



Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Universidad del Perú. Decana de América
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**Planta concentradora y mejoras en chancado Pebbles
para el incremento del tratamiento de mineral en la
molienda SAG de Antamina S.A.**

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL
Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTOR

Jack Benedick MORAN MENDOZA

Lima, Perú

2024



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Moran, J. (2024). *Planta concentradora y mejoras en chancado Pebbles para el incremento del tratamiento de mineral en la molienda SAG de Antamina S.A.* [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor	
Nombres y apellidos	Jack Benedick, Moran Mendoza
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	41046053
URL de ORCID	-
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	No Aplica
Tipo de documento de identidad	-
Número de documento de identidad	-
URL de ORCID	-
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08608364
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Daniel Florencio Lovera Dávila
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	06450640
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Manuel Prudencio Caballero Rios
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	09136425
Datos de investigación	
Línea de Investigación	No aplica.
Grupo de investigación	No aplica.

Agencia de financiamiento	Sin financiamiento.
Ubicación geográfica de la investigación	País: Perú Departamento: Ancash Provincia: Huari Distrito: San Marcos Latitud: -9.56368 Longitud: -77.04320
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2021 - 2024
URL de disciplinas OCDE	Mineralogía https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.02 Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
Universidad del Perú - Decana de América
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

"Año del Bicentenario, de la consolidación de nuestra Independencia, y de la conmemoración de las heroicas batallas de Junín y Ayacucho"

**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL PARA
OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO**

En el salón de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el miércoles 11, del mes de Diciembre del 2024 siendo las 11:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Dr. VIDAL SIXTO, Aramburú Rojas	(PRESIDENTE)
Dr. DANIEL FLORENCIO, Lovera Dávila	(MIEMBRO)
Ing. MANUEL PRUDENCIO, Caballero Rios	(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL Titulada: «Planta concentradora y mejoras en chancado Pebbles para el incremento del tratamiento de mineral en la molienda SAG de Antamina S.A.» presentada por Don: JACK BENEDICK MORAN MENDOZA, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: **METALÚRGICO**.

Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

.....SATISFACCIÓN.....

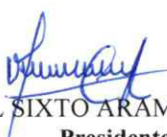
Concluida la Sustentación de Trabajo de Suficiencia Profesional, el Jurado procedió a evaluar y calificar según el reglamento vigente, cuyo resultado fue la nota de:

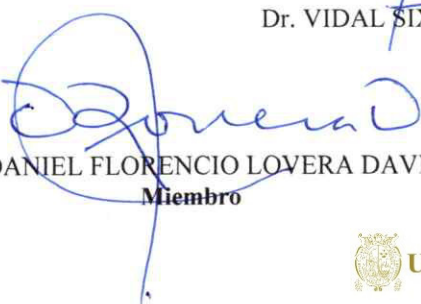
.....DIECISIETE (17) APROBADO CON MENCIÓN HONROSA.....

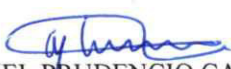
Habiendo sido aprobada la Sustentación de Trabajo de Suficiencia Profesional por el Jurado Calificador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO**, a Don: **Jack Benedick Moran Mendoza**.

Siendo las 12:00 horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Trabajo de Suficiencia Profesional.

Lima, 11 de diciembre de 2024


Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
Presidente


Dr. DANIEL FLORENCIO LOVERA DAVILA
Miembro


Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RIOS
Miembro



UNMSM

Firmado digitalmente por VEGA
GUILLÉN Victor Augusto FAU
20148092282 hard
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 12.12.2024 10:06:40 -05:00

Mg. VICTOR AUGUSTO VEGA GUILLÉN
DIRECTOR



Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Universidad del Perú. Decana de América
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA y GEOGRÁFICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, VICTOR AUGUSTO VEGA GUILLÉN en mi condición de Director de Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minea Metalúrgica y Geográfica del Trabajo de Suficiencia Profesional, cuyo título es **“Planta concentradora y mejoras en chancado Pebbles para el incremento del tratamiento de mineral en la molienda SAG de Antamina S.A.”** presentado por el bachiller **JACK BENEDICK MORAN MENDOZA** para optar el título profesional de Ingeniero Metalúrgico.

CERTIFICO que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabajos Académicos, de Investigación y Producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante la plataforma PIDS, el documento evaluado cuenta con el **17%** de similitud, nivel **PERMITIDO** para continuar con los trámites correspondientes y para su **publicación en el repositorio institucional**.

Se emite el presente certificado en cumplimiento de lo establecido en las normas vigentes, como uno de los requisitos para la obtención del título correspondiente.

Lima, 20 de noviembre de 2024

Firma del Director _____

Mg. VICTOR AUGUSTO VEGA GUILLÉN

DNI: 09176396

DEDICATORIA

El presente informe está dedicado primeramente a Dios, luego a mis padres Juan Moran y Lidia Mendoza, por su constante apoyo y abnegación, a mi esposa Yesenia Diaz, por su amorosa inspiración y aliento hacia mi persona y a mis queridos hijos, quienes son mi fuente de inspiración.

AGRADECIMIENTO

Un agradecimiento especial a la Empresa Minera Antamina S.A. donde se me brindo todo el apoyo para la conclusión de este informe y por haberme dado la oportunidad de seguir creciendo profesionalmente.

A mi querida Universidad Nacional Mayor de San Marcos a quien debo toda mi formación profesional y todos mis profesores de Ingeniería Metalúrgica quienes formaron en mi: valores como la responsabilidad y la disciplina.

INDICE

1.	CAPITULO I: RESUMEN.....	1
2.	CAPITULO II: INTRODUCCIÓN.....	2
3.	CAPITULO III: DESARROLLO DEL INFORME.....	3

3.1. El yacimiento minero.....	3
3.1.1. Reseña histórica.....	3
3.1.2. Ubicación y accesibilidad.....	3
3.2. Información geológica.....	4
3.2.1. Características del intrusivo de Antamina.....	4
3.2.2. Características de los granates de Antamina.....	4
3.2.3. Características de los Mármoles de Antamina.....	5
3.2.4. Características de la Wollastonita de Antamina.....	6
3.2.5. Características del exo de diopsido de Antamina.....	6
3.2.6. Características de las esfaleritas de Antamina.....	6
3.2.7. Esfaleritas asociadas a mineralización M4.....	7
3.2.8. Esfaleritas asociadas a mineralización MP.....	7
3.2.9. Esfaleritas asociadas a mineralización Bornita.....	7
3.3. Marco teórico de la planta concentradora.....	8
3.3.1. Área molienda.....	8
3.3.1.1. Stockpile de planta concentradora.....	8
3.3.1.2. Molienda primaria – molinos SAG.....	9
3.3.1.3. Cajón distribuidor.....	10
3.3.1.4. Chancado de Pebbles.....	11
3.3.1.5. Molienda secundaria.....	16
3.3.1.5.1. Clasificación por batería de hidrociclones.....	16
3.3.1.5.2. Molinos de bolas.....	18
3.3.2. Área flotación.....	19
3.3.2.1. Flotación cobre.....	19
3.3.2.1.1. Flotación Rougher Cobre.....	20
3.3.2.1.2. Etapa de remolienda de Cobre.....	23

3.3.2.1.3. Flotación Cleaner Cobre.....	24
3.3.2.2. Flotación de zinc.....	26
3.3.2.2.1. Flotación Rougher Zinc.....	26
3.3.2.2.2. Etapa de remolienda de Zinc.....	28
3.3.2.2.3. Flotación Cleaner Zinc.....	29
3.3.2.3. Flotación de molibdeno y plomo/bismuto.....	32
3.3.2.3.1. Tanque Acondicionador Rougher de Pb/Bi-Mo.....	32
3.3.2.3.2. Circuito Convencional de Flotación Rougher Pb/Bi-Mo.....	33
3.3.2.3.3. Flotación Cleaner de Pb/Bi-Mo.....	33
3.3.2.3.4. Cajón distribuidor de concentrado.....	33
3.3.2.3.5. Primer Cleaner de Molibdeno – Plomo/Bismuto.....	34
3.3.2.3.6. Segundo Cleaner de Molibdeno – Plomo/Bismuto.....	34
3.3.2.3.7. Tercer Cleaner de Molibdeno – Plomo/Bismuto.....	34
3.4. Descripción general del proceso.....	37
3.4.1. Voladura.....	37
3.4.2. Chancado.....	37
3.4.3. Molienda.....	37
3.4.4. Flotación.....	37
3.4.5. Puerto de Filtrado y embarque.....	38
3.5. Mejoras en el proceso de chancado de Pebblesd para el incremento del tratamiento de mineral en la molienda SAG.....	38
3.5.1. Implementación de alarmas de advertencia tipo 1 para SP de CSS y presión de consigna límite.....	41
- Alarma respecto al Set point (SP) del CSS de la chancadora.....	41
- Alarma respecto la presión del Hydroset de la chancadora.....	41
3.5.2. Minimizar y controlar el ingreso de inchancables.....	44

3.5.2.1. Prueba de funcionamiento de válvula E-Dump (30-06-2021)	48
3.5.2.2. Prueba de funcionamiento de válvula E-Dump (01-07-2021)	49
3.5.2.3. Resultados de las pruebas con inchancables.....	51
3.5.2.4. Interpretación de las pruebas con inchancables.....	51
3.5.3. Implementar lazo de control automático entre nivel de taza chancadoras vs velocidad de fajas de alimentación.....	52
3.5.4. Modificación del chute de alimentación hacia las chancadoras de Pebbles 316-CRC-001 y 316-CRC-002 y regular la bocina excéntrica de la chancadora de Pebbles de 52mm a 48mm.....	55
3.5.5. Capacitación de operadores, personal de sala de control y mantenimiento.....	58
3.5.6. Programas de pruebas metalúrgicas para reducir el P80 de las chancadoras de pebbles:	59
3.5.6.1. Primera prueba preliminar con mineral M1 taza vacía vs taza llena (Fecha 03-03-2021) ..	59
3.5.6.1.1. Condiciones operativas (PI System)	59
3.5.6.1.2. Resultados de primera prueba preliminar.....	62
3.5.6.1.3. Interpretación de la primera prueba preliminar.....	63
3.5.6.2. Segunda prueba con mineral M4 variando nivel de taza de chancadora de 0%, 25%, 35% y 45% (Fecha 28-04-2021)	63
3.5.6.2.1. Resultados de segunda prueba con mineral M4 variando nivel de taza de chancadora.....	64
3.5.6.2.2. Interpretación de la segunda prueba con mineral M4 variando nivel de taza de chancadora.....	64
3.5.6.3. Tercera prueba con mineral M2 variando nivel de taza de chancadora de 0%, 25%, 35%, 45%, 55%, 65%, 75% (Fecha 30-04-2021)	65
3.5.6.3.1. Resultados de tercera prueba con mineral M2 variando nivel de taza de chancadora.	67
3.5.6.3.2. Interpretación de tercera prueba con mineral M2 variando nivel de taza de chancadora.....	67

3.5.6.4.	Cuarta prueba comparando escenario de operación anterior y escenario con cambios_para ver impacto en el throughput del SAG#1 (fecha 01-05-2021)	68
3.5.6.4.1.	Resultados de cuarta prueba comparando escenario de operación anterior y escenario con cambios.....	74
3.5.6.4.2.	Interpretación de la cuarta prueba comparando escenario de operación anterior y escenario con cambios.....	74
3.5.6.5.	Quinta prueba piloto con mineral M4 (fecha 17-08-2021 al 21/08/2021).....	75
-	Escenario 1.....	75
-	Escenario 2.....	75
-	Escenario 3.....	75
4.	CAPITULO IV: CONCLUSIONES.....	81
5.	CAPITULO V: RECOMENDACIONES.....	83
6.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	84

NOMENCLATURA y TERMINOLOGIAS USADAS.

• Cpy	:	Calcopirita.
• Py	:	Pirita.
• Po	:	Pirrotita.
• Bn	:	Bornita.
• Mn	:	Magnetita.
• Wo	:	Wollastonita.
• pH	:	Potencial de hidrogeno.
• mV	:	Mili voltios unidad de medición del ORP.

- ORP : Potencial oxido reducción se mide en mV.
- TMH/TMS/TMD : Toneladas métricas húmedas / secas / día.
- Mpa : Mega pascales medición de presión.
- RPM : Revoluciones por minuto, medición de la velocidad del Molino.
- Kw : Kilo wats medición de potencia.
- P80 : Tamaño de partícula del producto donde el 80% a pasado ese número de malla.
- CSS : Closed side setting ó ajuste del lado cerrado en una chancadora cónica se mide en mm.
- Throughput : Ritmo de alimentación de la Planta Concentradora ó tratamiento de mineral se mide en TPH (toneladas por hora).
- Dead band : Banda muerta, aplicado para reducir la variabilidad en un lazo de control.
- Mantto : Mantenimiento.
- System 800 : Es un Sistema de control para automatización de procesos ó Sistema de control distribuido (DCS) de ABB que opera con software y hardware.
- E-Dump : Válvula de seguridad de la chancadora frente al paso de material inchancable (residuos de metal, chips que generan presiones mayores a 7.5Mpa).
- SP : Set point también llamado valor deseado o valor objetivo en un sistema de control.
- Alarma tipo 1 : Alarma warning crítica preventiva, se usa para advertir al operador desde sala de control cuando el equipo este operando fuera de rango.
- M1 : Mineral de cobre (Cpy), bajo bismuto. ---- Mineral dosil de baja competencia.
- M2 : Mineral de cobre (Cpy), muy alto bismuto se presenta como mineral oxidado. --- duro de alta competencia.
- M4 : Mineral de cobre (Cpy) y zinc, alto bismuto. --- duro de alta competencia.
- M5 : Mineral de cobre (Bn).
- M6 : Mineral de cobre (Bn) y Zinc.
- MP : Mineral de Pico, predomina el plomo y zinc, bajo cobre.

CAPITULO I: RESUMEN

El yacimiento de Mina Antamina es un complejo polimetálico dedicado a la producción y obtención de concentrados de cobre, molibdeno, plata, zinc y plomo, ubicado en el distrito de San Marcos de Huari, Áncash, a aproximadamente 200 kilómetros de Huaraz y a una altitud de 4300

metros sobre el nivel del mar. Además, dispone de un puerto de embarque, Punta Lobitos, que se encuentra en la provincia de Huarney, en la costa. Antamina ha realizado una de las inversiones más grandes en la minería peruana. Con una inversión total de 3,600 millones de dólares, incluyendo la ampliación de sus actividades, actualmente se posiciona como uno de los principales productores nacionales de concentrados de zinc y cobre, además de estar clasificada entre las 10 minas más grandes del mundo por su volumen de producción.

Constituida en base las normas peruanas, esta empresa destaca por emplear mano de obra local, contribuyendo al desarrollo del país. Su origen responde a una colaboración estratégica entre cuatro importantes compañías del sector minero global: BHP Billiton (33.75%), Glencore (33.75%), Teck (22.5%) y Mitsubishi (10%).

En busca de mejorar el proceso de Chancado Pebbles, el presente informe está orientado a realizar una descripción general de la Planta Concentradora, donde se plantearon oportunidades de mejora orientadas al incremento del tratamiento de mineral (Throughput) en la Molienda SAG, a través de un trabajo multidisciplinario que involucra a las áreas de Mantenimiento Mecánico, Instrumentación, Control de Procesos, Metalurgia, Operaciones planta Concentradora como líderes de este trabajo para lograr el objetivo y la Empresa SANDVIK como representante de las Chancadoras Pebbles modelo H8800.

CAPITULO II: INTRODUCCIÓN

En la actualidad, la minería es un sector que produce grandes ganancias. Las compañías especializadas en este sector invierten considerables cantidades de dinero para mejorar el tratamiento de mineral en la Molienda SAG al considerar diversas opciones. Es en este punto donde

nosotros, los expertos en minería, enfocamos nuestro trabajo en la mejora constante; proponiendo diversas alternativas para aumentar el tratamiento de mineral, considerando diversas posibilidades de mejora con el objetivo de optimizar el Proceso de Chancado de Pebbles empleando los recursos propios de la empresa y bajo un trabajo multidisciplinario con diferentes áreas de soporte del proceso (Mantenimiento mecánico, Instrumentación, Control de procesos, Laboratorio Metalúrgico, Operaciones Planta concentradora y la Empresa SANDVIK).

La Planta Concentradora de Antamina comprende las operaciones de Chancado, Molienda y Flotación. Debido a que en el proceso de chancado de Pebbles se venía operando de forma manual y con limitaciones operativas, es decir; trabajaban con taza vacía (sin lazo de control en automático), además la presión en la válvula E-Dump estaba limitada a 6.5Mpa (valor muy por debajo del diseño 7.5Mpa), ocasionando constantes aperturas de la válvula por el propio mineral de alta competencia (M2 y M4) y el P80 de las chancadoras estaban en un rango de 19.2mm a 24.8mm superando los valores normales que generaron restricciones el tratamiento de mineral en la Molienda SAG.

CAPITULO III: DESARROLLO DEL INFORME

3.1. El yacimiento minero

3.1.1. Reseña histórica

El nombre "Antamina" proviene del término quechua «anta», que significa cobre, y puede interpretarse como “mina de cobre”. Desde la época de los Chavín, las antiguas civilizaciones peruanas ya aprovechaban las propiedades del cobre, utilizándolo principalmente en rituales religiosos, lo que se refleja en los objetos de metal con significados espirituales. En 1860, el científico Antonio Raimondi, proveniente de Italia, describió las características del yacimiento de Antamina en su libro “El Perú”, publicada entre 1874 y 1913. Aunque el yacimiento estuvo inactivo durante muchos años, en 1952 fue incorporado al portafolio de exploración de la Cerro de Pasco Mining Company.

En 1970, pasó a ser gestionado por el Estado peruano, que lo mantuvo bajo su control hasta 1996, cuando, luego de la privatización, pasó a manos de las empresas mineras Rio Algom e Inmet, de accionistas canadienses, que dieron origen a la Compañía Minera Antamina S.A. Tras un periodo de exploración y construcción, las operaciones de prueba comenzaron el 28 de mayo de 2001, y en octubre de ese mismo año, se inició la producción de concentrados de zinc y cobre, cumpliendo con los estándares de calidad establecidos por los clientes.

3.1.2. Ubicación y accesibilidad

El yacimiento está ubicado en la región occidental de los Andes Centrales, aproximadamente a unos 270 kilómetros al norte de Lima, a una altitud que oscila entre 3790 y 4350 metros sobre el nivel del mar. Este depósito es clasificado como un "skarn" y presenta una zonificación lateral, donde la mineralización central se caracteriza por la presencia de calcopirita (Cu) y molibdenita (Mo), mientras que las áreas marginales contienen bornita (preferentemente) y calcopiritas asociadas con esfalerita (Zn). En las transiciones entre el endoskarn y el exoskarn, predominan bornita y calcopirita. Este skarn presenta una mineralización de forma vertical de cerca de 1000 metros e incluye diferentes zonas: una intrusiva porfirítica monzonítica con mineralización tipo

M1; un endoskarn dominado por granate andradítico, cercano al intrusivo, con alta concentración de calcopirita y mineralizaciones M1, M2 y ocasionalmente M4/M4A; y un exoskarn periférico compuesto por granate grosularia, wollastonita y diópsido, con bornita y algo de calcopirita, así como esfalerita en casos de mineralización cobre y cobre-zinc, donde se encuentran los tipos M5 y M6, junto a algunas ocurrencias de M4/M4A. Las áreas de transición entre endoskarn y exoskarn incluyen mineralizaciones de los tipos M2/M2A, M4/M4A, M5 y M6.

3.2. Información geológica

3.2.1. Intrusivo en el Yacimiento de Antamina

El intrusivo de Antamina se caracteriza por ser una roca ígnea porfirítica compuesta por cristales grandes y bien definidos (fenocristales) inmersos en una matriz de minerales más finos. Su tonalidad varía desde blanco grisáceo hasta gris claro y posee un bajo contenido de hierro, con niveles menores al 5%. Es una roca dura y resistente si no presenta fracturas ni alteraciones, aunque su alta proporción de silicatos la hace abrasiva. Sin embargo, puede volverse más blanda cuando se somete a procesos de argilización o carbonatación, que afectan los feldespatos. Este intrusivo alberga mineralizaciones de los tipos M1, M2, M2A y MP, especialmente en la Fase VIII.

3.2.2. Granates en el Yacimiento de Antamina

Granates marrones. - Se caracterizan por su elevado contenido de hierro, que les otorga su distintivo color marrón. Por lo general, estas rocas son poco compactas debido a su textura granulada y de grano grueso, además de la presencia frecuente de venillas de carbonato, como la calcita. Son abrasivas debido a que los granates están compuestos por silicatos de calcio y aluminio. Se asocian principalmente a las zonas de endoskarn, donde se encuentran acompañados de minerales como pirita, magnetita y esfalerita. Estas formaciones están relacionadas con las mineralizaciones de los tipos M1, M2, M2A y M4B.

Granates verdes. - Los granates con bajo contenido de hierro presentan una coloración predominantemente verdosa. Estas rocas, por lo general, son poco compactas y de baja

competencia, lo que las hace más susceptibles a fracturas o deformaciones en comparación con otros tipos de granates. Su estructura y composición reflejan las condiciones particulares del entorno geológico en el que se forman. Este skarn presenta una textura de grano grueso con alteraciones que incluyen cloritas, identificables por sus cristales hojosos de tonalidad verdosa, y carbonatos, que frecuentemente se manifiestan en venillas de calcita. Los granates verdes, reconocidos como silicatos abrasivos, se localizan principalmente en zonas de exoskarn relacionadas con mineralizaciones de calcopirita y bornita, mostrando una asociación distintiva entre la bornita y la wollastonita. Estas características son típicas de las mineralizaciones clasificadas como M4B, MP (Fase VI), M5 y M6.

Granates marrones-verdosos. - Formados por granates con proporciones variables de hierro y aluminio, que les confieren tonalidades que oscilan entre marrón y verde. Por lo general, se trata de una roca de baja compactación o poco competente, caracterizada por su textura particular y propiedades específicas. Este tipo de skarn generalmente presenta una textura de grano grueso con alteraciones a cloritas, visibles como cristales hojosos de tonalidades marrones y verdosas, junto con carbonatos que suelen formar venillas de calcita. Los granates marrón-verdosos, reconocidos como silicatos abrasivos, están asociados a zonas de transición que incluyen endoskarn a exoskarn, intrusivo a endoskarn/exoskarn, o intrusivo a exoskarn. Estas áreas son litológica y mineralógicamente complejas debido a la falta de desarrollo completo de las aureolas del skarn. En estas zonas se encuentran mineralizaciones clasificadas como M2, M4, M5 y M6. Además, cuando hay relación con la mineralización de bornita, se generan minerales transicionales como bornita y calcopirita transicional.

3.2.3. Mármoles en el Yacimiento de Antamina

Esta formación es parte de la roca encajante y está compuesta principalmente por calcita, acompañada de otras especies mineralógicas en menor proporción. Presenta tonalidades que van desde blanco grisáceo hasta gris, con una textura fina y granular. Es una roca competente debido a su estructura compacta y no abrasiva, ya que la calcita es un mineral suave. Aunque carece de mineralización, en la Fase VIII puede contener pequeñas venas de galena asociadas con pirita y esfalerita.

3.2.4. Wollastonita en el Yacimiento de Antamina

La wollastonita (Wo) es un silicato que se transforma rápidamente en calcita. Se presenta en color blanco y tiene una textura fibrosa. Es una roca de baja competencia cuando se asocia con granates granulares, pero adquiere mayor competencia cuando está acompañada de minerales de grano fino. Debido a su textura y su conversión en carbonatos, es una roca poco abrasiva. Se encuentra principalmente en áreas con mineralización de bornita (Bn) y en zonas de transición con granates. Se encuentra principalmente en mineralizaciones de los tipos M5 y M6.

3.2.5. Exo de diópsido en el Yacimiento de Antamina

Presenta tonalidades que van del verde claro al gris verdoso, con una textura extremadamente fina. Es una roca altamente abrasiva debido a su considerable contenido de silicatos finos. Se encuentra principalmente en las zonas de transición entre el exoskarn y el mármol o hornfels.

