material fino que en muchos casos llega alcanzar el 25 %. Esto permitirá una reducción en la pérdida de FeSi y le dará mayor estabilidad al medio denso.
2. La capacidad de la zaranda de lavado del DMS no será afectada por un incremento en la producción, debido a que la ley de entrada se incrementara y carecerá de material fino.
3. Permitirá obtener dos tipos de granos, que dependerá del corte que se requiera.
4. La obtención de dos calidades de grano nos permitirá alcanzar una mayor eficiencia de clasificación en las zarandas del área 05.
5. Se reducirá la polución, llegando a trabajar por debajo de los límites permisibles.
6. Se reducirá considerablemente el desgaste de las tuberías, generado por el traslado de pulpa.
7. Se incrementara la capacidad de tratamiento del área 01 a 70 TPH.
8. El circuito tendrá la opción de incrementar su capacidad en futuro hasta 100 TMH, realizando el cambio de la zaranda 01 – SCR – 02.

BIBLIOGRAFIA

1. **Andalucita S.A.**, Proyecto minero Andalucita, departamento de planeamiento y propiedades minera, 2012.
2. **B.A. Wills**, Tecnología de procesamiento de minerales, Tratamiento de menas y recuperación de minerales.
3. **Cornelis Klein-Cornelius S. Hurlbut, Jr.**, Manual de mineralogía cuarta edición, basada en la obra de J.D. Dana.
4. **Errol G. Kelly - David Spottiswood**, Introducción al procesamiento de minerales.
5. **Quiroz Nuñez I.** Ingeniería metalúrgica, Operaciones unitarias en procesamiento de minerales.