3.2.6. Esfaleritas en el Yacimiento de Antamina

Tabla 1:

Caracterización de las esfaleritas

Tipos de Esfaleritas	Microscopía Electrónica de Barrido		Microscopía Óptica
	%Fe	%Zn	Reflejos Internos
Esfaleritas muy bajo Fe	menor a 3	60-63	Incoloras a verde amarillenta
Esfaleritas con bajo Fe	3 a 5	60-63	verde amarillenta
Esfaleritas con Fe medio	5 a 10	55-60	Rojizas
Esfaleritas con Fe alto	Mayor a 10	menor a 55	Oscuras

Fuente: Registro mineralógico de Antamina.

3.2.7. Esfaleritas relacionadas con la mineralización M4

Las esfaleritas de la mineralización M4B presentan una gama de colores que varía entre rojizas (con mayor contenido de Fe) y verde-amarillentas (con mayor concentración de Zn). Los niveles de Fe rara vez superan el 11%. Las esfaleritas con mayor contenido de Fe suelen

encontrarse en cuerpos mineralizados con magnetita (mt), pirita (py) y pirrotita (po), acompañadas generalmente de gangas de granates marrones cloritizados.

3.2.8. Esfaleritas relacionadas con la mineralización MP

Estas esfaleritas tienen un contenido bajo a muy bajo de Fe, y se presentan con colores verde-amarillentos, alcanzando en raras ocasiones hasta un 8% de hierro. Se encuentran vinculadas a granates de tonalidades marrón-verdosas, mármol y diópsido exo.

3.2.9. Esfaleritas relacionadas con la mineralización de Bornita

Las esfaleritas vinculadas con bornita tienen un contenido de Fe extremadamente bajo, mostrando colores incoloros a verde-amarillentos. El porcentaje de Fe rara vez excede el 4%. Estas esfaleritas se encuentran asociadas a granates marrones-verdosos, wollastonita y, menos comúnmente, diópsido exo.

Actualmente, se han identificado los siguientes tipos de minerales: M1, que es mineral de cobre (Cpy) con bajo contenido de bismuto, fácil de procesar y de baja competencia; M2A, mineral de cobre (Cpy) con alto contenido de bismuto, en forma oxidada, duro y de alta competencia; M4B, mineral de cobre (Cpy) y zinc (Ef), también con alto bismuto, duro y de alta competencia; M5, mineral de cobre (Bn); M6, mineral de cobre (Bn) y zinc; y MP, mineral de picro con predominancia de plomo y zinc y bajo contenido.

3.3. Marco teórico de la planta concentradora

3.3.1. Área molienda

3.3.1.1. Stockpile de la planta

El mineral es triturado con la ayuda de la chancadora primaria y luego transportado hacia los stockpiles de la planta, los cuales se dividen en tres áreas de almacenamiento. La

capacidad viva se refiere al volumen de material apilado (carga viva) que forma un ángulo de 55° , lo que permite que los alimentadores extraigan el mineral de manera continua sin dificultades. Cada área de acopio tiene una capacidad total de almacenamiento de 26,000 toneladas métricas, con un ángulo de reposo de 40° , mientras que la capacidad viva es de 50,000 toneladas métricas. El ángulo de reposo es el ángulo formado entre el cono del stockpile y la base horizontal, una vez que el material se ha estabilizado por sí mismo. Un ángulo de reposo más bajo facilita el flujo del material, mientras que un ángulo más alto lo restringe.

Figura 1

Stock Pile

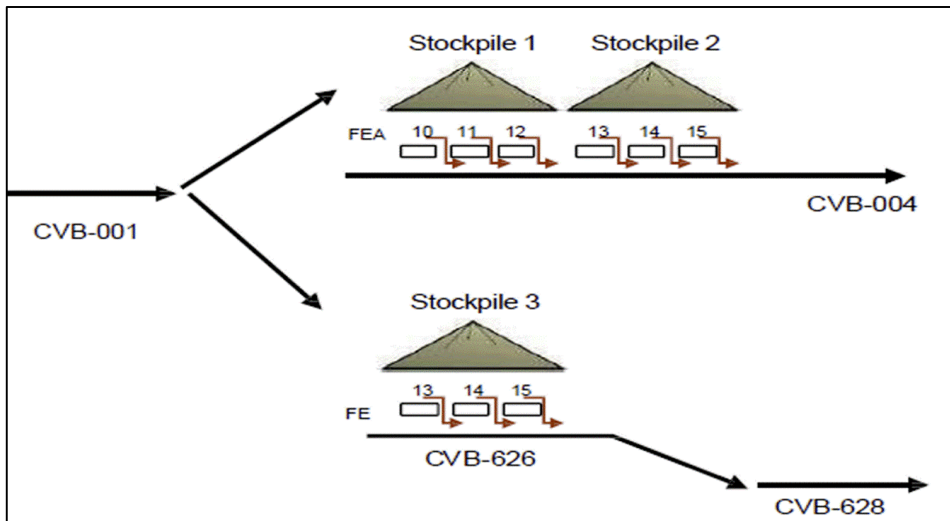


Fuente: Elaboración propia.

Cada área de almacenamiento cuenta con 3 alimentadores de placas, los cuales extraen el mineral desde la base de las zonas de acopio y lo envían a la cinta transportadora (CVB-004 y CVB 626, seguida por CVB 628). Esta cinta es responsable de trasladar el mineral desde los alimentadores hasta el chute de carga de los molinos SAG 01 - 02. Además, las cintas transportadoras que alimentan los molinos SAG están equipadas con una balanza para controlar y medir el tonelaje suministrado.

Figura 2

Flow sheet área de Stockpile de CMA.



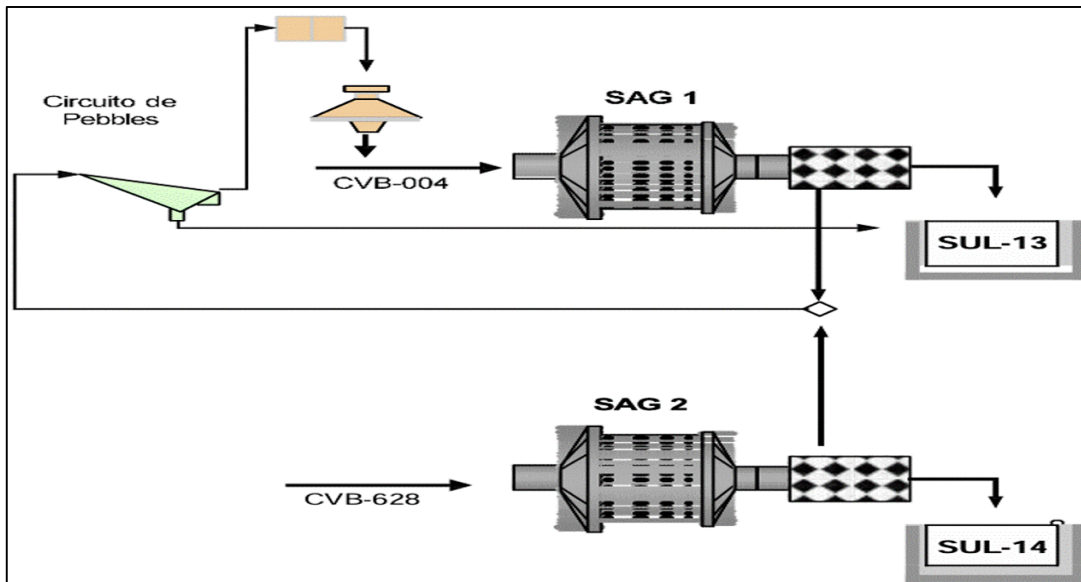
Fuente: Elaboración propia.

3.3.1.2. Molienda primaria – molinos SAG

El objetivo de esta molienda es reducir el tamaño del mineral mediante la acción de impacto y fricción, lo que permite separar el mineral valioso de la ganga que proviene del chancado primario. Al final de este proceso, se obtienen 2 productos: uno se dirige a la molienda secundaria y el otro al chancado de pebbles. Las cintas transportadoras que alimentan los molinos SAG pasan por debajo de un alimentador rotatorio que agrega bolas de molienda de cinco pulgadas de diámetro al material en la cinta. Tanto las bolas como la carga se descargan en el chute de alimentación del molino SAG, donde se introduce agua de proceso. Además, se agregan lechada de cal, ZnSO_4 y NaCN en los molinos SAG. Si el mineral presenta concentraciones altas de molibdeno, se incorpora fuel-oil. La cantidad de estos reactivos varía según el tipo de mineral y las recomendaciones metalúrgicas. Para la descarga de los molinos SAG, se emplea un trómel con aberturas de 13 mm, enviando los finos del SAG 1 al SUL 13 y los del SAG 2 al SUL 14.

Figura 3

Flow sheet de área de molienda SAG



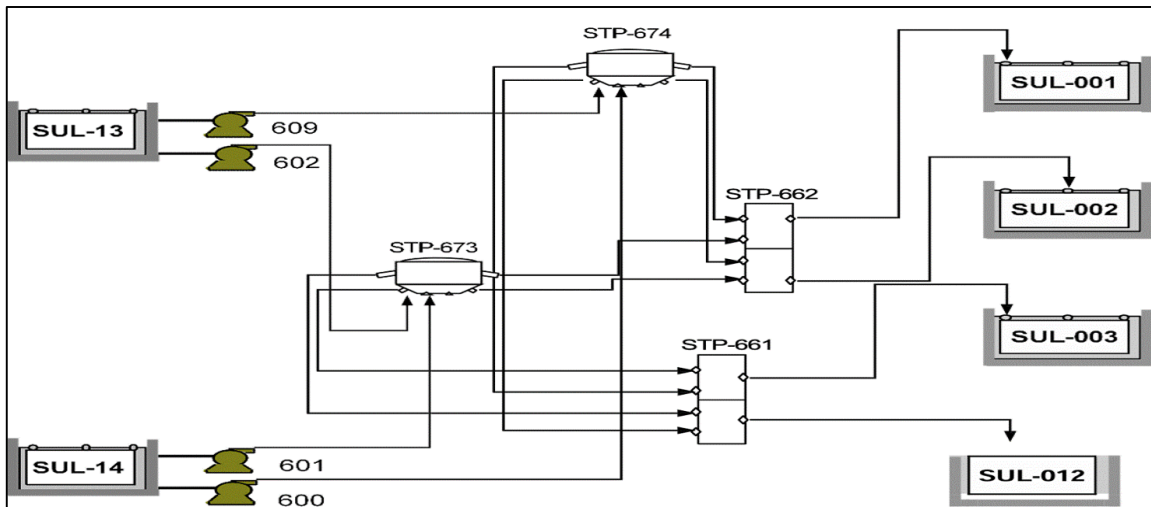
Fuente: Elaboración propia.

3.3.1.3. Cajón distribuidor

El objetivo de este sistema es lograr una distribución homogénea de la pulpa descargada de los molinos SAG es dirigida a través de cajones de paso, los cuales mezclan los flujos para garantizar su distribución uniforme hacia los siguientes procesos (homogénea) hacia los cajones SUL-001, 002, 003 y 004. Para ilustrar el funcionamiento del sistema, tomaremos como ejemplo la pulpa proveniente del cajón SUL-013. A través de la bomba 310-PPS-609, la pulpa es transportada desde dicho cajón hacia el distribuidor radial STP-674, que se encarga de repartirla hacia cuatro cajones de paso (dos en STP-662 y dos en STP-661). A partir de estos cajones, el flujo de pulpa desciende por gravedad hacia los cajones SUL-001, SUL-002, SUL-003 y SUL-004, dividiendo el flujo inicial en cuatro partes iguales. Un proceso similar ocurre con la pulpa que proviene del cajón SUL-014.

Figura 4

Flow sheet de cajón distribuidor.



Fuente: Elaboración propia.

3.3.1.4. Chancado de Pebbles

El proceso de chancado de pebbles consiste en una operación de clasificación y reducción de tamaño que ajusta el mineral grueso de la molienda primaria para su posterior retorno al circuito de molienda. El mineral grueso, que se obtiene de la descarga de los trómeles de los molinos SAG, puede seguir dos rutas: regresar a los molinos SAG a través de un cañón de agua o ser dirigido al circuito de pebbles. Los pebbles son transportados por las cintas colectoras de los SAG y, a través de un distribuidor (STP-022), se dividen en dos flujos que se redirigen a las fajas de alta pendiente (CVH-022 y CVH-023). Estas fajas descargan el material en el STP-023, donde pasa a las zarandas húmedas de pebbles (SCR 01-02) para su clasificación con la adición de agua. El material undersize de las zarandas se dirige hacia la molienda de bolas, mientras que el oversize es almacenado en los silos de pebbles. Desde estos silos, los pebbles son extraídos mediante alimentadores de faja y enviados a la chancadora de pebbles. El producto triturado es descargado en las fajas colectoras (CVB 026-027), que lo transportan hacia la faja de recirculación (CVB-028) y, finalmente, lo llevan a la faja de alimentación del molino SAG 1.

Tabla 2

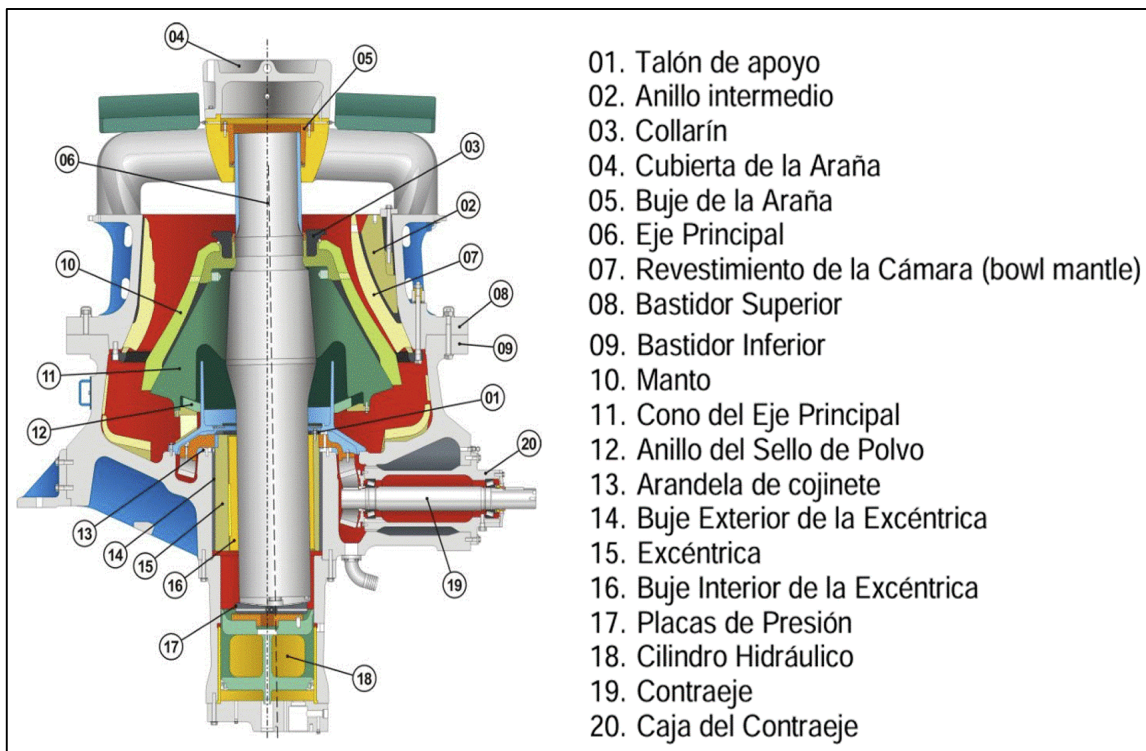
Especificaciones generales de la chancadora de Pebbles

<i>Especificaciones Generales</i>	
Número de TAG	: 316-CRC-001 y 002
Fabricante	: Sandvik
Modelo	: H8800
Tipo	: Hydrocone
Capacidad Nominal	: 300 – 2,000 TPH
Tamaño de alimentación	: 70 – 300 mm
Ajuste de la Abertura (CSS)	: 10 – 85 mm
Dimensiones	: 6.35 m L x 3.20 m W x 5.3 m H
Peso total	: 70,000 kg (154,300 lb)
<i>Motor</i>	
Tipo	: Eléctrico
Potencia	: 600 kW
Eficiencia	: 97.0% aprox.
Velocidad de Giro	: 880 RPM
<i>Sistema de Lubricación Principal</i>	
Tipo	: Circuito cerrado retorno por gravedad
Capacidad del Deposito	: 600 litros
Tipo de Aceite	: ISOVG 150
Cantidad de Bombas	: 2 (1 op. + 1 stb.)
Tipo	: Bomba de tornillo
Capacidad	: 273 LPM
Potencia	: 8.8 kW
Filtros en funcionamiento	: 6
Tipo de filtros	: Spin-on
Número de calentadores	: 4
Tipo	: Calentador eléctrico de inmersión
<i>Sistema de Lubricación del Contraeje</i>	
Tipo	: Circuito cerrado retorno por gravedad
Capacidad del Deposito	: 80 litros
Tipo de Aceite	: ISOVG 150
Tipo de Bomba	: Bomba de engranajes
Capacidad	: 0,84 LPM
Potencia	: 0,28 kW
Filtros en funcionamiento	: 1

Fuente: Registros Manual de SANDVIK

Figura 5

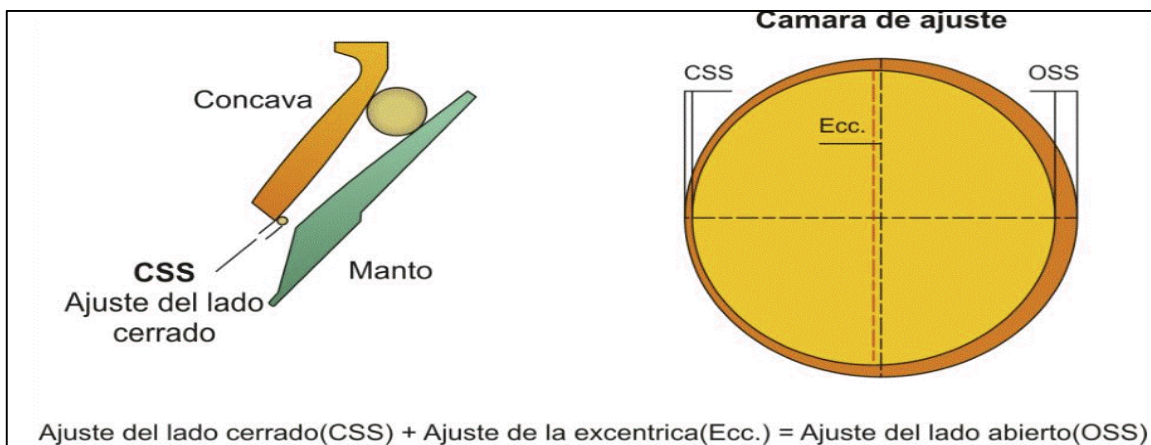
Partes de la chancadora de Pebbles Sandvik H8800 tipo Hydrocone.



Fuente: Registros de Chancadora SANDVIK.

Figura 6

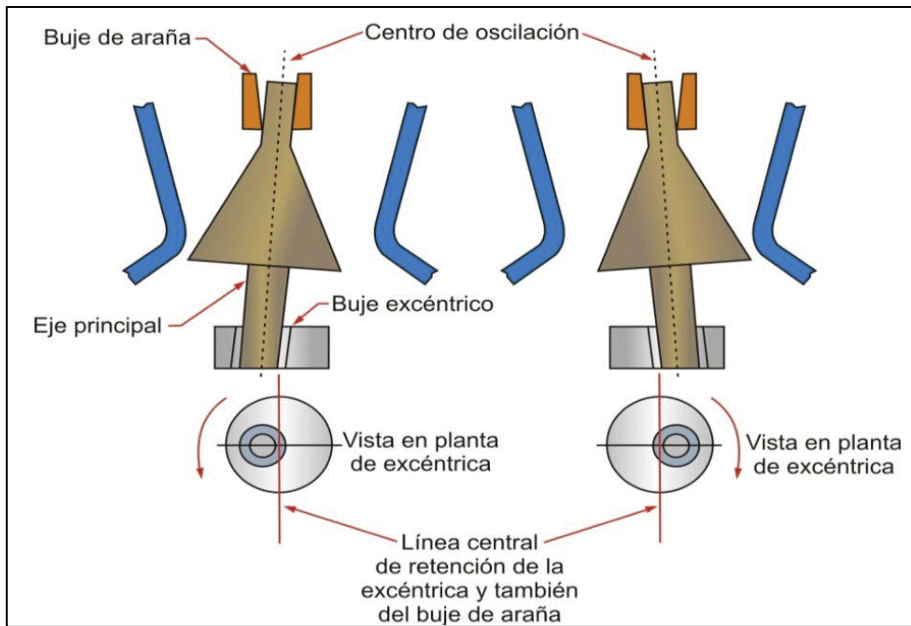
Medición del CSS (closed side setting = ajuste del lado cerrado) en la chancadora de Pebbles.



Fuente: Registro de Manual de SANDVIK.

Figura 7

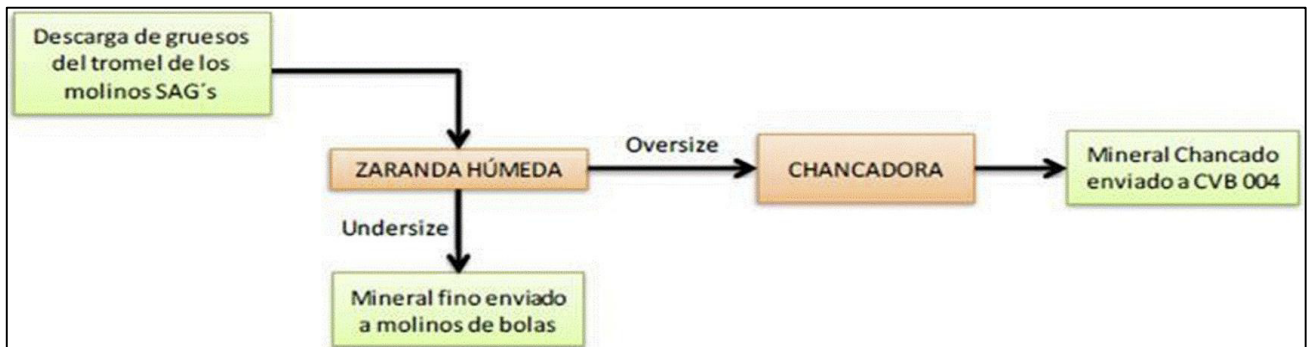
Funcionamiento de la chancadora de Pebbles tipo hydrocone.



Fuente: Registros de Manual de SANDVIK.

Figura 8

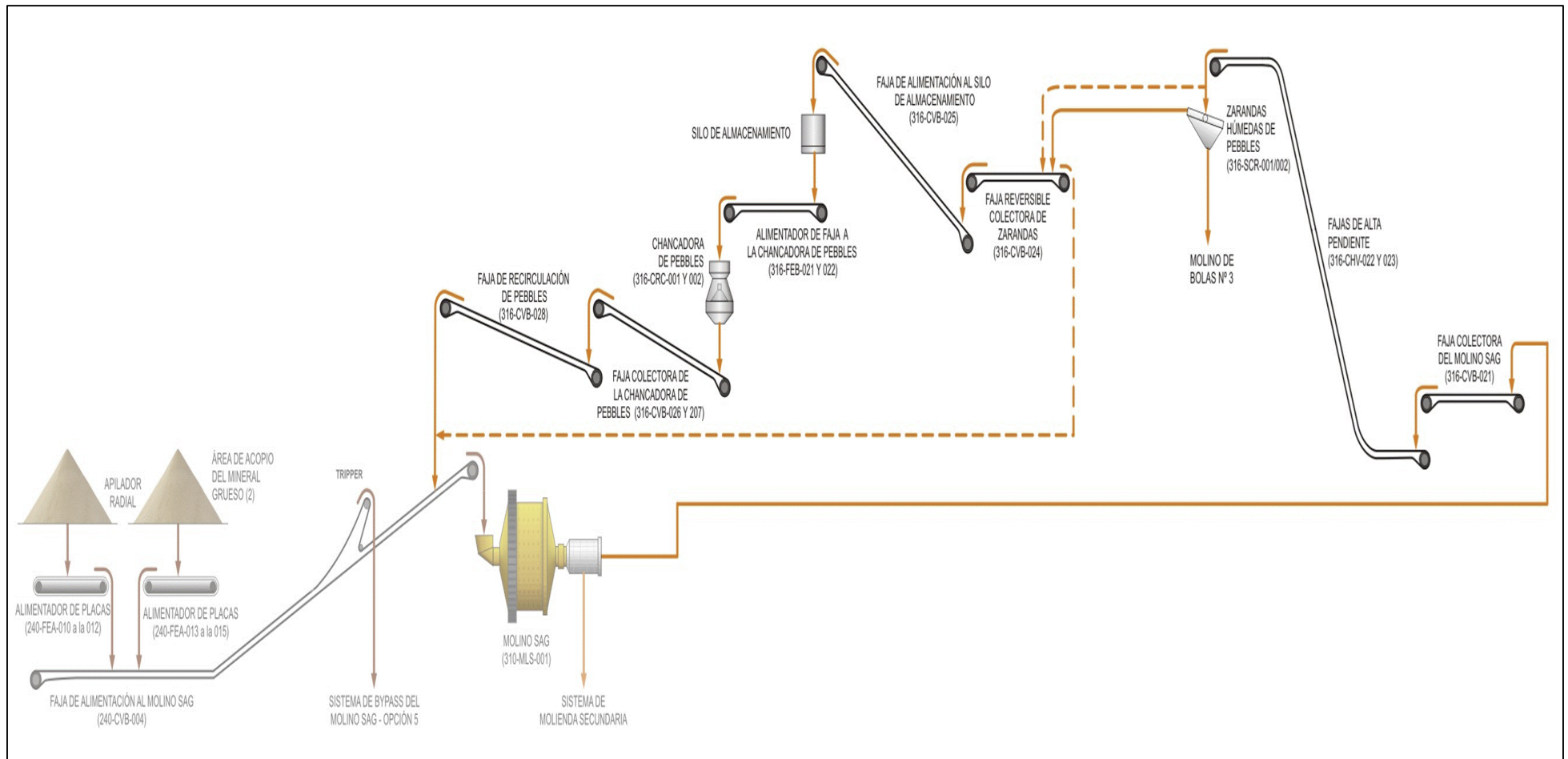
Diagrama de bloques del Circuito Pebbles.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 9

Flow sheet del circuito de Pebbles.



Fuente: Elaboración propia.

3.3.1.5. Molienda secundaria

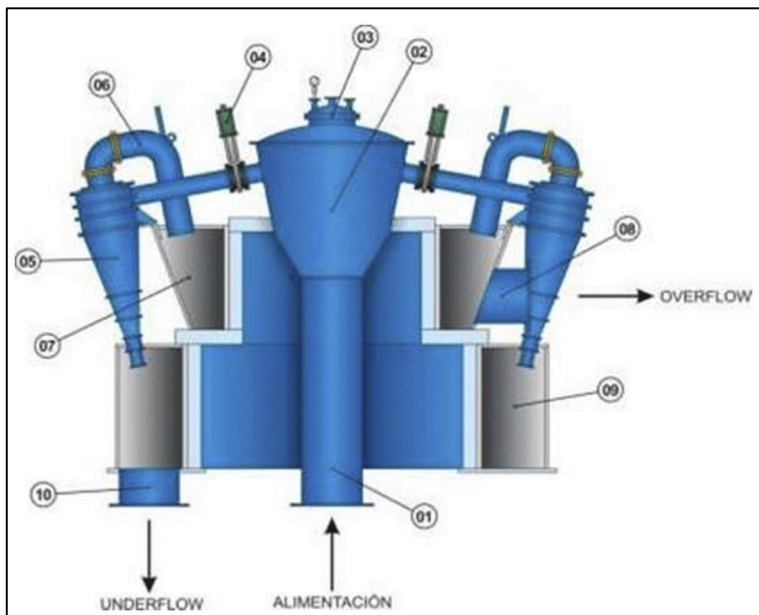
La molienda secundaria es un proceso destinado a reducir el tamaño del mineral y liberar las partículas sulfuradas. Este sistema se compone de dos fases operativas que se detallan a continuación.

3.3.1.5.1. Clasificación de la batería de hidrociclones

Los ciclones son dispositivos utilizados para clasificar pulpas, dividiendo la alimentación en dos corrientes: uno que concentra principalmente partículas finas, overflow; y otra que está compuesta principalmente por partículas gruesas, underflow.

Figura 10

Descripción de las partes del nido de ciclones.



Fuente: Extraída de fuentes en internet.

Un nido de ciclones consta de los siguientes componentes principales:

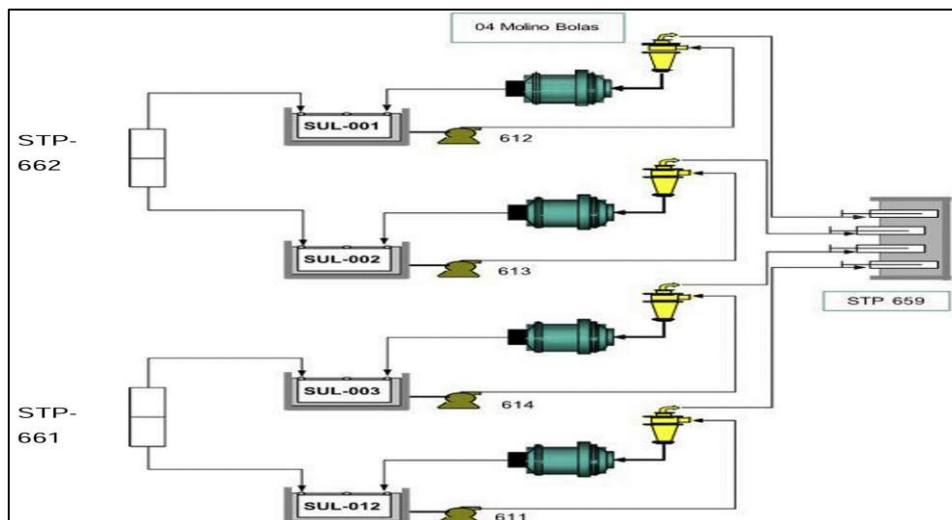
- Tubería de alimentación, que transporta la pulpa al sistema.
- Distribuidor, encargado de distribuir la pulpa de manera uniforme hacia los ciclones.

- Compuerta de inspección, utilizada para monitoreo y mantenimiento.
- Válvula cuchilla neumática, que regula el flujo hacia los ciclones.
- Ciclón H15BC-AS8, dispositivo central para la clasificación.
- Tubería de rebose del ciclón, que dirige el flujo clasificado hacia la salida de rebalse.
- Canaleta de rebalse (overflow) y su respectiva tubería de salida, que transportan las partículas finas.
- Canaleta de descarga (underflow) y su tubería de salida, que conducen las partículas más gruesas.

En esta etapa, se toma como referencia la operación del molino de bolas 1, aunque el mismo principio se aplica a los demás molinos. En el SUL 001, la pulpa proveniente del STP - 662 y de la descarga del molino de bolas 1 se mezcla y se bombea hacia el nido de ciclones 1 mediante la bomba PPS 612. Este nido cuenta con 14 ciclones, y la cantidad de ciclones activos varía según los requerimientos del proceso.

Figura 11

Diagrama de flujo del área de molienda secundaria.



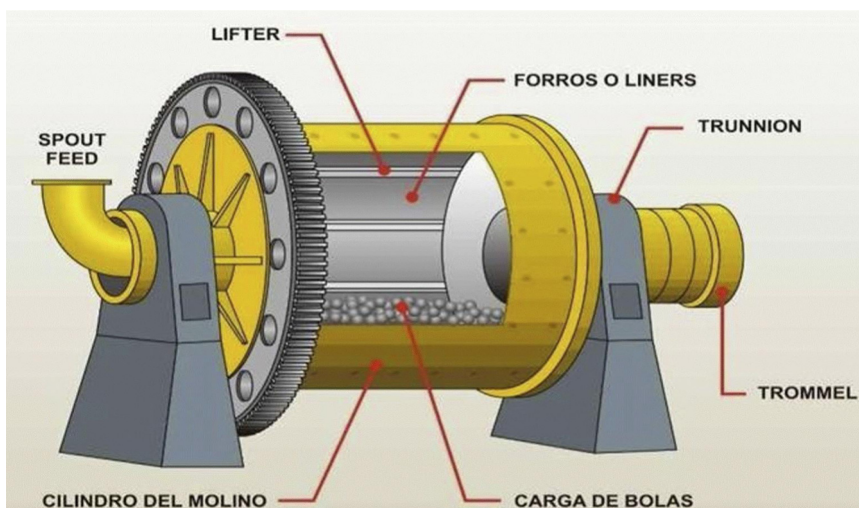
Fuente: Elaboración propia

3.3.1.5.2. Molinos de bolas

El molino de bolas es un cilindro fabricado en acero que gira y presenta extremos con forma cónica. En su interior, se llena aproximadamente un 35% de su volumen con bolas de acero que funcionan como medio de molienda, mientras que el espacio restante es ocupado por la pulpa. La mezcla de mineral y agua se introduce al molino a través de un chute de alimentación, incrementando el volumen hasta que este sale por el muñón de descarga. Durante la rotación, la fuerza centrífuga y la fricción mantienen la carga de pulpa y bolas en contacto con la cara elevada del molino.

Figura 12

Partes del Molino de Bolas.



Fuente: Extraída de fuentes en internet.

El underflow generado por los hidrociclones se descarga directamente, por acción de la gravedad, en el cajón que alimenta el molino de bolas. Adicionalmente, se incorpora lechada de cal y PAX (Xantato de Potasio Amílico) a través de la canaleta destinada a los gruesos provenientes de los ciclones. La pulpa fluye hacia el cajón de bombas que alimentan a los hidrociclones, donde se mezcla con la pulpa proveniente del cajón de distribución del molino SAG.

3.3.2. Área flotación

3.3.2.1. Flotación de cobre

En este proceso, es relevante mencionar que la Compañía Minera Antamina opera en un yacimiento polimetálico, lo que significa que las condiciones de flotación para el cobre varían según el tipo de mineral procesado. Entre los minerales de sulfuro de cobre más comunes se encuentran la calcopirita (CuFeS_2), calcocita (Cu_2S), covelina (CuS) y bornita (Cu_5FeS_4). Estos minerales son generalmente fáciles de flotar cuando están adecuadamente liberados.

El tamaño de partícula es un parámetro crítico que se monitorea utilizando analizadores PSI (Particle Size Indicators), los cuales evalúan directamente una muestra representativa. La granulometría en planta suele estar entre 180 y 240 micras. El PSI emplea tecnología avanzada con sensores de alta precisión, junto con calibración automática y métodos estadísticos, para garantizar mediciones confiables del tamaño de partículas.

En el laboratorio metalúrgico, se realizan pruebas de flotación para evaluar polígonos y calicatas, así como procesos de separación Cu/Mo y Cu/Pb, entre otros. Con base en estas pruebas, la superintendencia de Metalurgia define los parámetros operativos para el tratamiento de los materiales en planta. En caso de que un material no cumpla con las condiciones adecuadas para su procesamiento, este no se somete al circuito de flotación.

- El cianuro de sodio (CNNa) como depresor de sulfuros de Fe.
- El sulfato de zinc (ZnSO_4) como depresor de sulfuros de Zn.
- El xantato isopropílico de sodio (Z-11 o PAX) como colector primario.
- La cal como modificador de pH.
- El M144 ó F582 como espumantes.

Un porcentaje determinado de ciertos reactivos se incorpora en una etapa previa conocida como "media luna", antes de que la pulpa ingrese a la primera celda de flotación. Durante el proceso, se utilizan equipos en línea para medir tanto el pH como el potencial electroquímico (mV). El rango de pH en esta operación se mantiene entre 9.8 y 10.4, mientras que el potencial mV fluctúa dependiendo de las propiedades específicas del mineral en tratamiento.

3.3.2.1.1. Flotación Rougher Cobre

Una vez que la pulpa alcanza las condiciones óptimas para la flotación, se dirige a las celdas Rougher, compuestas por 4 líneas de 8 celdas Outokumpu (modelo OK-130) con una capacidad de 130 m³ cada una. Estas celdas están dispuestas en cinco grupos con una configuración escalonada: 1-2-2-2-1. Esto significa que el primer y último grupo cuentan con una sola celda, mientras que los tres intermedios tienen dos celdas cada uno. Antes de entrar al circuito de flotación, un sistema de corte toma muestras individuales de las cuatro líneas y las envía al equipo de análisis Courier de cobre.

Figura 13

Rougher de Cobre, CMA.



Fuente: Registro fotográfico de la pagina Web de Antamina - Operaciones

Cada celda de flotación está equipada con sensores en línea que permiten monitorear los siguientes parámetros:

- Capacidad de las celdas (130 m³).
- Caudal de pulpa (m³/h).
- Porcentaje de sólidos.
- Espuma.
- Nivel de pulpa.
- Flujo de aire.
- Velocidad de rotación (RPM), amperaje y voltaje.
- Control de dardos.

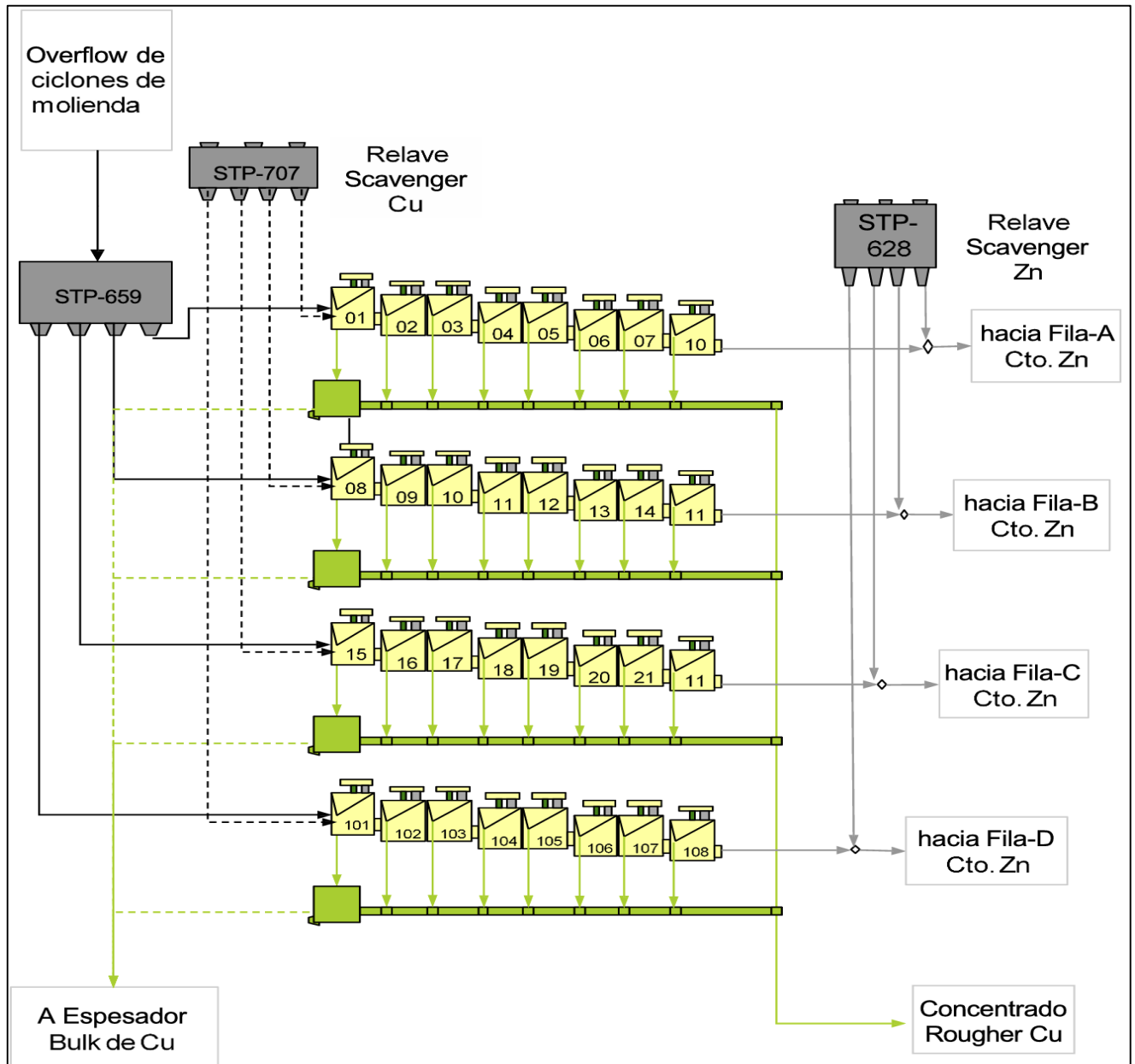
Nota: Al ingresar la pulpa en la primera celda, se obtiene un concentrado con mayor contenido de cobre y mayor selectividad, ya que se recupera una mayor cantidad de metales valiosos. En esta etapa, el nivel de espuma es bajo y se introduce más aire para maximizar la recuperación de cobre. A medida que la pulpa avanza a las celdas siguientes, la calidad del concentrado disminuye en términos de grado y selectividad. El concentrado de cada celda se recoge en una canaleta y se denomina "concentrado Rougher", mientras que el relave de la primera celda alimenta la siguiente celda hasta llegar al final del banco, donde se denomina "Relave Rougher". En la canaleta destinada al concentrado Rougher, un cortador extrae muestras que son enviadas al Courier de cobre. El concentrado Rougher es redirigido al cajón STP005, señalando la conclusión del proceso de flotación Rougher. Los flujos que se encaminan al Courier 6iSL de cobre incluyen varios productos generados durante la flotación.

- Alimentación al proceso Rougher (líneas A, B, C y D).
- Concentrado de la flotación Rougher (líneas A, B, C y D).
- Relave del proceso Rougher (líneas A, B, C y D).
- Concentrado a granel (Cu-Mo, Cu-Pb).
- Concentrados obtenidos en la primera y segunda limpieza.
- Concentrado Scavenger.

- Relaves generados en el Scavenger y en la primera limpieza.

Figura 14

Flow sheet área de Flotación Rougher Cobre.



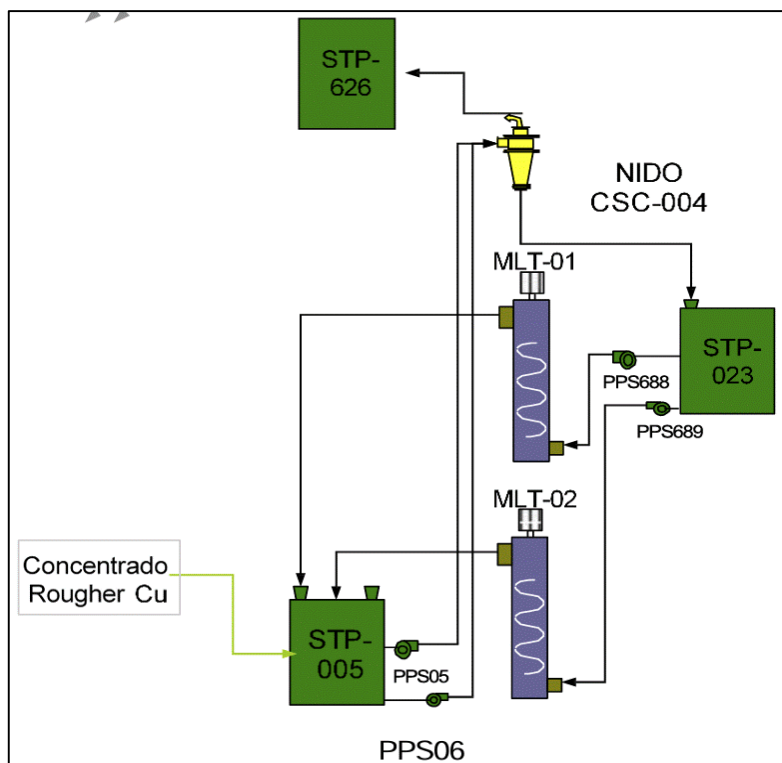
Fuente: Elaboración propia.

3.3.2.1.2. Etapa de remolienda de Cobre

El concentrado Rougher se envía al cajón STP 005, donde se combina con el flujo procedente de los dos molinos Vertimill. Mediante las bombas PPS 05 y PPS 06, este concentrado es transportado hacia el circuito de remolienda de cobre, que está compuesto por 16 ciclones. El underflow generado se redirige hacia los molinos Vertimill, donde se emplean bolas de 1 pulgada como medio de molienda. El flujo de salida de estos molinos regresa al STP 005, formando un circuito cerrado. Por otro lado, el overflow es dirigido al circuito de limpieza de cobre. El tamaño de partícula del overflow se regula utilizando un PSI 200, garantizando que el 98.5% de las partículas sean menores a la malla 100. La presión ideal en el nido de remolienda de Cu se mantiene entre 40 y 60 KPa.

Figura 15

Diagrama de flujo de remolienda de Cobre.



Fuente: Elaboración propia.

3.3.2.1.3. Flotación Cleaner de Cobre

La pulpa proveniente del overflow del nido de ciclones de remolienda de cobre ingresa al circuito de flotación cleaner de cobre, donde se extrae una muestra para verificar el tamaño de las partículas antes de ser dirigida al cajón de bombas que alimenta las celdas columna del primer cleaner (STP-626). Este cajón está compuesto por tres bombas centrífugas horizontales (PPS 007-008-626), cada una con un motor de velocidad variable. Las bombas descargan el flujo en el distribuidor de alimentación de las celdas columna del primer cleaner de cobre (STP-706), y el material desciende por gravedad hacia las celdas de primera limpieza, cuyo número se ajusta según las demandas del proceso. En el interior de las celdas columna, la pulpa interactúa con un flujo ascendente de burbujas de aire y uno descendente de agua. Los minerales de cobre se adhieren a las burbujas y ascienden hacia la superficie, donde se forma una espuma concentrada que se recoge. Para purificar la espuma, se realiza un lavado continuo con agua desde un depósito ubicado sobre la celda, eliminando las partículas de ganga atrapadas en ella. El concentrado se derrama de la celda y fluye por gravedad hacia el cajón de recolección de concentrados (STP-121), mientras que el relave se descarga por la parte inferior hacia el cajón de colas (STP-122).

El relave recolectado en el cajón STP-122 es transportado al cajón de bombas para alimentar el circuito de flotación scavenger-cleaner de cobre (STP-009) en condiciones normales. Si las colas de las celdas columna presentan una ley de cobre elevada, esta pulpa puede ser redirigida nuevamente al cajón de bombas.

Flow sheet Flotación Cleaner Cobre.



La mezcla de los concentrados provenientes de la primera limpieza (STP 121 - 726) y la segunda limpieza (STP 122) da lugar al concentrado final o bulk, que puede ser de tipo Cu/Pb o Cu/Mo, dependiendo del mineral procesado. Este concentrado bulk se dirige al espesador bulk, donde se busca obtener una pulpa con un alto porcentaje de sólidos, entre un 70% y un 80%. Dependiendo de los niveles de molibdenita y plomo presentes, se determina el destino del concentrado: si contiene altas concentraciones de Mo y Pb, se enviará a los tanques de almacenamiento 63 y 65; si los niveles de estos elementos son bajos, el concentrado se dirigirá a los tanques destinados al mineroducto.

3.3.2.2. Flotación de zinc

El circuito de flotación de zinc se pone en funcionamiento únicamente cuando se procesan minerales de las campañas M6, M4B y MP, los cuales presentan altos niveles de zinc. La esfalerita, mineral compuesto por sulfuro de zinc (ZnS) o blenda acaramelada, contiene una baja cantidad de hierro, lo que da lugar a concentrados finales de alta calidad en zinc. En contraste, la marmatita ($(Zn, Fe)S$), una variedad de esfalerita con mayor contenido de hierro, produce concentrados con un bajo porcentaje de zinc debido a la dilución provocada por los minerales de hierro.

3.3.2.2.1. Flotación Rougher Zinc

La alimentación rougher de zinc se obtiene directamente del relave rougher de cobre, el cual es sometido a un proceso de acondicionamiento con reactivos antes de ser procesado para asegurar una flotación eficiente del zinc. Según las condiciones operativas, también se puede incluir el relave scavenger de cobre en la alimentación a la flotación de zinc. Los reactivos principales utilizados en este proceso son los siguientes:

- Sulfato de cobre pentahidratado ($CuSO_4 \cdot 5H_2O$): Su función es actuar como activador de zinc, facilitando la sustitución de átomos de zinc por iones de

cobre en la superficie de la esfalerita, lo que genera una capa de mineral de cobre falso que puede ser recogida con colectores.

- pH: Se ajusta entre 11 y 11.2 con lechada de cal, asegurando que el hierro se deprime en la flotación de zinc, ya que la pulpa proveniente de la flotación de cobre tiene un pH bajo.
- Colector Z-11: Su principal característica es su alta selectividad, lo que optimiza la relación zinc/hierro.
- Espumantes F582 y M144: Estos espumantes se añaden para mejorar la estabilidad de las burbujas durante la flotación.

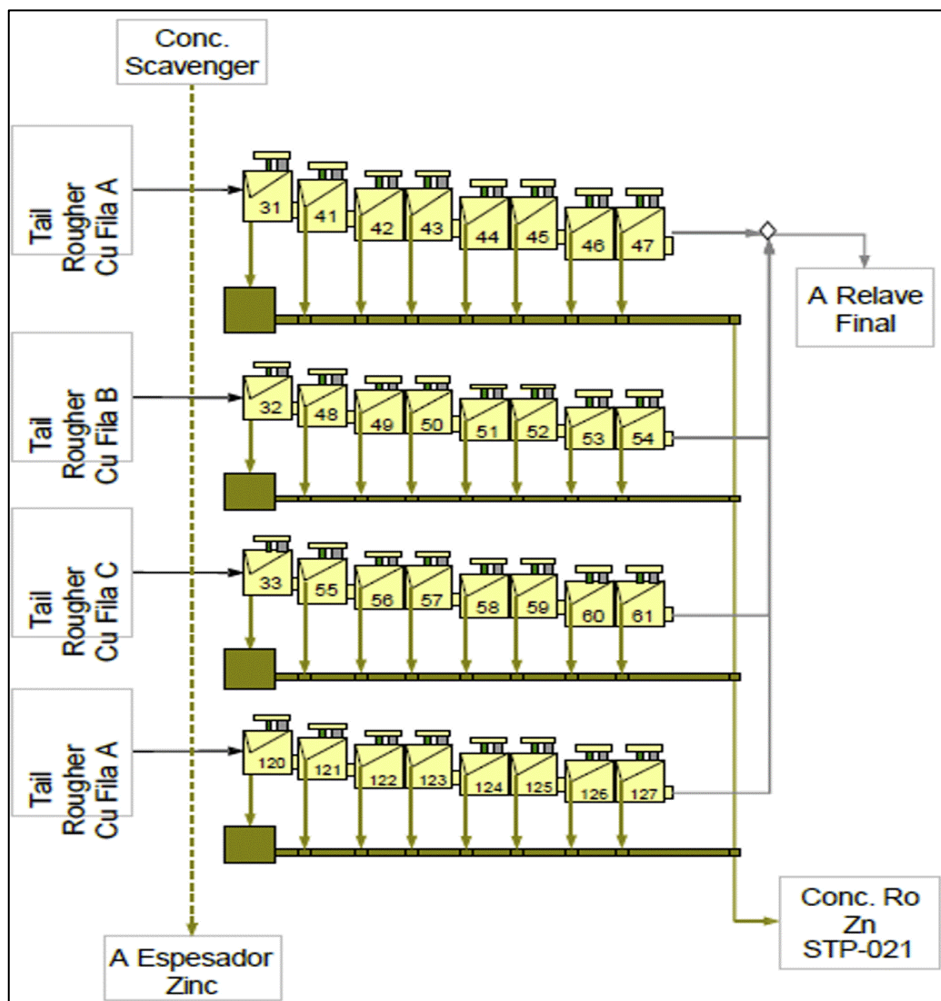
Una vez acondicionada la pulpa, se introduce en las celdas de flotación Rougher, que consisten en 4 filas de 8 celdas Outokumpu de 130 m³ (OK-130). Estas celdas están dispuestas en 5 bancos en una configuración de 1-1-2-2-2, donde los dos primeros bancos constan de una sola celda y los tres bancos centrales tienen dos celdas cada uno. Antes de ingresar, se toma una muestra de la pulpa mediante un cortador que la envía al Courier de cobre, de manera independiente desde las cuatro líneas.

En cada celda del circuito de flotación de zinc se encuentran sensores en línea que monitorean los siguientes parámetros:

- Celdas OK, 130 m³.
- Flujo de pulpa (m³/h).
- % de sólidos.
- Sensor de espuma.
- Sensor de nivel.
- Sensor de aire.
- RPM, amperaje, voltaje, etc.
- Sensor de dardo.

Figura 17

Flow sheet de Flotación Rougher Zinc.



Fuente: Elaboración propia.

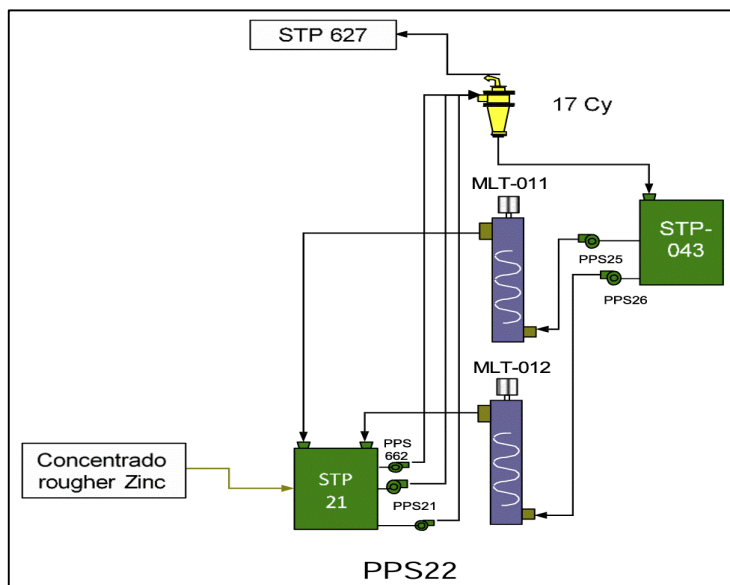
3.3.2.2.2. Etapa de remolienda de Zinc

El concentrado Rougher se dirige al cajón STP 21, donde se mezcla con el flujo proveniente de los dos molinos Vertimill. Con la ayuda de las bombas PPS 21, 22 y 662, el concentrado es bombeado hacia el nido de remolienda de zinc, compuesto por 16 ciclones. El under flow resultante se envía nuevamente a los molinos Vertimill, en los cuales se utiliza bolas de 1 pulgada como medio de molienda. El flujo de descarga de los molinos regresa al cajón STP 21, completando un circuito cerrado. El over flow generado se canaliza al circuito de limpieza de

zinc, donde su tamaño de partícula es monitoreado por un PSI 200 y debe estar por debajo de la malla 100 en un 98.5%. La presión en el nido de remolienda se mantiene entre 40 y 60 KPa.

Figura 18

Flow sheet de remolienda de Zinc.



Fuente: Elaboración propia.

La remolienda de zinc tiene dos objetivos fundamentales:

- Liberar la partícula valiosa para producir un concentrado con un grado alto de zinc.
- Obtener el tamaño adecuado para el transporte de la pulpa a través del mineroducto hacia el puerto de Punta de Lobitos (m-100).

3.3.2.2.3. Flotación Cleaner Zinc

El circuito de flotación cleaner de zinc recibe la pulpa del overflow proveniente del nido de ciclones de remolienda de zinc. Después de tomar una muestra para monitorear el tamaño de las partículas, la pulpa se dirige al cajón de bombas que alimenta las celdas columna del primer cleaner (STP-627), equipadas con dos bombas centrífugas horizontales (PPS 622 y 623), cada una con motor de velocidad variable. Estas bombas descargan hacia el

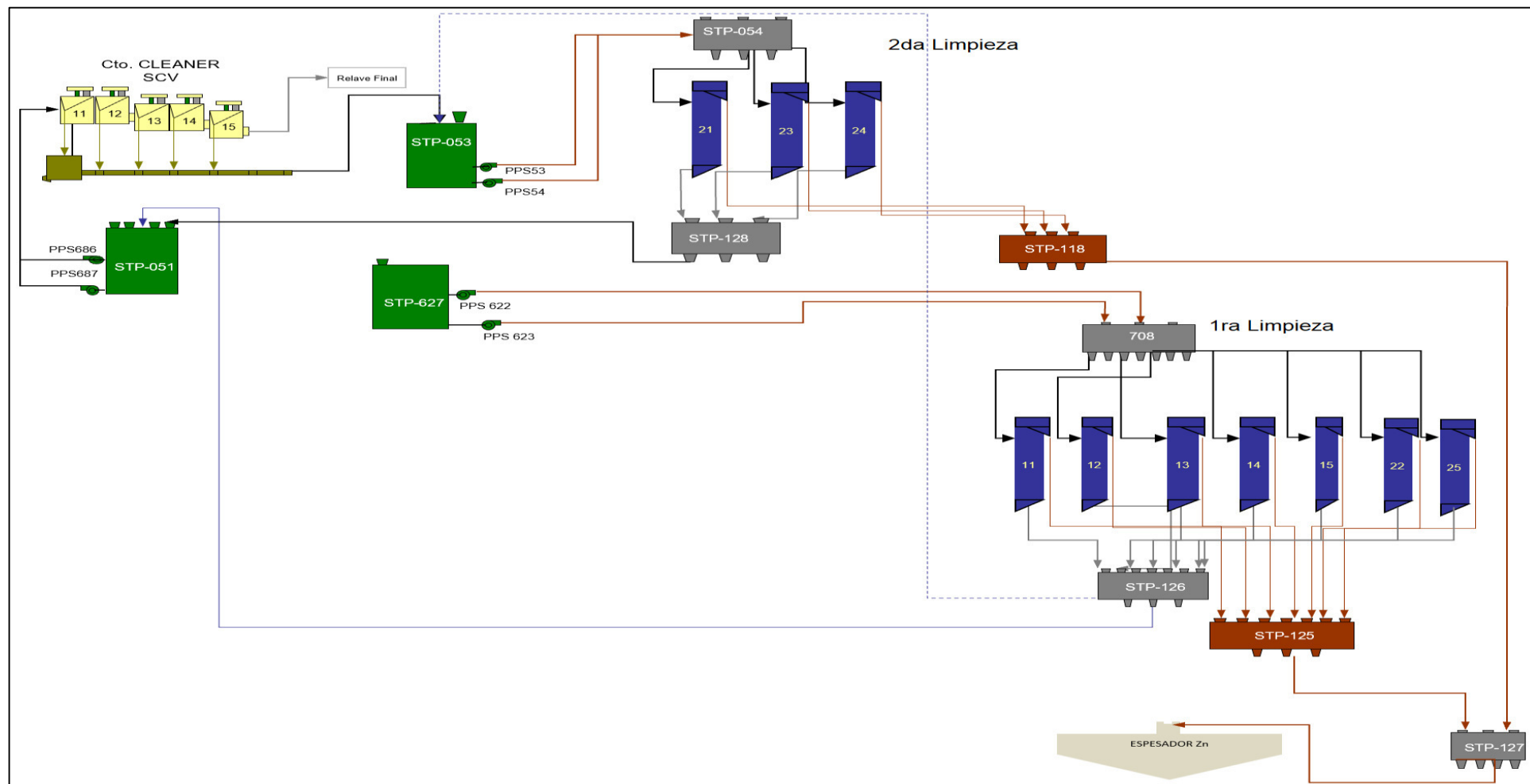
distribuidor de alimentación de las celdas columna del primer cleaner de zinc (STP-708), desde donde el flujo cae por gravedad hacia las celdas de la primera limpieza, cuyo número se ajusta según las necesidades operativas.

Dentro de las celdas columna, la pulpa interactúa con un flujo ascendente de burbujas de aire y un flujo descendente de agua. Los minerales de zinc se adhieren a las burbujas, ascendiendo hacia la superficie, donde se forma un colchón de espuma concentrada. Esta espuma se recoge y es lavada continuamente con agua proveniente de un depósito colocado sobre la celda, eliminando la ganga atrapada. El concentrado sobresale de la celda y fluye por gravedad hacia el cajón de recolección de concentrados del primer cleaner (STP-125), mientras que el relave se descarga por la parte inferior de la celda hacia el cajón de colas (STP-126).

El relave del primer cleaner se dirige al cajón de bombas que alimenta el circuito de flotación scavenger-cleaner de cobre (STP-051) en el modo operativo habitual. Sin embargo, si las colas presentan un alto contenido de zinc, pueden ser desviadas al cajón de bombas que alimenta las celdas columna del segundo cleaner de cobre (STP-053), en una operación cruzada. Los concentrados de la primera (STP-125) y segunda limpieza (STP-118) se combinan para formar el concentrado final de zinc, el cual es enviado al espesador de zinc. El underflow del espesador es bombeado hacia los tanques de almacenamiento destinados al mineroducto.

Figura 19

Flow sheet Flotación Cleaner Zinc



Fuente: Elaboración propia.

3.3.2.3. Flotación de molibdeno y plomo/bismuto

El objetivo de la planta de separación es aislar los compuestos de Mo y Pb/Bi presentes en el concentrado bulk mediante flotación. El concentrado bulk obtenido es procesado en el espesador bulk, donde el flujo del underflow tiene dos opciones dependiendo de su contenido: si el concentrado presenta altos niveles de Mo y Pb/Bi, se almacena en los tanques 63 o 65; si es bajo en estos elementos, se envía al espesador de cobre o directamente a los tanques de almacenamiento de mineroducto. El sistema de flotación para Pb/Bi-Mo incluye tres principales circuitos: flotación rougher, remolienda y flotación cleaner. A continuación, se describe cada proceso.

3.3.2.3.1. Tanque Acondicionador Rougher de Pb/Bi-Mo.

Este tanque, con una capacidad de 23 m³, recibe la pulpa de cobre de los tanques de almacenamiento 63 y 65. Está ubicado al inicio del circuito de flotación rougher convencional. El tiempo de permanencia de la pulpa en este tanque es de unos 5 minutos, tiempo durante el cual se agita y se adicionan los reactivos necesarios.

Tabla 3

Descripción de reactivos.

Reactivos	
Separación Mo - Cu. – Min. M1	Separación Pb/Bi – Cu. – Min. M4
• NaSH usado para regular el ORP y generar la desorción del colector. • Fuel Oil (usado como colector de Mo).	• Cianuro de Sodio (NaCN) usado como depresor de sulfuros de Cu. • Carbón activado. • SIPX (Xantato isopropílico de potasio) usado como colector.

Fuente: Elaboración propia con data de Planta Concentradora.

Nota: Existen distintos puntos de adición de estos reactivos (Esto dependerá de la operación).

3.3.2.3.2. Circuito Convencional de Flotación Rougher Pb/Bi-Mo.

Este circuito consta de varios componentes: el cajón de alimentación que recibe pulpa del tanque acondicionador, colas de la flotación del primer cleaner y reactivos. Las celdas de flotación rougher (350-FTR-071 a 082) están organizadas en una fila de 12 celdas OUTOKUMO de 16.1 m³, distribuidas en cinco bancos. Los cuatro primeros bancos constan de dos celdas, mientras que el último tiene cuatro. El flujo de material se da por gravedad entre celdas, con el relave de cada una pasando a la siguiente. El concentrado se recoge en una canaleta con muestreo para monitorear la ley del concentrado. La espuma generada en las celdas se limpia con agua de proceso. El concentrado puede ser redirigido al circuito de remolienda o al circuito de flotación cleaner, según la operación, aunque actualmente la opción de remolienda no está en uso. El circuito extendido rougher incluye cuatro celdas Outokumpu OK-16 (350-FTR-901 a 904), con características similares a las del circuito convencional.

3.3.2.3.3. Flotación Cleaner de Pb/Bi-Mo.

La flotación cleaner tiene como objetivo aumentar la concentración de molibdeno o plomo en el concentrado mediante la reducción de impurezas. Este proceso recibe el concentrado de la flotación rougher, que puede pasar primero por el circuito de remolienda antes de ingresar a las celdas columna para la limpieza. El circuito de flotación cleaner de Pb/Bi-Mo consta de 6 celdas de flotación tipo columna, organizadas en tres circuitos de limpieza en serie. La cantidad de circuitos utilizados depende de los datos proporcionados por el sistema de análisis en línea y el modo operativo.

3.3.2.3.4. Cajón distribuidor de concentrado

Este cajón tiene la función de distribuir el concentrado entre los tres circuitos de flotación cleaner, con tres compartimentos internos donde descargan las bombas de

alimentación. En cada compartimiento, hay dos válvulas tipo dardo manuales para controlar el flujo hacia cada una de las celdas columna de cada circuito. La estructura permite que el rebose de un compartimiento fluya hacia el siguiente, y se cuenta con un sensor ultrasónico para controlar el nivel del concentrado, con alarmas para niveles altos y bajos.

3.3.2.3.5. Primer Cleaner de Molibdeno – Plomo/Bismuto.

Las celdas columna del primer cleaner (350-FTL-031 y 350-FTL-032) reciben el concentrado desde el cajón de alimentación 350-STU-081, que descarga productos como el overflow del nido de hidro-ciclones de remolienda, concentrado de la flotación rougher convencional y extendida, y colas de las columnas del segundo cleaner. Las colas de estas celdas se canalizan hacia el cajón de colas del primer cleaner (350-STU-083), donde se añade agua de proceso y se bombea de vuelta al circuito de flotación rougher. El concentrado se transfiere al cajón de alimentación del segundo cleaner (350-STU-085).

3.3.2.3.6. Segundo Cleaner de Molibdeno – Plomo/Bismuto.

Las celdas columna del segundo cleaner (350-FTL-033 y 350-FTL-034) reciben concentrado desde el cajón de alimentación 350-STU-085. En el cajón se descargan concentrados del primer cleaner y del circuito extendido de flotación rougher. Las colas de estas celdas se canalizan hacia el cajón de alimentación del primer cleaner (350-STU-081). El concentrado obtenido de estas celdas se dirige hacia el cajón divisor del segundo cleaner (350-STU-223), desde donde se puede enviar al tercer cleaner o directamente a los espesadores de Bi-Mo, sin pasar por el tercer cleaner.

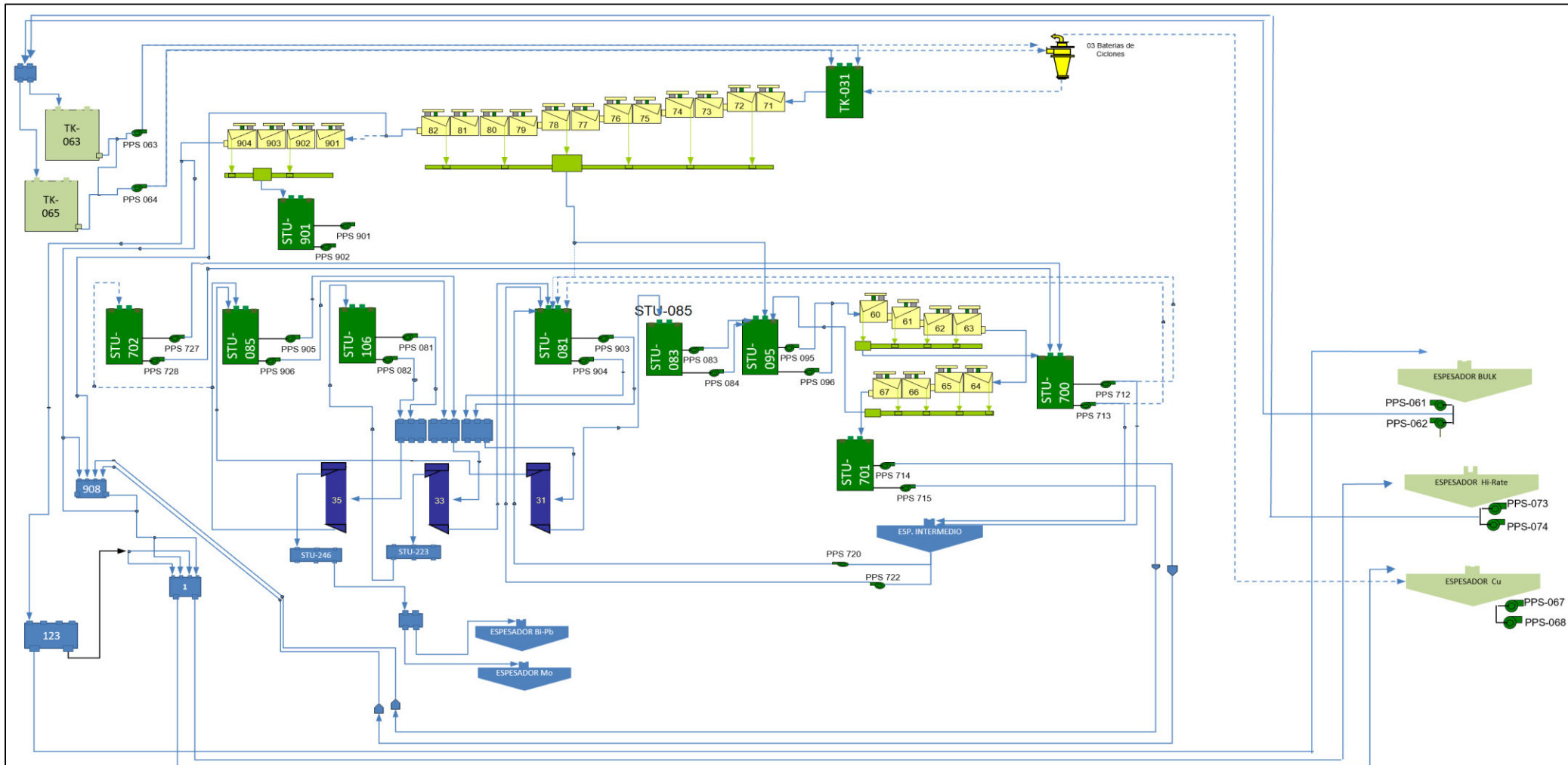
3.3.2.3.7. Tercer Cleaner de Molibdeno – Plomo/Bismuto.

Las celdas columna del tercer cleaner reciben concentrado del cajón de alimentación 350-STU-106. En este cajón se descargan concentrados del segundo cleaner y del circuito extendido de flotación rougher. Las colas se dirigen hacia el cajón de alimentación del

segundo cleaner o hacia el primer cleaner, según lo decida el operador. El concentrado final se canaliza hacia el cajón divisor del tercer cleaner (350-STU-245), desde donde puede ser dirigido a los espesadores de Bi-Mo o a la presa de relaves.

Figura 20

Flow sheet de separación Moly/Cobre y plomo/cobre.



Fuente: Elaboración propia

3.4. Descripción general del proceso

Antamina extrae los recursos minerales del subsuelo, los cuales son procesados en una planta concentradora. Posteriormente, mediante el uso del mineroducto, una tubería subterránea de 304 km, los minerales son transportados hacia nuestro puerto en Huarmey, donde finalmente se cargan en buques para su exportación. El proceso de producción se puede describir de la siguiente manera:

3.4.1. Voladura

La extracción del mineral comienza con la voladura en el tajo, un proceso esencial para fragmentar el material del subsuelo. Esta actividad se lleva a cabo de manera planificada y secuencial durante las 24 horas del día, en turnos de 12 horas, cumpliendo con los más altos estándares de seguridad. Una vez que el mineral se ha fragmentado, se transporta, aún mezclado con tierra y rocas, usando palas eléctricas hacia la chancadora con el apoyo de maquinaria pesada, como Caterpillar y Komatsu.

3.4.2. Chancado

En esta etapa, el mineral extraído es transportado a la chancadora primaria, donde los bloques grandes se reducen a tamaños de hasta cinco pulgadas, preparándolos adecuadamente para su posterior transporte mediante una faja hacia la planta concentradora.

3.4.3. Molienda

La planta concentradora recibe el mineral desde la chancadora primaria y lo distribuye en pilas de mineral (stockpiles) fuera de la planta mediante un brazo radial (stacker). Posteriormente, el mineral es procesado en un molino SAG y tres molinos de bolas, donde su tamaño se reduce según lo requerido para la etapa siguiente: flotación.

3.4.4. Flotación

En esta fase, la pulpa (mezcla de agua y mineral) es transferida a las celdas de flotación, donde se recuperan los metales de cobre y/o zinc, plata, plomo y molibdeno, según el plan de

minado. Luego, la pulpa es espesada para disminuir su contenido de agua y facilitar su transporte. Los concentrados obtenidos se almacenan en tanques fuera de la planta.

3.4.5. Puerto de filtrado y embarque

Los concentrados de cobre y zinc se transportan a través del mineroducto de 304 km de largo hasta el puerto Punta Lobitos en Huarmey, un recorrido de unas 50 horas, supervisado por un sistema de monitoreo automático con fibra óptica. Durante el trayecto, cuatro estaciones de válvulas regulan la presión y velocidad de los concentrados. Al llegar al puerto, los concentrados son recibidos en tanques de almacenamiento y luego pasan a la planta de filtrado, donde se elimina el exceso de humedad. El agua resultante es tratada y reutilizada para el riego en el bosque de Huarmey. Posteriormente, los concentrados secos, con una humedad entre 8.5% y 9%, se almacenan en un edificio específico. Finalmente, los concentrados se transportan por una faja cerrada hasta el muelle, donde el shiploader los deposita en los buques para su comercialización.

3.5. Mejoras en el proceso de chancado de Pebbles para el incremento del tratamiento de mineral en la molienda SAG

En busca de alternativas de mejora y enfocados en la Optimización del proceso de chancado pebbles, las diferentes áreas de Operaciones, Mantenimiento Mecánico, Metalurgia, Instrumentación y la empresa Sandvik como representante de las chancadoras, luego de establecerse la reunión donde se tuvo como objetivo de evaluar la condición actual de los equipos e identificar las oportunidades de mejora, se plantearon 6 oportunidades de mejora de importancia en busca de optimizar el proceso de chancado de Pebbles.

Objetivo general:

- Mejorar el proceso de chancado pebbles, bajo un trabajo en conjunto entre las áreas de Operaciones, Mantenimiento Mecánico, Metalurgia, Instrumentación y la empresa

Sandvik como representante de las chancadoras para incrementar el tratamiento de mineral de la Molienda SAG.

Tabla 4*Oportunidades de mejora*

3.5.1.	Implementar alarmas de advertencia tipo 1 en chancadoras.	Operaciones / Sandvik / Control de Procesos.	Estas alarmas fueron implementadas entre operaciones y control de procesos.
3.5.2.	Minimizar y controlar el ingreso de inchancables: - Habilitar la señal de apertura de la válvula E-Dump para monitoreo de inchancables desde sala de control.	Mantto Instrumental /Sandvik/Control Procesos/Operaciones	Operaciones, SANDVIK, Instrumentación y Control de Procesos coordinaran habilitar y plantear un mejor control del ingreso de inchancables.
3.5.3.	Habilitar lazo de control entre velocidad de faja de alimentación y nivel de taza en chancadoras 316-CRC-001 y 316-CRC-002 e Implementar protección en el lazo de control de las chancadoras frente al ingreso de inchancables.	Mantto Instrumental /Control de Procesos/Operaciones	En coordinación con Instrumentación y Control de Procesos se habilita el lazo de control en las chancadoras de Pebbles 316-CRC-001 y 002.
3.5.4.	Evaluar: modificación del chute de alimentación hacia las chancadoras 316-CRC-001 / 002 y regular la excéntrica de la chancadora de pebbles de 48mm.	Metalurgia /Operaciones/Sandvik	Mantenimiento mecánico, Metalurgia y operaciones con el soporte de Sandvik se plantearon la mejor alternativa para modificar el chute de alimentación hacia las chancadoras y reducir el tiro excéntrico de 52mm a 48mm.
3.5.5.	Capacitación de operadores, personal de sala de control y Mantto. a) En procedimientos de calibración. b) Selección correcta del programa de chancado. c) Utilización del auto calibrado ASRI	Mantto Mec. / Operaciones / Sandvik	Se generó la Solicitud de servicio Nro152955, para el “Servicio de pruebas para la, optimización del proceso de pebbles” a costo CERO, donde vendrán 2 personales de SANDVIK por 7 días del 23-04-2021 al 29-04-2021.
3.5.6.	Establecer los programas de pruebas en busca de recudir el P80 de las chancadoras de Pebbles enviando un producto más fino hacia la molienda SAG y con ello generar un incremento del Throughput (tratamiento de mienral).	Mantto Planta / Operaciones	En este punto se realizarán todas las pruebas necesarias entre Operaciones, Metaúrgia y Mantenimiento mecánico orientadas a lograr el producto más fino posible en las chancadoras de Pebbles.

Fuente: Elaboración propia.

3.5.1. Implementación de alarmas de advertencia tipo 1 para SP de CSS y presión de consigna límite

Las alarmas tipo 1 son alarmas críticas preventivas de advertencia para el operador desde sala de control aplicado en el System 800 de chancado de Pebbles.

En coordinación con control de Procesos se plantea 2 alarmas críticas preventivas bajo las siguientes condiciones:

➤ **Alarma respecto al Set point (SP) del CSS de la chancadora:**

Se activará una alarma de advertencia (warning) cuando el CSS (closed side setting) se mantiene por más de 5min en un valor mayor $> +3\text{mm}$ por encima del Set point del CSS, esto se implementará con Control de Procesos en el SYSTEM 800 de sala de Control.

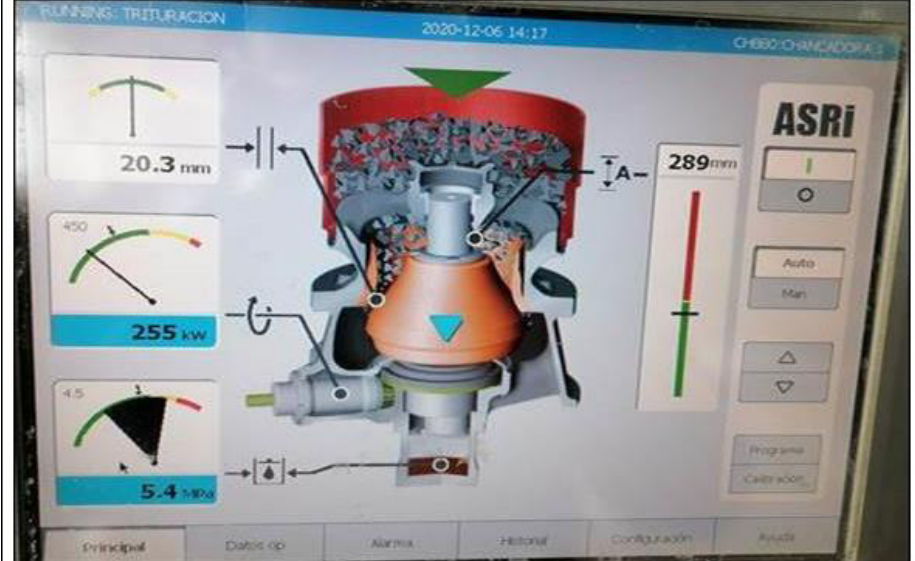
➤ **Alarma respecto la presión del Hydroset de la chancadora:**

Se activará una alarma de advertencia (warning) cuando la presión del hydroset se mantiene por más de 5min en un valor menor $< -1.5\text{Mpa}$ por debajo de la presión límite del hydroset (es decir si está en un escenario de presión límite de 4.9Mpa , la presión no debe bajar de 3.4Mpa a fin de garantizar un buen chancado). esto se implementará con Control de Procesos en el SYSTEM 800 de sala de Control.

Se elaboraron las 2 gestiones de cambio para este punto, donde control de procesos realizó la programación en el System 800 de Chancado de Pebbles dando una mejor condición de control operativa de la chancadora desde sala de control.

Figura 21

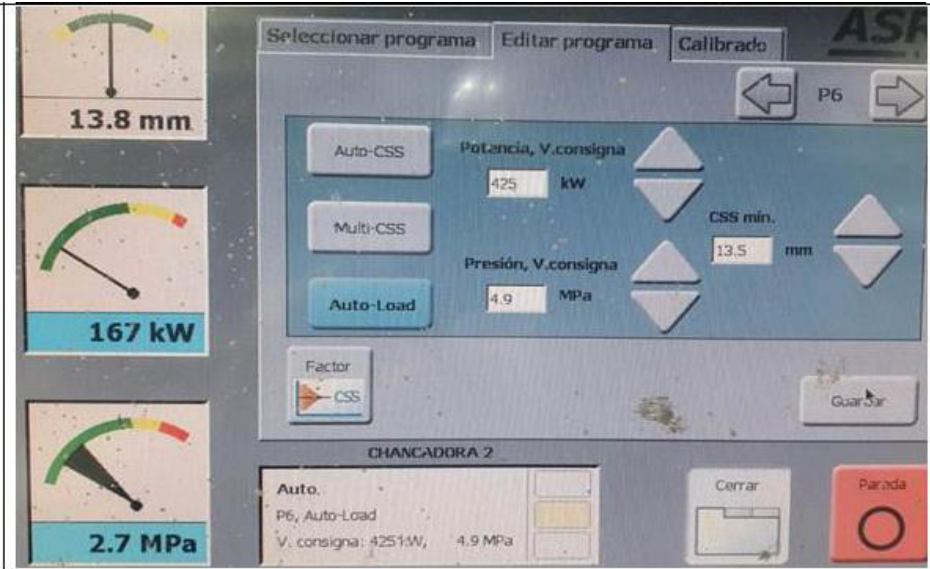
Implementación de alarma tipo 1 respecto la presión del Hydroset de la chancadora

Imagen del escenario	Descripción	Alarma Tipo 1
	En este escenario estamos en campaña M4B la chancadora estaba en un escenario donde la presión límite es de 4.9Mpa y el SET point del CSS estaba en 15mm, y como se observa la alta competencia del material genera presiones del hydroset altas que llegan hasta 5.4Mpa y por ende se activa el sistema de protección del equipo generando aperturas de 20.3mm como se observa en la imagen.	Se activara una alarma de advertencia (warning) cuando el CSS se mantiene por más de 5min en un valor mayor > a +3mm por encima del Set point del CSS. Beneficio: El tiempo de respuesta será más rápido, el operador al ver esta alarma tendrá que regular su CSS a fin de evitar que el sistema de seguridad siga aperturando la chancadora generando producto grueso.

Fuente: Elaboración propia.

Figura 22

Implementación de alarma tipo 1 respecto la presión del Hydroset de la chancadora

	En este escenario estamos en campaña M1 la chancadora estaba en un escenario donde la presión límite es de 4.9Mpa y el SET point del CSS estaba en 13.5mm, y como se observa la baja competencia del material genera presiones del hydroset bajas que llegan hasta 2.7Mpa, lo cual es un indicativo de que no se está realizando un buen chancado y que el operador debe regular su CSS y poder bajarlo de 13.5mm hasta un valor donde se genere presión y de esta manera garantizar un buen producto para el SAG.	Se activará una alarma de advertencia (warning) cuando la presión del hydroset se mantiene por más de 5min en un valor menor < a -1.5Mpa por debajo de la presión límite del hydroset (es decir si está en un escenario de presión límite de 4.9Mpa, la presión no debe bajar de 3.4Mpa a fin de garantizar un buen chancado). Beneficio: El tiempo de respuesta será más rápido, el operador al ver esta alarma tendrá que regular su CSS bajando este hasta un valor no menor < a -1.5Mpa por debajo de la presión límite del hydroset, a fin de garantizar un producto fino minimizar los incrementos de presión de descanso en el SAG.
--	---	--

Fuente: Elaboración propia.

3.5.2. Minimizar y controlar el ingreso de inchancables

Habilitar la señal de apertura de la válvula E-Dump (Válvula de protección la cual se apertura cuando la chancadora genera una presión de hydroset que supera el valor de seteo de la válvula 7.5Mpa de acuerdo a diseño) para monitoreo de inchancables desde sala de control.

Como punto de partida se coordinó con Instrumentación y Control de procesos quienes después de un trabajo de instalación de cableado de comunicación lograron habilitar la señal de monitoreo de inchancables desde el tablero de campo hacia Sala de Control con esta información se tiene un mejor control del ingreso de inchancables y permitió al operador de Sala de Control tomar acciones rápidas y advertir a tiempo el operador de campo para evitar daño al equipo, por posibles problemas en los magnetos en línea u otra condición anómala del proceso.

Figura 23

Tablero de registro de inchancables en campo.

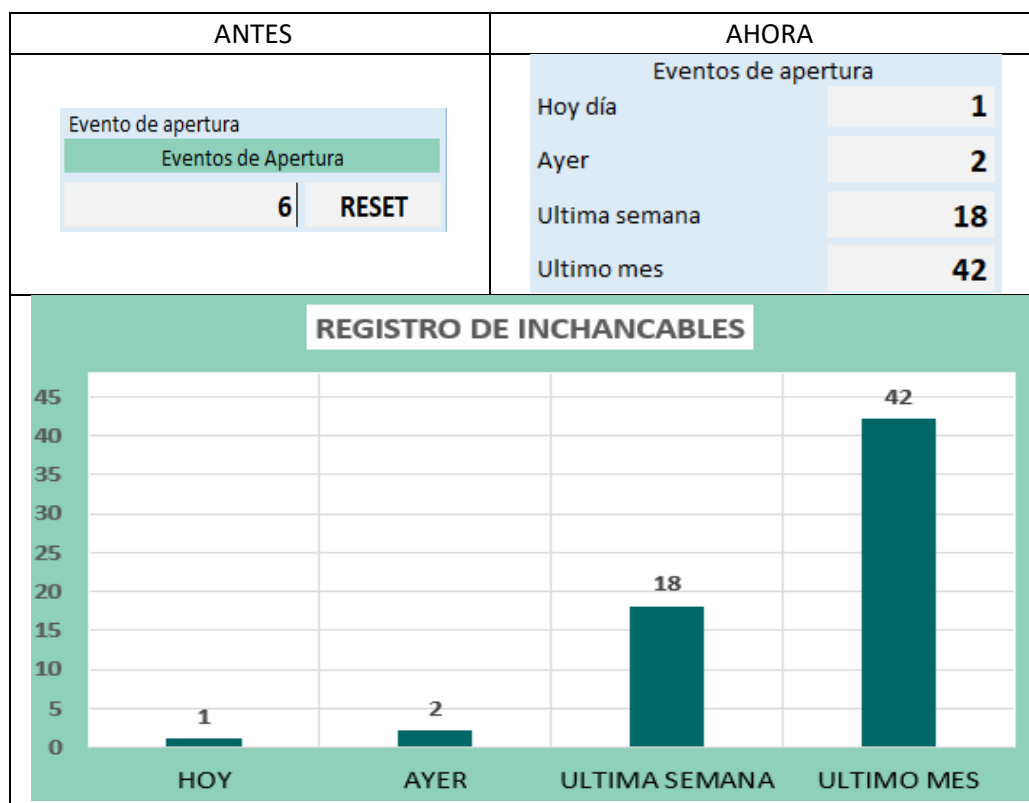
Registro de tiempo	865.9h	28/04/2021 State: Ready			
Picos / hora sobre limite	6 Mpa: Picos: 2482	Presión:	0.27Mpa	PLC ver. 1.2	
	7 Mpa: 820	Producción con protección		HMI ver. 1.2	
	8 Mpa: 170	Producción %	desactivado %	Dump / hora	Dumps
	9 Mpa: 43	Hoy	100	0.241	10.425
	10 Mpa: 8	Aye	25.4	0.000	1.553
	11 Mpa: 2	7days	34.7	0.001	0.394
	12 Mpa: 0	Mes pasado	37.1	2.411	0.521
	13 Mpa: 0				
	14 Mpa: 0				
	15 Mpa: 0				

Fuente: Imagen extraída del propio equipo en español.

Instrumentación habilitó la señal de inchancables en sala de control y Control de procesos implemento registro de inchancables de forma histórica en el System 800, además hizo las correcciones de la descripción de las siguientes señales en el HMI del System 800 (pantalla 4to piso):

Figura 23

Implementación de mejor control de inchancables con data histórica:



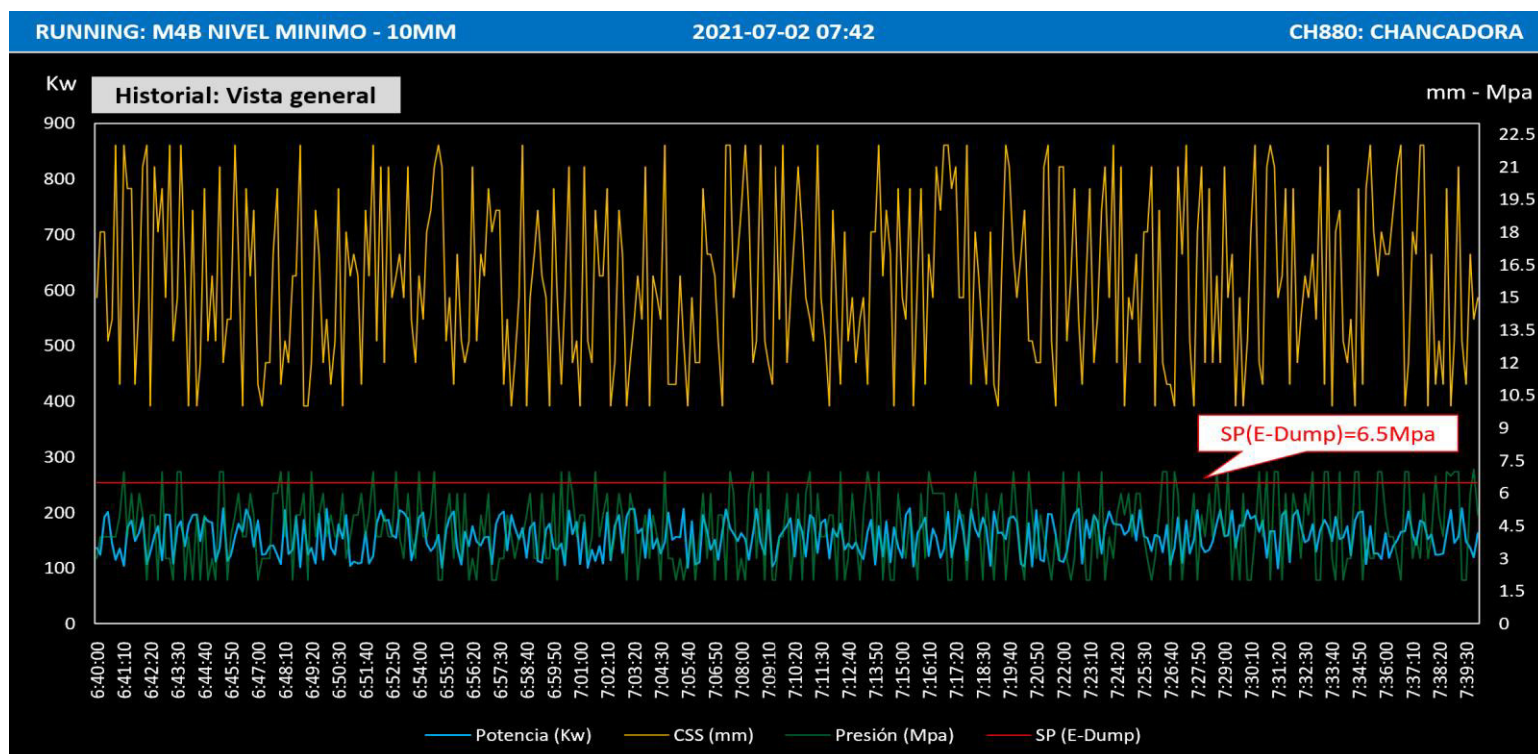
Fuente: Elaboración gráfica de control de inchancables.

Con la señal de monitoreo de inchancables habilitada por instrumentación, se pudo observar una operación anómala donde, en la imagen podemos observar la tendencia de la presión del hydroset, esta se mantiene muy inestable y genera aperturas de la válvula E-Dump cada 30 a 45 segundos y se logra apreciar de forma física (desde campo) que no hay ingreso de inchancables, sino que es por la dureza del propio mineral de M4, ya que al estar la válvula E-Dump seteada a 6.5 Mpa y debido a que el propio pebbles genera presiones mayores a este seteo origina la constante apertura de esta

válvula E-Dump, lo cual nos da un indicativo clave para las pruebas de que el valor de seteo de la E-Dump está muy por debajo de su diseño que es 7.5Mpa, este cambio se dio por Mantenimiento mecánico quienes al tener eventos de rotura de main shaft (eje principal de la chancadora Pebbles) concluyeron en que era porque la presión de la E-Dump era muy alta y que no estaba protegiendo al equipo, tomándose la decisión de reducir a 6.5Mpa y con este seteo el equipo no opera a capacidad y está restringido en cuanto a su operación normal, así se detalla en el siguiente gráfico.

Figura 24

Tendencia de apertura constante de la E-Dump debido que el pebbles del mineral M4 genera presiones de hydroset que superan el SP de la Presión de la E-Dump (SP=6.5Mpa).



Fuente: Gráfico elaborado con datos extraídos del equipo.

Teniendo este inconveniente se programó las pruebas en conjunto con mantto. Mecánico y SANDVIK bajo el liderazgo de Operaciones Planta Concentradora con el objetivo de determinar que la válvula E-Dump está funcionando adecuadamente y protege a la chancadora contra el ingreso de inchancables.

Antes de iniciar la prueba establecieron las siguientes condiciones que garanticen una prueba controlada:

- ✓ Incrementamos el seteo de la presión de abertura de la válvula E-dump de 6.5Mpa a 7,5 Mpa. Esta configuración la realizó el vendor de SANDVIK.
- ✓ Las pruebas se realizaron manteniendo un nivel de taza al 30%.
- ✓ Realizamos la prueba ingresando en la cavidad a cámara llena un total de 8 inchancables, de los cuales 3 inchancables de 2.5 pulgadas se ingresaron el 30 de junio 2021 y 5 inchancables el 01 de Julio 2021.
- ✓ Determinaremos que la válvula E-dump, se activa al incrementar la presión por encima del valor seteado 7,5 Mpa.
- ✓ En caso la presión no supere los 7,5 Mpa. La válvula E-dump, no se activará.
- ✓ En caso la presión supere los 7.5Mpa y la válvula E-dump debe activarse y aperturarse, en caso no aperture, determinaremos la posible causa con los participantes de la prueba (Mantto mecánico, SANDVIK y Operaciones Planta Concentradora).

Figura 25

Bolas seleccionadas de 2.5" para las pruebas



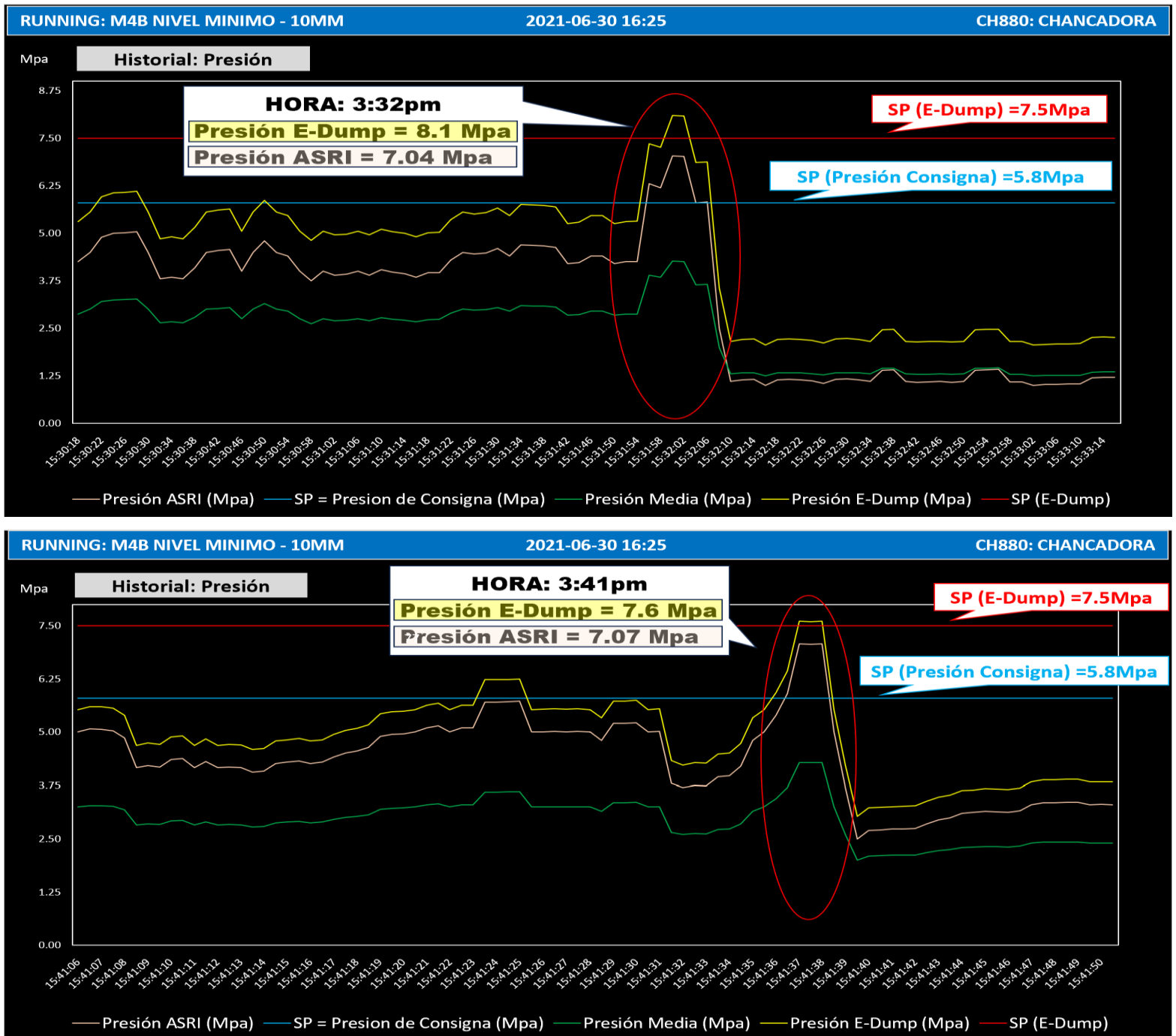
Fuente: Imágenes tomadas en la prueba.

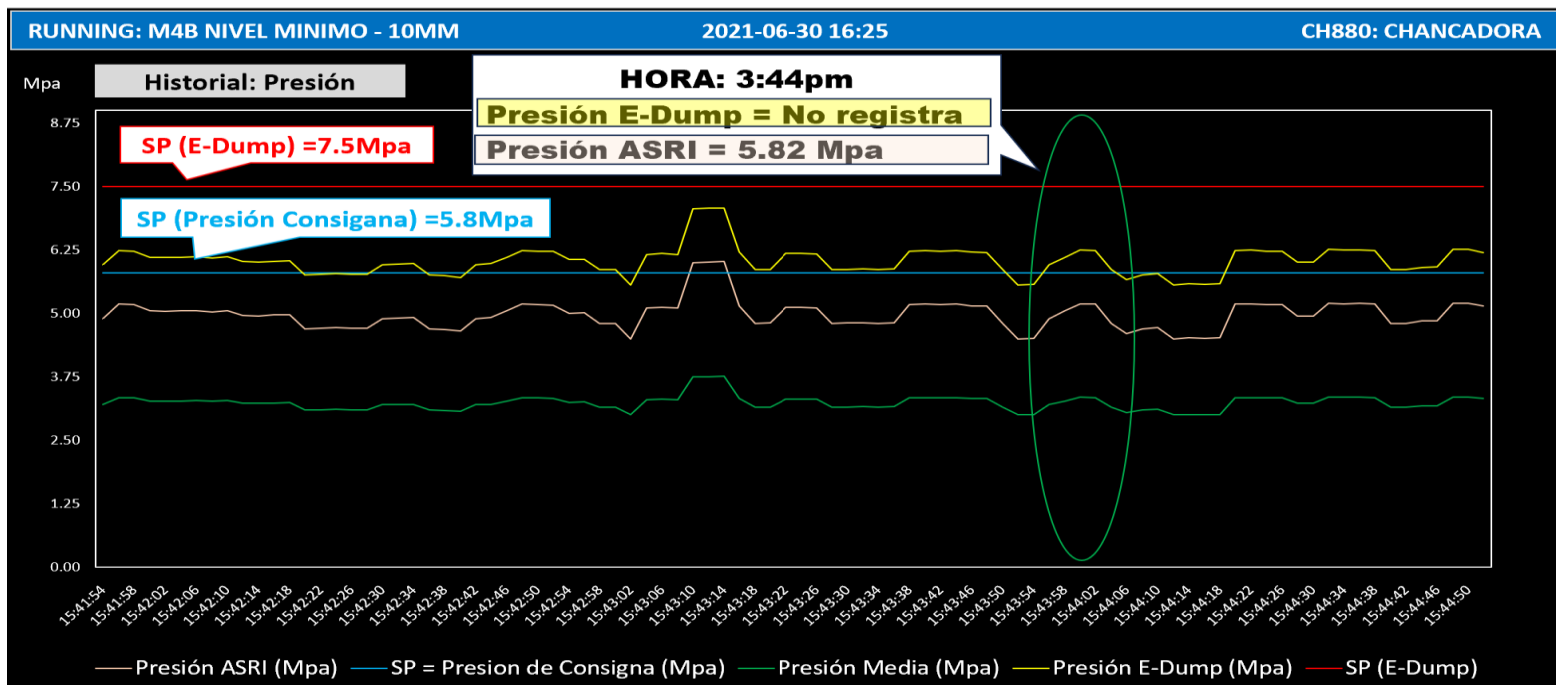
3.5.2.1. Prueba de funcionamiento de válvula E-Dump (30-06-2021)

Se introdujeron 3 inchancables de 2.5" y los resultados fueron:

Figura 26

Resultados prueba del 30-06-2021, con imágenes de tendencia desde la pantalla de campo con el SISTEMA ASRi de la chancadora de Pebbles.





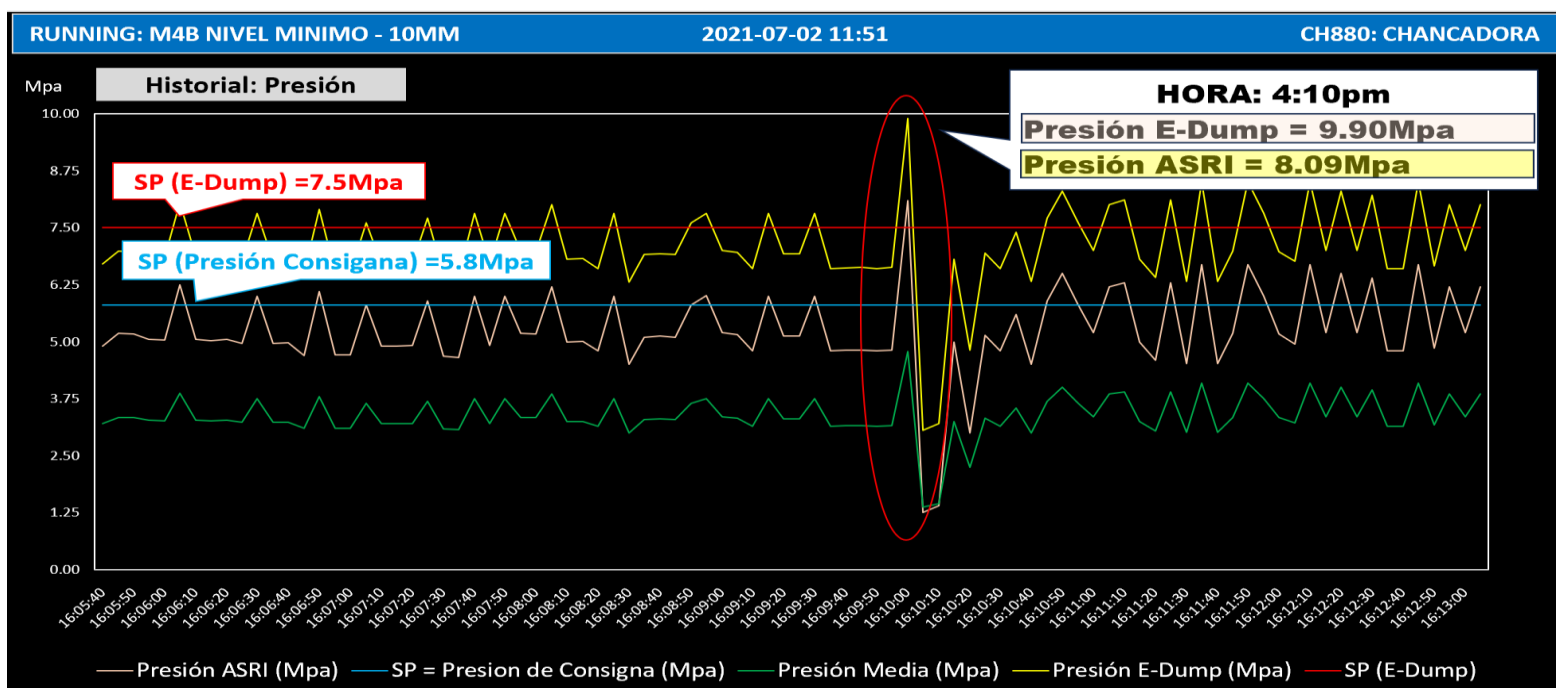
Fuente: Gráfico elaborado con datos extraídos del equipo.

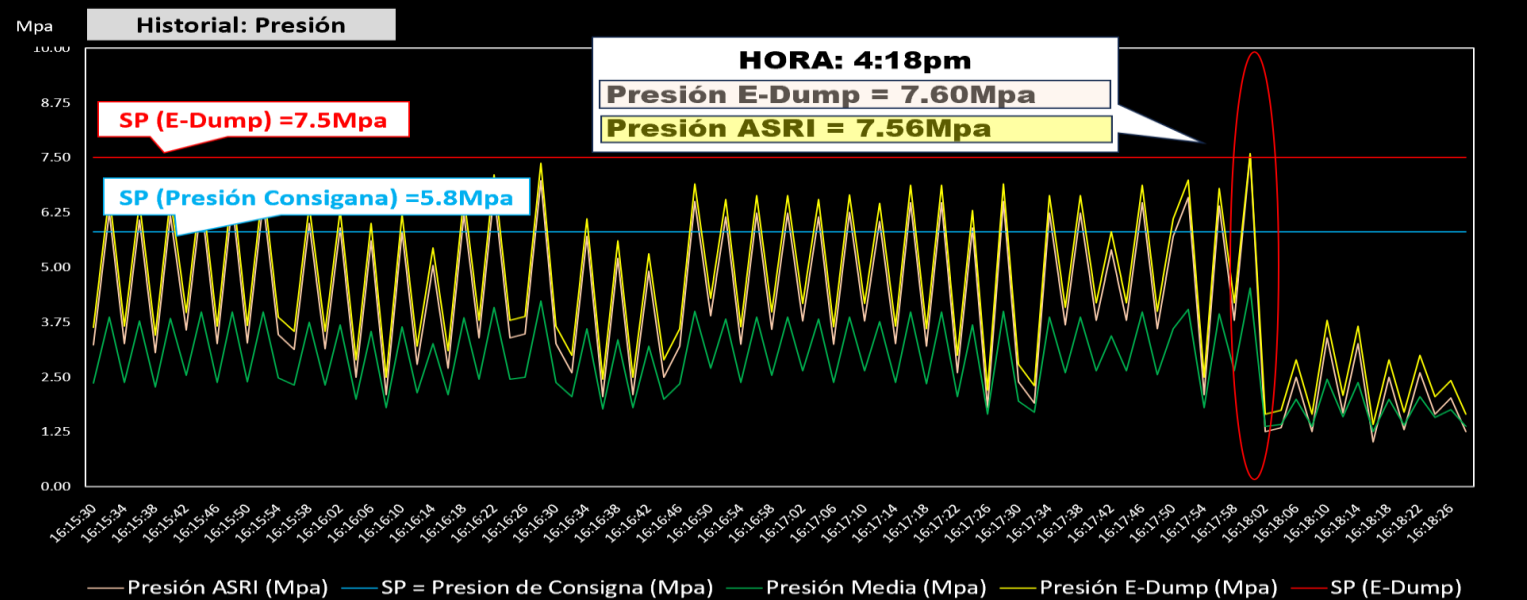
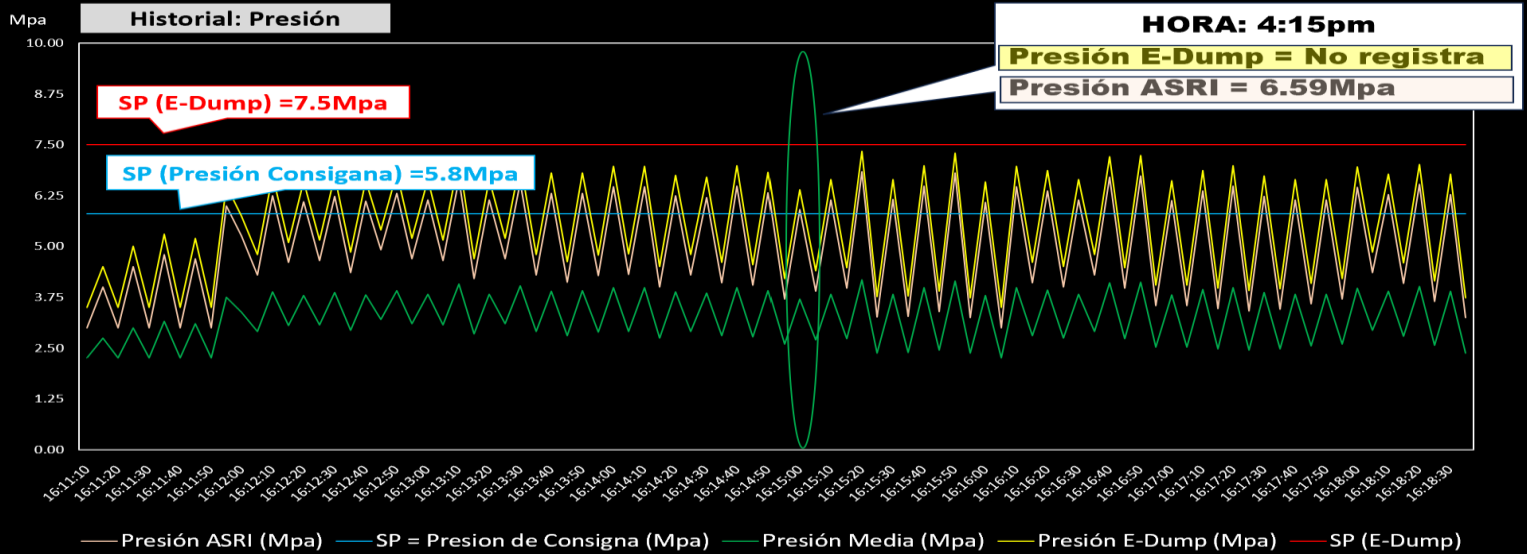
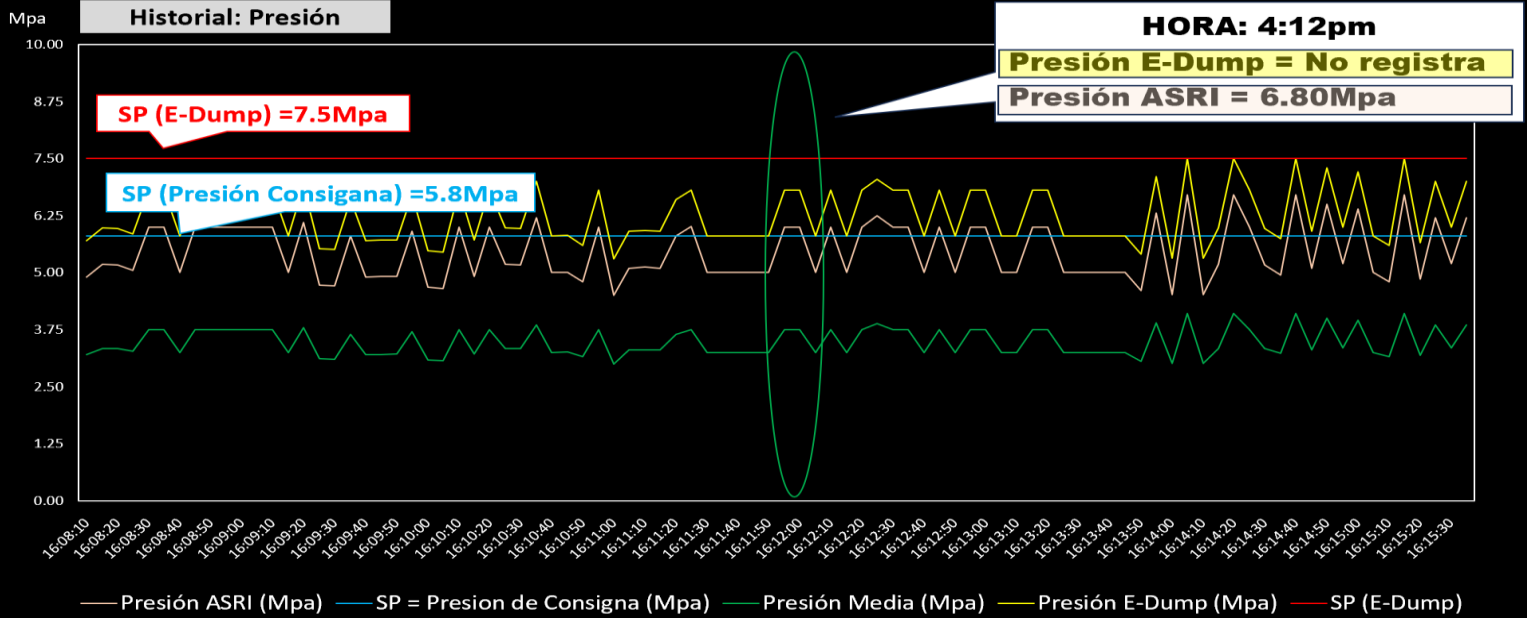
3.5.2.2. Prueba de funcionamiento de válvula E-Dump (01-07-2021)

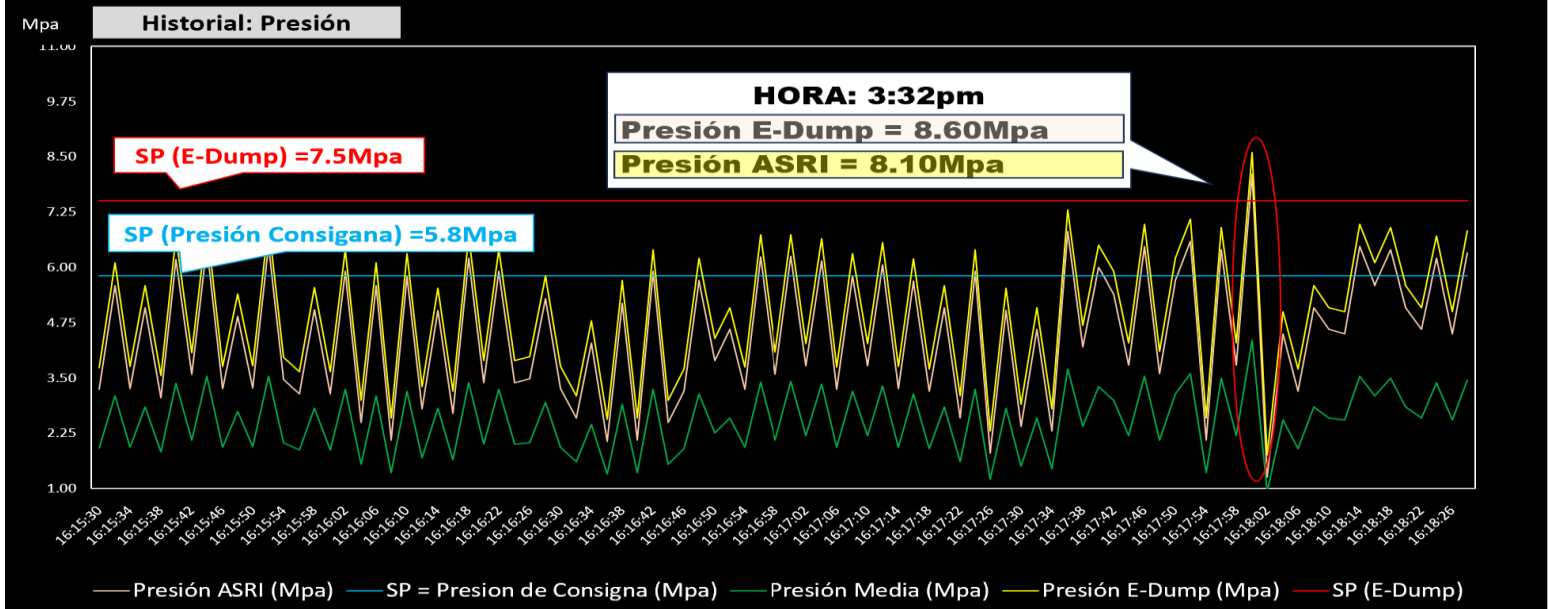
Se introdujeron 5 inchancables de 2.5" y los resultados fueron:

Figura 27

Resultados prueba del 01-07-2021, con imágenes de tendencia desde la pantalla de campo con el SISTEMA ASRI de la chancadora de Pebbles.







Fuente: Gráfico elaborado con datos extraídos del equipo.

3.5.2.3. Resultados de las pruebas con inchancables

- ✓ Durante las pruebas realizadas con 8 inchancables en total a taza llena, se registraron 3 inchancables que no incrementaron la presión del sistema a más de 6 Mpa, pero si generaron ruidos de menor intensidad, condición que no nos debe preocupar ya que no genero sobre esfuerzos en el equipo.
- ✓ Posibilidades de porque estas 3 bolas no incrementaron la presión, posiblemente se fracturaron o generaron deformación de la cavidad sin incrementar la presión del equipo.
- ✓ Está claro que al incrementar la presión por encima de 7.5 Mpa. la válvula si se abre y el equipo se protege.

3.5.2.4. Interpretación de las pruebas con inchancables

Finalmente, bajo las conclusiones extraídas de la prueba en campo, en conjunto de Mantto. Mecánico, personal de SANDVIK y Operaciones Planta Concentradora, se recomienda incrementar la presión de seteo de la válvula E-Dump de 6.5Mpa a 7.5Mpa, es decir ya no se tuvo restricción y se quedó listo para realizar las pruebas variando la presión del E-Dump, así la chancadora pueda operar a su presión de diseño.

3.5.3. Implementar lazo de control automático entre nivel de taza chancadoras vs velocidad de fajas de alimentación:

Control de Procesos realiza la implementación del lazo de control entre velocidad de faja de alimentación y nivel de taza en chancadoras 316-CRC-001 y 316-CRC-002 e Implementa lógica de protección en el lazo de control de las chancadoras frente al ingreso de inchancables. Esta condición nos permitió mantener la cámara de chancado llena, de esta manera logramos maximizar la eficiencia de chancado.

Al mantener los equipos a cámara llena y poder utilizar de forma continua el lazo de control, nos permito evitar trabajar con cámara vacía la cual deforma la cavidad de las chancadoras y disminuye la eficiencia de estos. Se configuro bandas muertas de 5% en el control de nivel de ambas chancadoras (Set point del nivel de la taza de alimentación con un Dead band de +/- 5%)., esto para mejorar la sintonía.

Figura 28

Control de procesos implementa lazo de control en automático para regular nivel de llenado de taza en chancadora en función a la velocidad de la faja de alimentación.

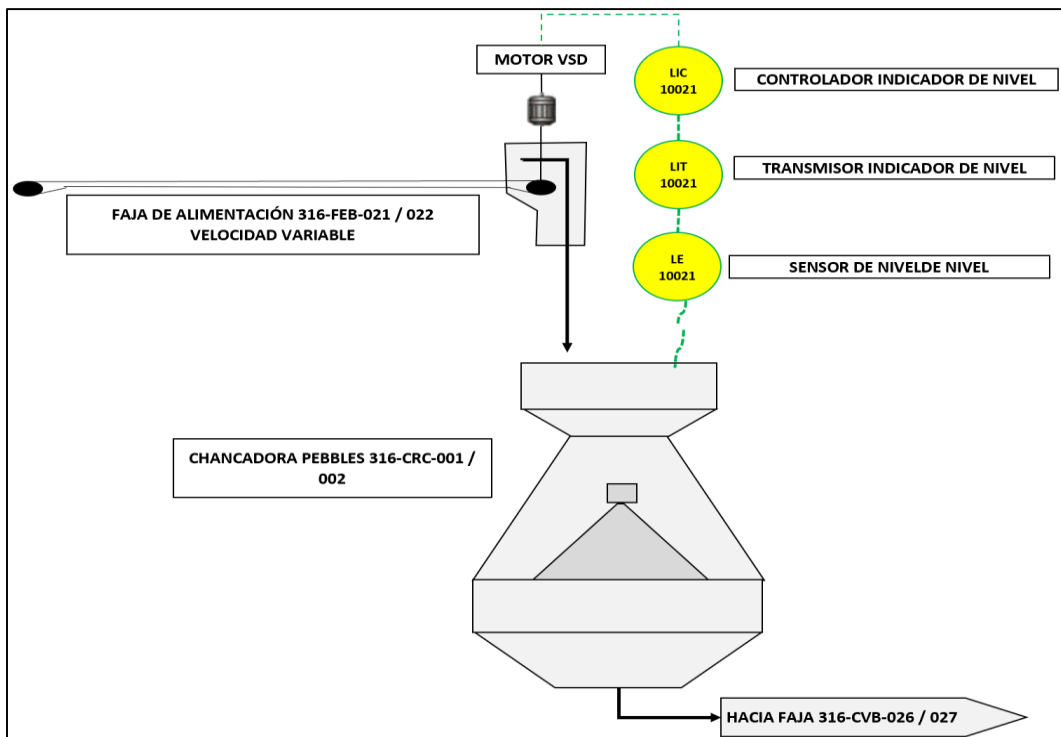
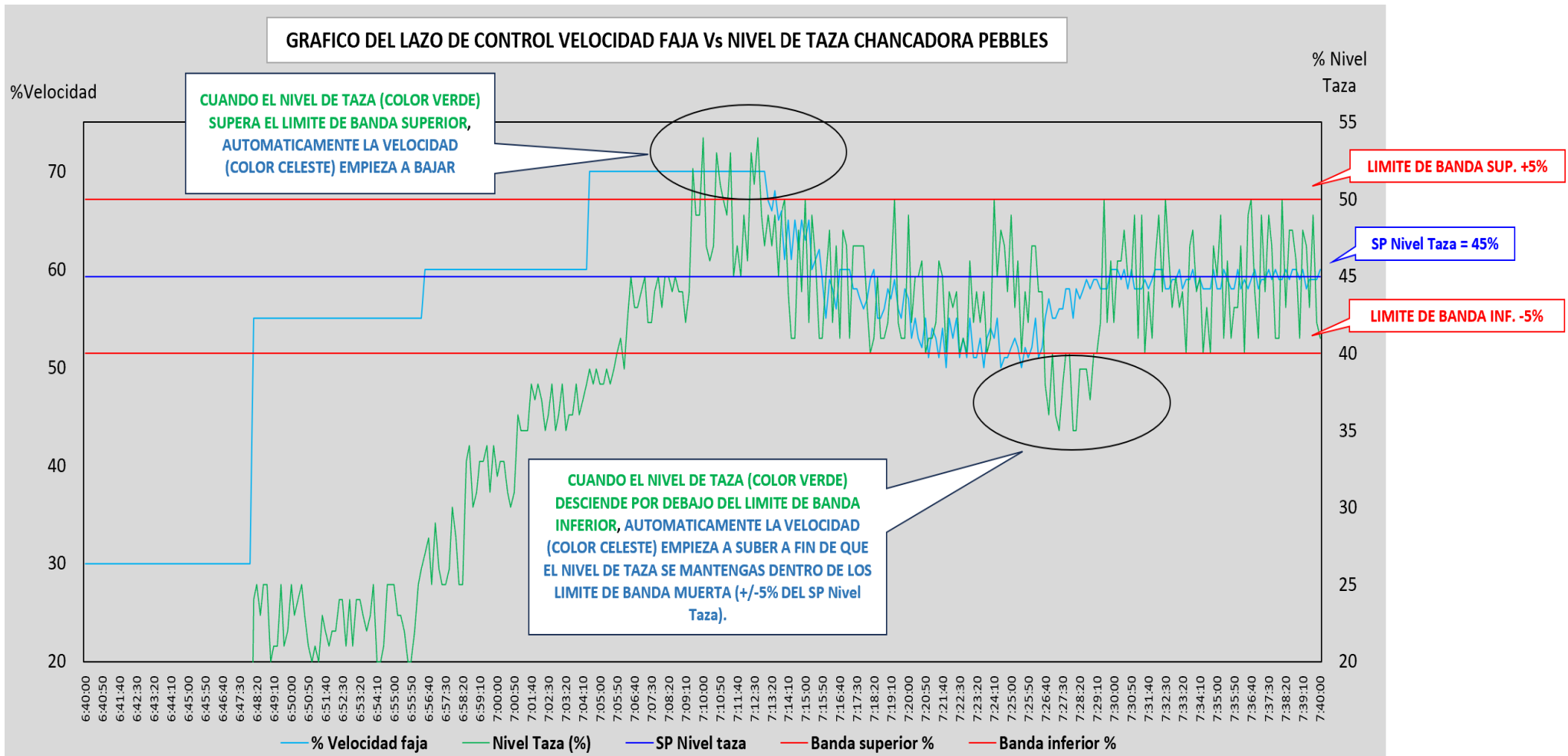


Figura 29

Gráfico de tendencia del nivel de taza de la chancadora antes y después de aplicar el lazo de control en automático con una banda muerta de $\pm 5\%$ Nivel para reducir la variabilidad.

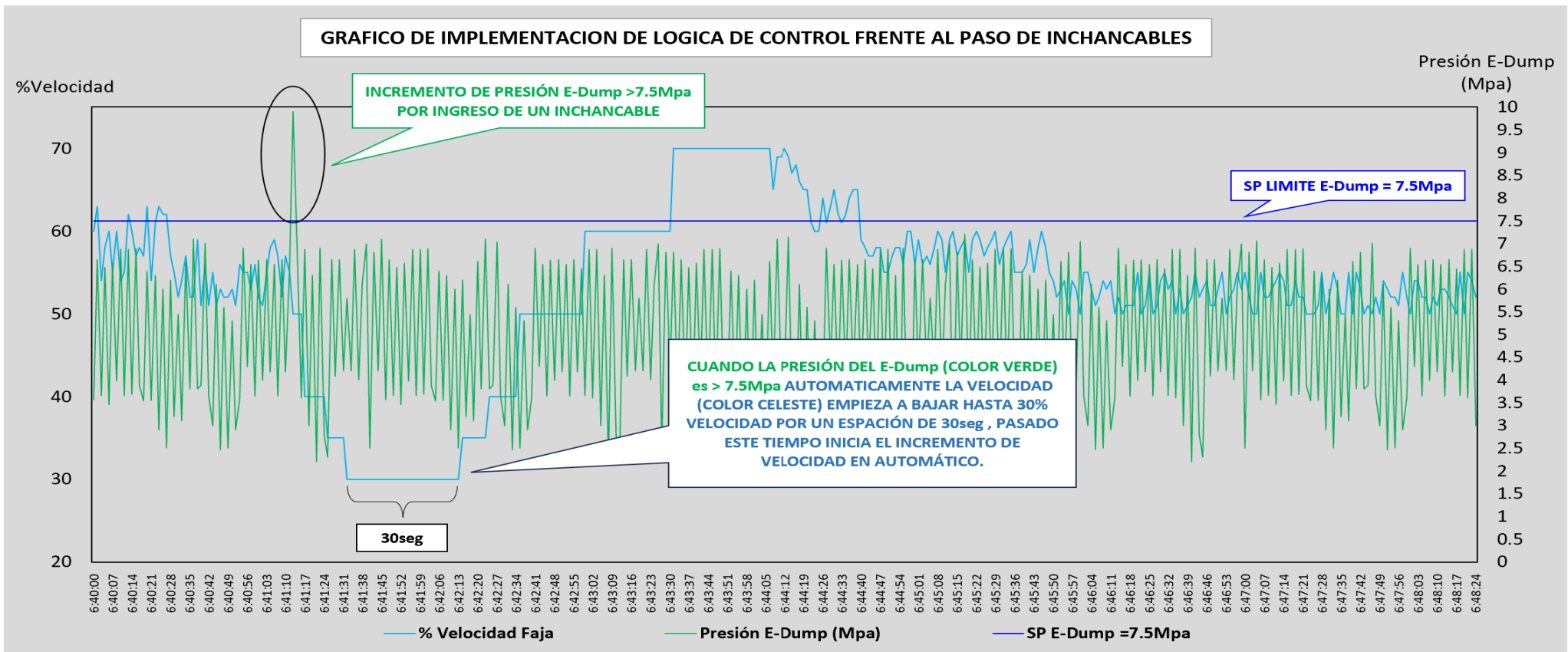


Fuente: Grafico elaboración propia con data Pi System.

Se implementó la lógica del lazo de control para el paso de inchancables donde cada vez que ingresa un inchancable la velocidad de la faja se reduce a 30% por 30seg y se restablece el lazo de control en automático, esto fue aplicado a ambas chancadoras CRC-001 y 002.

Figura 30

Gráfico de implementación de lógica frente al paso de inchancables en chancadora de Pebbles.



Fuente: Gráfico elaboración propia con data Pi System.

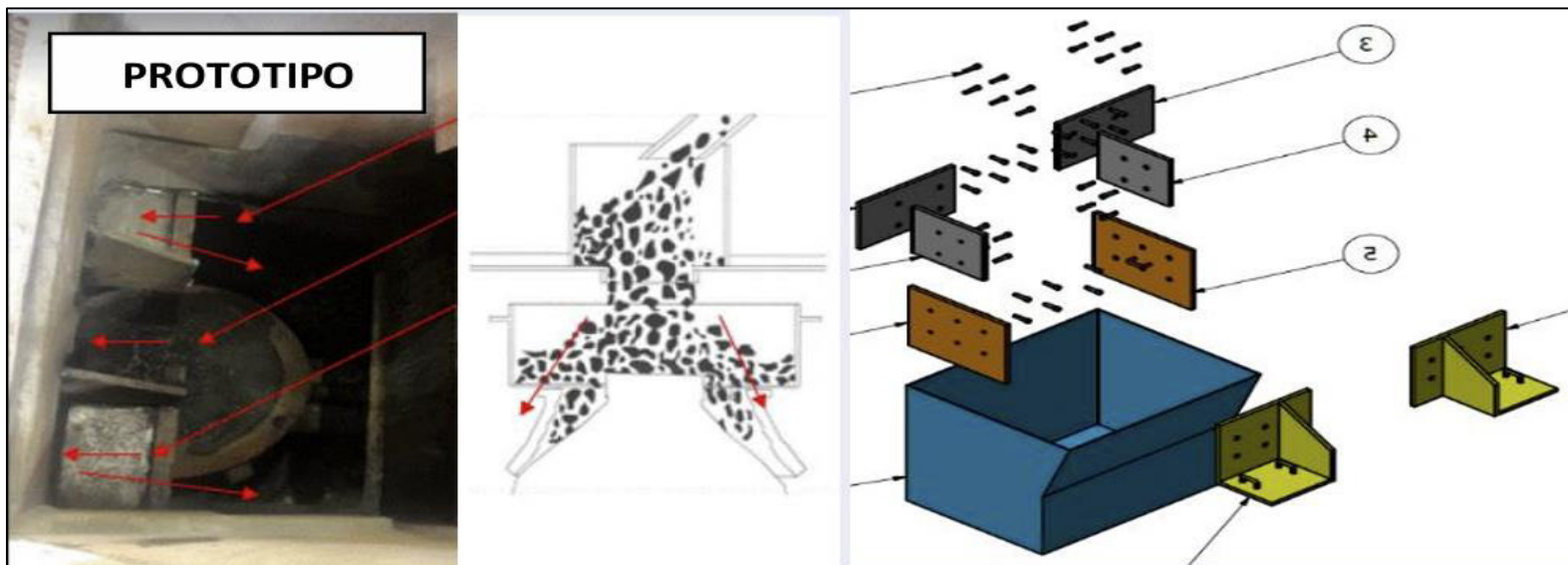
3.5.4. Modificación del chute de alimentación hacia las chancadoras de Pebbles 316-CRC-001 y 316-CRC-002 y regular la bocina excéntrica de la chancadora de Pebbles de 52mm a 48mm.

En la chancadora de pebbles 316-CRC-001 se desarrolló un diseño de chute (prototipo), Este nuevo diseño nos permitió:

- Evitar la deformación de la cavidad.
- Alimentar las TMH sin atoros en el chute.
- Incremento de la eficiencia de chancado.

Figura 31

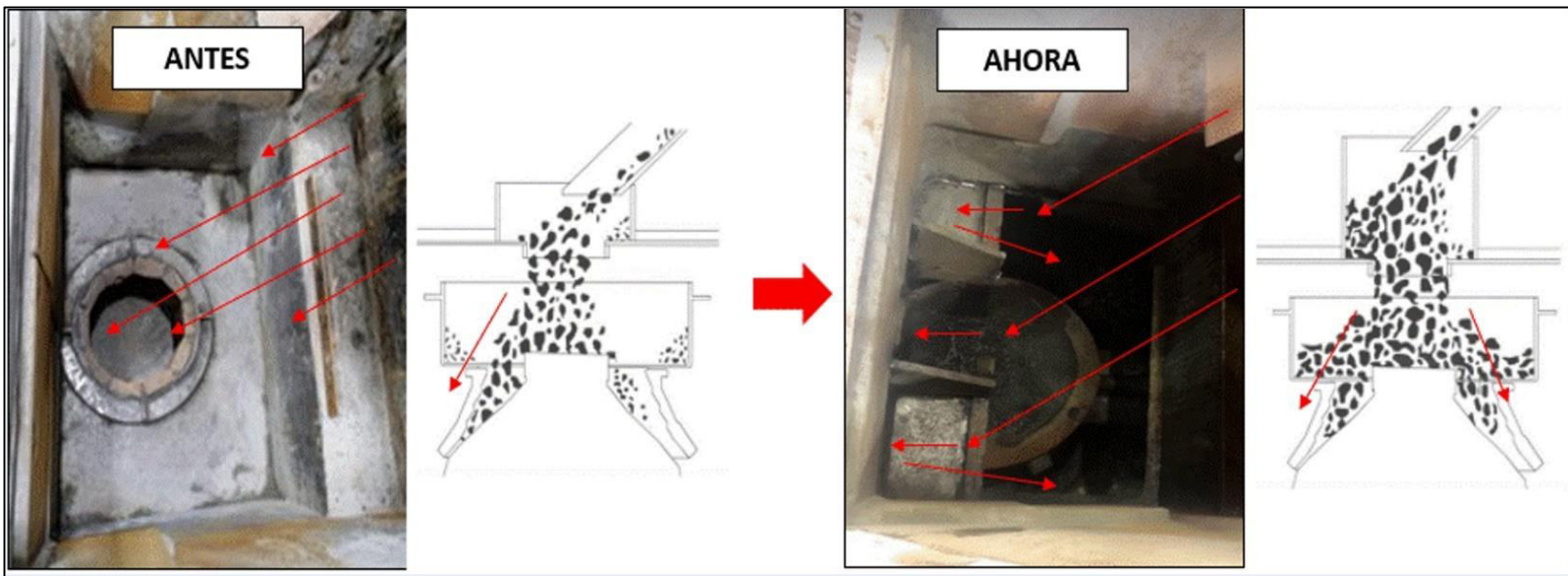
Diseño de chute prototipo para mejorar la distribución de carga en la chancadora de Pebbles.



Fuente: Diseño elaborado insitu con el Equipo de Mantenimiento y Operaciones.

Figura 32

Imagen comparativa del anterior diseño y el actual en uso, donde se mejora la distribución de carga y se evita la deformación de cavidad.



Fuente: Imágenes de elaboración insitu con el cambio final.

En cuanto a las bocinas excéntricas, al disminuir la excentricidad de 52 a 48 mm, estamos reduciendo la capacidad volumétrica de la chancadora aproximadamente en un 7%.

El objetivo aquí es tratar de operar a cámara llena el mayor tiempo posible. Actualmente en M4 y M2 en promedio se genera de 300 a 350 TMH de pebbles, y con 48 mm la capacidad volumétrica del equipo está actualmente entre 420 y 450 TMH (similar a lo establecido en la tabla de capacidad volumétrica estimada) y por ello al ser la capacidad mayor el equipo no logra operar a taza llena y generara desgaste no uniforme, esto está en evaluación, como punto de partida operaremos con excéntricas de 48mm en ambas chancadoras.

Figura 33

Bocina excéntrica de rango de 48mm a 60mm se regula de 52 mm a 48mm.



Fuente: Registro fotográfico tomado insitu, de bocina excéntrica de la chancadora de Pebbles.

Tabla 5

Estimación de capacidad volumétrica estimada en función a la regulación de la bocina excéntrica de la chancadora.

EF Actual		CSS	15 mm
Excentricidad		Cap Volumetrica Estimada	
	24	305	
	28	329	
	32	354	
36	36	378	
40		403	
44		427	
48	48	452	
	52	477	
	56	500	
60	60	526	
64		550	
68		575	
70			

- Cóncavo EF N/P: 452.0263-001
- Manto EF N/P: 452.0264-001

Fuente: Proporcionado por SANDVIK como especialistas de las chancadoras Pebbles.

3.5.5. Capacitación de operadores, personal de sala de control y mantenimiento

En procedimientos de calibración.

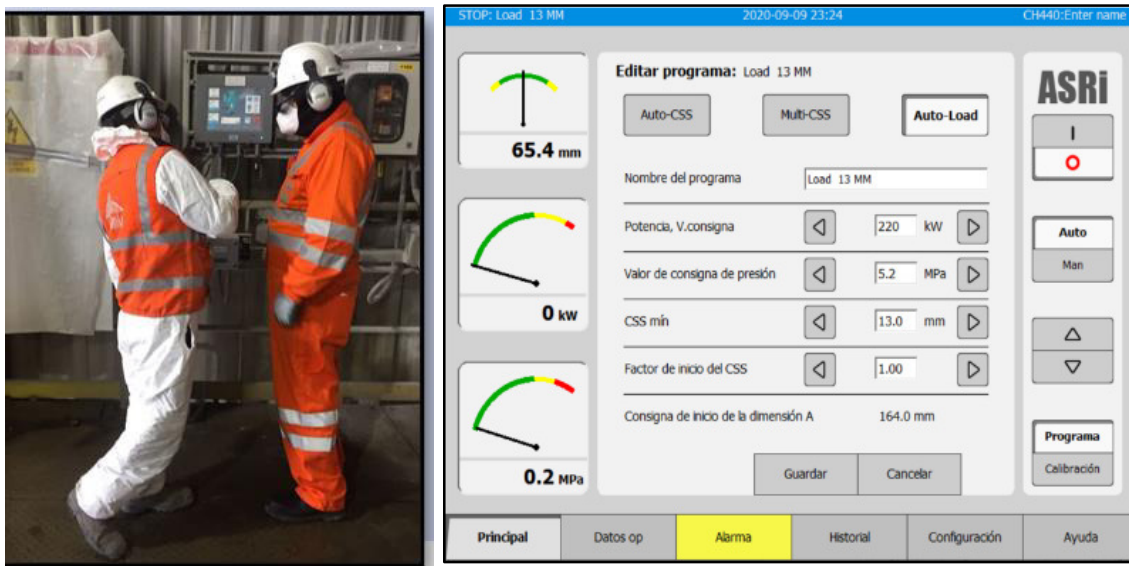
- Selección correcta del programa de chancado.
- Utilización del auto calibrado ASRI

Teniendo claro que mientras más capacitado este el operador mejor será la calidad del producto ya que es el operador el que se encarga de regular las variables de la chancadora, en cuento a Presión consigna, set point del CSS, potencia y nivel de taza de la chancadora.

Se realizo la capacitación a los operadores en campo por personal de SANDVIK. El objetivo aquí fue aprovechar al máximo la capacidad disponible de la chancadora con el expertis del operador.

Figura 34

Capacitación de personal de operaciones insitu con personal de SANDVIK.



Fuente: Registro fotográfico insitu durante la capacitación.

3.5.6. Programa de pruebas metalúrgicas para reducir el P80 de las chancadoras de Pebbles

Enviando un producto más fino hacia la molienda SAG y con ello generar un incremento del Throughput (tratamiento de mineral).

Aquí se realizaron una serie de pruebas teniendo como base las mejoras implementadas anteriormente, así las pruebas fueron:

3.5.6.1. Primera prueba preliminar con mineral M1 taza vacía vs taza llena (fecha 03-03-2021)

Se realizó una prueba puntual preliminar con mineral M1 y M4 de realizado las oportunidades de mejora descritas anteriormente.

Teniendo en cuenta esta prueba se realizó sabiendo que la deformación de cavidad de la chancadora de Pebbles 316-CRC-001 tenía una deformación de 6 mm, es decir si opera a 10 mm de SP del CSS la eficiencia del equipo será en base a 16 mm a más aproximadamente debido a la deformación de cavidad, así se detalla los resultados de la Prueba:

- Muestreo N°1: Chancado a cámara vacía, la velocidad del alimentador @ 40% (245tph).
- Muestreo N°2: Chancado a cámara llena, la velocidad de alimentador llega hasta 87% (411tph).

3.5.6.1.1. Condiciones operativas (PI System):

Antes de la prueba preliminar se establecieron las siguientes condiciones a tener en cuenta para garantizar la buena ejecución de la prueba:

- En ambos muestreos el tamaño de alimentación fue el mismo (K80 34.44 mm), con tamaños de partículas de hasta 63.5mm (@2 ½”), confirmado con los 2 muestreos realizados en la alimentación.

- La operación con la cámara de chancado llena, se obtiene un producto más fino con respecto a la cámara vacía, reduciendo el P80 de 23.07 mm hasta 17.74mm (-5.33 mm), optimizando el ratio de reducción del equipo de 1.58 hasta 2.05, sin embargo aún por encima del setting (tener en cuenta que esta cavidad tiene una deformación de 6 mm, si opera a 10 mm de setting la eficiencia del equipo será en base 16mm por ello se evidencia esto en la prueba donde el producto salió 17.74mm), esto debe mejorar ya que ahora que la distribución es más uniforme la deformación de la cavidad se ira uniformizando en el tiempo.
- La evaluación realizada es importante como punto de partida con mineral M1, sin embargo, la mejor referencia nos dará la evaluación con el mineral M4B competente que procesamos en planta, con mayor WI, mayor Ai y mayor producción de Pebbles.
- Físicamente se vio en campo una mejor distribución en la alimentación a la chancadora
- Debemos considerar también que es muy importante reducir el P80, pero sin quitarle capacidad a las chancadoras para subir el porcentaje de tratamiento con respecto a la carga fresca > 10%.

Tabla 6

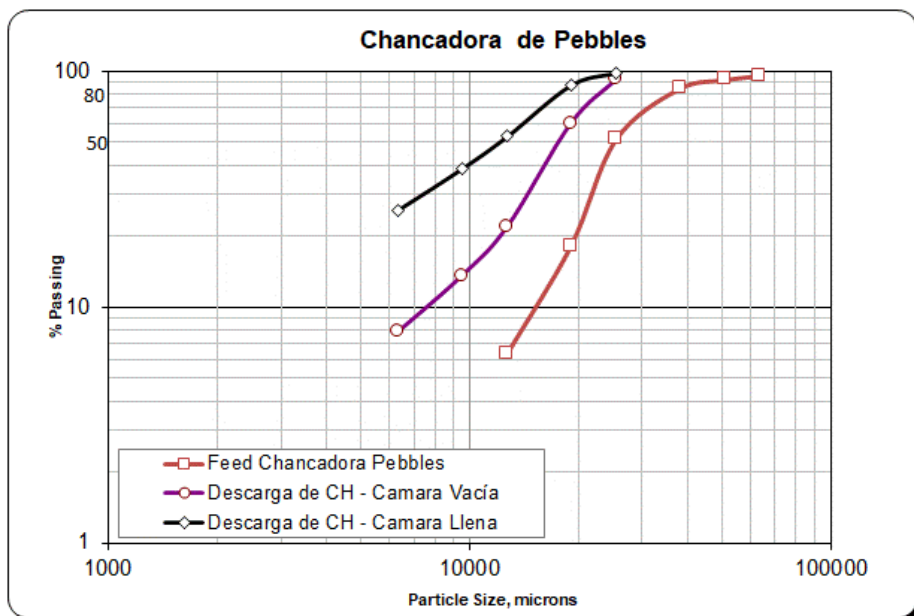
Datos obtenidos de la prueba con condiciones operativas del PI System.

	TONELADAS HORA CVB021 PEBBLES	TONELADAS HORA CVB751 PEBBLES	FLUJO AGUA A ZARANDAS FIC10001 PEBBLES	NIVEL BIN LADO SUR LIT10035 PEBBLES	NIVEL BIN LADO NORTE LIT10035 PEBBLES	NIVEL BOLSILLO CHANC CRC001 LIT10021 PEBBLES	PRES HIDROSET CHANCADORA CRC001	POTENCIA CHANCADORA CRC001	CSS CLOSE SISE SETTING CRC001	VELOCIDAD MOTOR FAJA A CH 01 SET POINT	TONELADAS HORA CVB028 PEBBLES
	316WI10001.PBL	316WI10003.PBL	316FIC10001.PBL	316LIT10036.PBL	316LIT10035.PBL	316LIT10021.PBL	316PI10016.PBL	316JI10001.PBL	316ZI10013.PBL	316SIFEB021_SP.PBL	316WI10002.PBL
	t/h	t/h	m3/h	%	%	%	MPa	kW	mm	%	t/h
Cámara Vacía	31.75	20.47	311.94	35.24	26.00	0.00	0.93	98.73	10.37	40.00	245.31
Cámara Llena	44.25	20.56	311.16	14.67	26.00	60.86	2.06	235.77	10.87	87.21	411.64

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel

Figura 35

Gráfico comparativo operación de chancadora con nivel de taza vs taza vacía con mineral M1.



Alimentación Chancadora:	D80(mm) = 36.44	D50(mm) = 25.21
Producto Camara Vacía:	D80(mm) = 23.07	D50(mm) = 17.70
Producto Camara Llena:	D80(mm) = 17.74	D50(mm) = 12.06

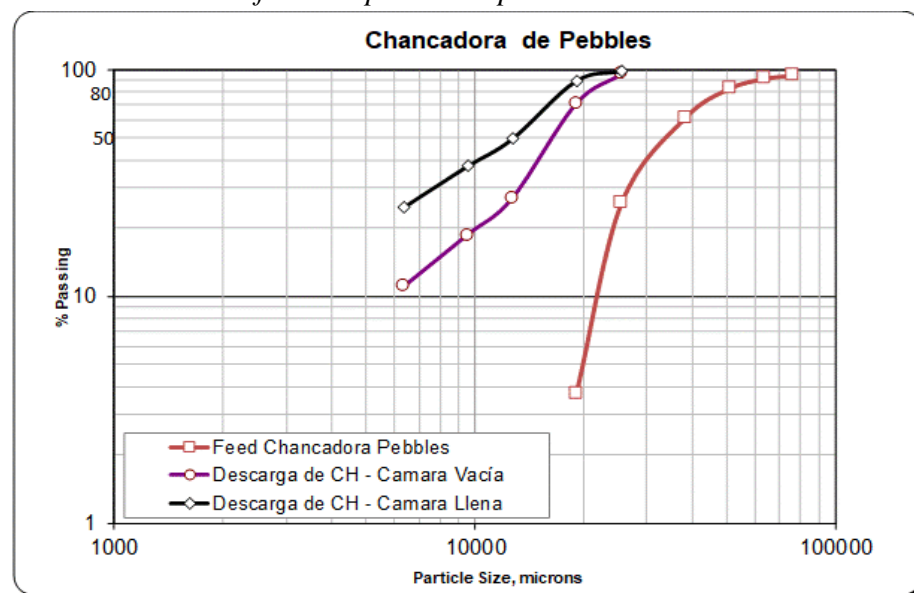
	Muestreo 1	Muestreo 2
Camara de chancado	Vacía	Llena (PI = 60%)
Tonelaje de alimentación	245 tph	411 tph
CCS	10mm	10mm
Alimentación K80, mm	36.44	36.44
Descarga K80, mm	23.07	17.74
Ratio de reducción, R80	1.58	2.05
Ratio de reducción, R50	1.42	2.09

Diferencia de -5.33mm

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Figura 36

Gráfico comparativo operación de chancadora con nivel de taza vs taza vacía con mineral M4.



Alimentación Chancadora:	F80(mm) = 49.34	D50(mm) = 34.75
Producto Camara Vacía:	P80(mm) = 21.48	D50(mm) = 16.48
Producto Camara Llena:	P80(mm) = 17.68	D50(mm) = 12.79

	Muestreo 1	Muestreo 2
Camara de chancado	Vacía	Llena (PI = 41%)
Tonelaje de alimentación	357 tph	420 tph
CCS	15 mm	15 mm
Alimentación K80, mm	49.34	49.34
Descarga K80, mm	21.48	17.68
Ratio de reducción, R80	2.30	2.79
Ratio de reducción, R50	2.11	2.72

Diferencia de -3.80mm

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

3.5.6.1.2. Resultados de primera prueba preliminar

- La habilitación del lazo de control en la chancadora 316-CRC-001 (ver ítem 3.5.3.) y su sintonía están permitiendo una operación con taza llena (se está manejando con valores de 40 a 50% de set point de nivel de taza).
- El nuevo diseño de chute permite una buena distribución de carga en la cámara de chancado (ver ítem 5.5.4.), la eficiencia de la chancadora nro. 1 debe ir mejorando mientras se corrige la deformación de la cavidad (en esta prueba la chancadora tiene una deformación de cavidad de 6mm).
- Los resultados de la evaluación realizada es importante como punto de partida con Mineral M1, y se evidencia una mejora notable cuando se opera con cámara llena en comparación a una operación con cámara vacía, mejorando el ratio de reducción de 1.58 a 2.05, si bien el tamaño del producto fue de 17.74mm teniendo un Set point de CSS de 10mm esto se debe a que la cavidad tiene una deformación de 6 mm, de acuerdo a la última inspección entre Mantto y Sandvik, esto debe mejorar ya que ahora que la distribución es más uniforme la deformación de la cavidad se ira uniformizando en el tiempo.
- Los resultados de la evaluación realizada en las chancadoras 316-CRC-001 y 002 nos indican que trabajar a taza llena genera un beneficio a la operación según los resultados:
 - a) Los resultados con chancadora 316-CRC-001 y mineral M1 nos indican que chancar a taza llena genera un producto más fino en -5.33mm.
 - b) Los resultados con chancadora 316-CRC-002 y mineral M4B nos indican que chancar a taza llena genera un producto más fino en -3.80mm.

3.5.6.1.3. Interpretación de primera prueba preliminar

- Habilitar el lazo de control de velocidad de faja y nivel de taza de la chancadora CRC-001 y 002 es una gran mejora, ya que de acuerdo a los resultados operar con nivel de taza en las chancadoras genera un beneficio en cuanto a un producto más fino.
- De acuerdo a los resultados alentadores obtenidos en la prueba inicial tanto en la chandora 316-CRC-001 y CRC-002, donde operar con nivel de taza genera un producto más fino, se recomienda trabajar con lazo de control de nivel en la Chancadora CRC-001 y 002.

3.5.6.2. Segunda prueba con mineral M4 variando nivel de taza de chancadora de 0%, 25%, 35% y 45% (fecha 28-04-2021)

Esta segunda prueba tiene como objetivo encontrar el nivel de taza optimo que nos permita tener el producto de la chancadora de pebbles (P80) más fino, así para todos los muestreos el tamaño de alimentación fue el mismo (K80 43 mm).

Tabla 6

Datos obtenidos de la prueba con condiciones operativas del PI System

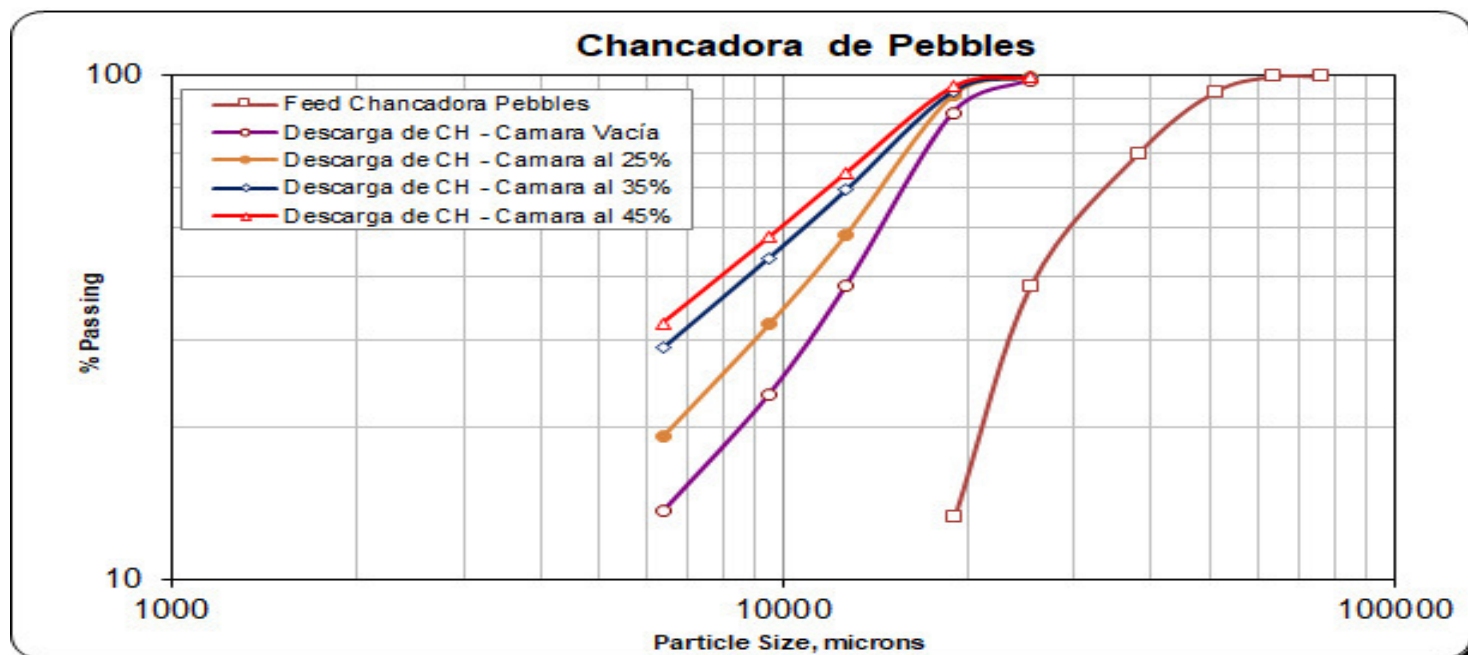
	Muestreo 1	Muestreo 2	Muestreo 3	Muestreo 4
Camara de chancado	Vacia	25%	35%	45%
Tonelaje de alimentación	289 tph	490tph	481tph	466tph
CCS (SP), mm	10	10	10	10
Alimentación K80, mm	43.46	43.46	43.46	43.46
Descarga K80, mm	18.52	17.45	16.63	15.90
Ratio de reducción, R80	2.35	2.49	2.61	2.73
Ratio de reducción, R50	2.08	2.34	2.80	3.06

A nivel de taza de 45% se logra el mejor resultado, menor tamaño y mayor ratio de reducción.

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Figura 37

Gráfico comparativo operación de chancadora variando el nivel de taza a fin de encontrar el nivel de taza optimo con mineral M4.



Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

3.5.6.2.1. Resultados de segunda prueba con mineral M4 variando nivel de taza de chancadora

- Hay tendencia a mejorar la granulometría del producto (menor K80) al operar con mayor nivel de cámara de chancado, reduciendo el K80 hasta 15.90 mm (-2.6 mm en comparación con la prueba con cámara vacía), optimizando la ratio de reducción del equipo de 2.35 hasta 2.73.
- La mayor diferencia se tiene en las fracciones finas en donde se reduce el K50 hasta 9.9mm (-4.6mm en comparación con la prueba con cámara vacía), el R50 mejora de 2.08 a 3.06.
- A condiciones de cámara de chancado entre 35% y 45%, los resultados obtenidos son similares en todas las fracciones de tamaño.

3.5.6.2.2. Interpretación de la segunda prueba con mineral M4 variando nivel de taza de chancadora.

Se recomienda realizar una prueba adicional en campaña M4 o M2 que son mineral de alta competencia, donde se varíe el nivel de taza a valores mayores a 45% para poder si el perfil granulométrico mejora o se mantiene a fin de poder establecer con seguridad el nivel de taza óptimo en las chancadoras de Pebbles.

3.5.6.3. Tercera prueba con mineral M2 variando nivel de taza de chancadora de 0%, 25%, 35%, 45%, 55%, 65%, 75% (fecha 30-04-2021)

Teniendo como base los resultados de la segunda prueba se realizó una evaluación a niveles de taza mayores a 45% y en el nivel de taza de 75% se muestreo por una hora cada 20min para ver si era consistente en el tiempo.

Durante el muestreo a cámara llena a un 75% en el intervalo de 1h, tanto las variables operativas como los resultados obtenidos se mantuvieron estables en el tiempo.

El objetivo de la tercera prueba es determinar el %nivel de taza óptimo que permita obtener el producto de chancado (P80) más fino, así se tienen los resultados:

Tabla 7

Resultados de incremento de tamaño fino %-1/2”.

		RESULTADOS					
		ALIMENTACIÓN		DESCARGA		RESULTADOS	
Hora	Tipo Mineral: M2A	k80, mm	- 1/2 ", %	k80, mm	- 1/2 ", %	RR 80	Fines Productivity, tph
15:20	Muestreo 01 - Nivel = 0%	41.68	0.64	18.25	42.64	2.28	201
15:27	Muestreo 02 - Nivel = 25%	41.68	0.64	16.87	58.35	2.47	277
15:32	Muestreo 03 - Nivel = 35%	41.68	0.64	17.02	57.93	2.45	275
15:37	Muestreo 04 - Nivel = 45%	41.68	0.64	16.70	58.18	2.50	276
15:46	Muestreo 05 - Nivel = 55%	41.68	0.64	17.23	55.32	2.42	262
15:53	Muestreo 06 - Nivel = 65%	41.68	0.64	16.97	57.93	2.46	274
16:03	Muestreo 07 - Nivel = 75%	41.68	0.64	16.92	58.84	2.46	274
16:20	Muestreo 08 - Nivel = 75%	37.17	0.57	16.96	56.30	2.19	264
16:40	Muestreo 09 - Nivel = 75%	44.11	0.62	16.82	59.03	2.62	283
17:03	Muestreo 10 - Nivel = 75%	47.23	0.86	17.66	50.50	2.67	242

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Tabla 8

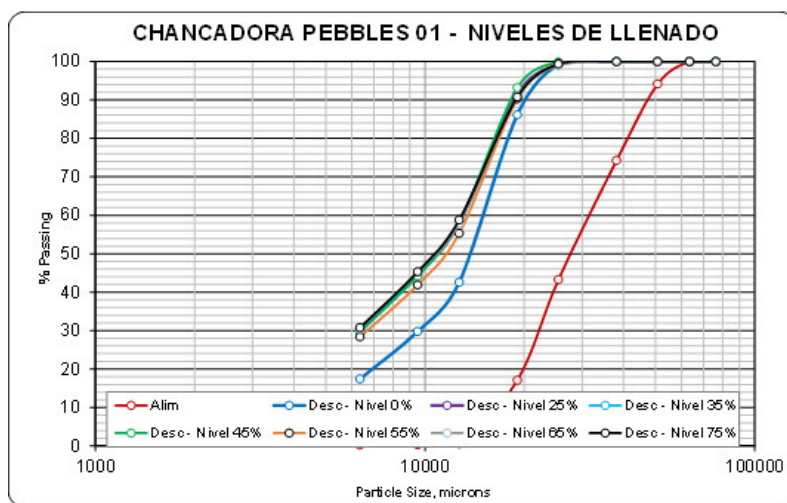
Datos obtenidos de la prueba con condiciones operativas estable

	Muestreo 1	Muestreo 2	Muestreo 3	Muestreo 4	Muestreo 5	Muestreo 6	Muestreo 7	Muestreo 8	Muestreo 9	Muestreo 10
Camara de chancado	Vacía	25%	35%	45%	55%	65%	75%	75%	75%	75%
Tonelaje de alimentación, tph	479	479	479	479	485	474	470	474	484	487
CCS, mm	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Alimentación K80, mm	41.68	41.68	41.68	41.68	41.68	41.68	41.68	37.17	44.11	47.23
Descarga K80, mm	18.25	16.87	17.02	16.70	17.23	16.97	16.92	16.96	16.82	17.66
Ratio de reducción, R80	2.28	2.47	2.45	2.50	2.42	2.46	2.46	2.19	2.62	2.67
Ratio de reducción, R50	2.03	2.64	2.62	2.62	2.48	2.65	2.67	2.52	2.86	2.54

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Figura 38

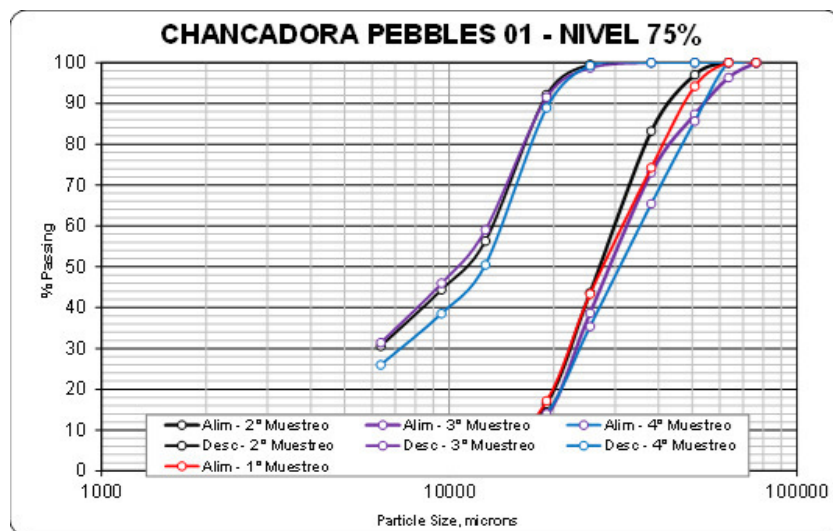
Gráfico de perfiles granulométricos del producto de la chancadora a diferentes niveles de taza



Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Figura 39

Gráfico de perfiles granulométricos del producto de la chancadora a diferentes a un nivel de taza de 75% tomado en 1h cada 20min.



Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

3.5.6.3.1. Resultados de la tercera prueba con mineral M2 variando nivel de taza de chancadora

- Se tiene una mejora en granulometría y productividad de finos ($<1/2''$) realizando el chancado a cámara llena:
 - Aumento de Ratio de Reducción de 2.28 a 2.46 (promedio) chancando a cámara llena con respecto a cámara vacía.
 - Aumento de Productividad de Finos de 201 tph a 274 tph (promedio) chancando a cámara llena con respecto a cámara vacía, es decir, un aumento de tonelaje fino ($- 1/2''$) en @73 tph que regresa al Molino SAG 01 con la probabilidad de aumentar el rendimiento.
 - Trabajando a cámara llena, el 50 % de tamaños se encuentran menor a 11 mm, sin embargo, a cámara vacía el 50% de tamaños se encuentra menor a 14 mm.
- Se tiene una ligera tendencia de mejora en el perfil granulométrico de producto de Chancado conforme aumentan el nivel de llenado de la Cámara, sin embargo, de acuerdo a lo comentado durante las reuniones, pienso que el P80 podría mejorar ajustando variables de la chancadora como los límites de la válvula E-Dump y ajustes en los perfiles que recomienda Sandvik.

3.5.6.3.2. Interpretación de tercera prueba con mineral M2 variando nivel de taza de chancadora

Se observa que a partir de un nivel de taza de 45% hasta 75% no hay una mejora sustancial del P80 del producto de la chancadora lo cual nos da un indicativo de que el nivel de taza optimo es 45% nivel de taza, si bien a 75% de nivel de taza el perfil granulométrico es similar y el P80 no varía, trabajar con nivel de taza de 75% operativamente es muy riesgoso ya que la chancadora podría tener eventos de sobrecarga ante una falla del sensor de nivel, esta podría rebalsar y generar daño a la faja de alimentación.

3.5.6.4. Cuarta prueba comparando escenario de operación anterior y escenario con cambios para ver impacto en el tratamiento de mineral de la molienda SAG (fecha 01-05-2021)

Se realizaron 02 muestreos para evaluar el impacto en el molino SAG N°1, el modo de operación de la chancadora pebbles N°1 bajo 02 escenarios, en donde se modificaron el nivel de llenado de la taza de chancado, CCS y límite de presión E-Dump. El tiempo de evaluación y muestreo por cada condición fue de 1 hora, tratando de mantener el circuito estable, así se tienen los escenarios de prueba:

Tabla 9

Comparación de variables de operación de la chancadora de Pebbles en condiciones antes y después de implementación de mejoras.

Descripción	Escenario Cámara vacía Como se venía operando antes de las mejoras (de 10:05am a 10:45am)	Escenario Cámara 75% Operando con la aplicación de las mejoras (de 11:15am a 11:55am)
Modo de operación	Manual	Lazo control automático
Nivel de taza ó cámara	Vacía (0%)	75%
CSS	13mm	10mm
Presión consigna	4.8Mpa	5.7Mpa
Potencia de consigna	400Kw	450Kw
Limite presión E-Dump	6.5Mpa	7.5Mpa

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Tabla 10

Datos obtenidos de la prueba comparativa.

	Cámara Vacía - 01 May 09:45 - 10:45 hrs	Cámara Llena 75% - 01 May 10:55 - 11:55 hrs
k80 Alim Chancadora 01, mm	35.93	40.19
k80 Desc Chancadora 01, mm	22.52	16.25
RR 80	1.60	2.47
k80 OS Trommel SAG 01, mm	35.73	36.16
k80 US Trommel SAG 01, mm	1.39	1.85
k80 OF Ciclones, mm	0.274	0.279

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Tabla 11

Data Operativa circuito SAG - Pebbles

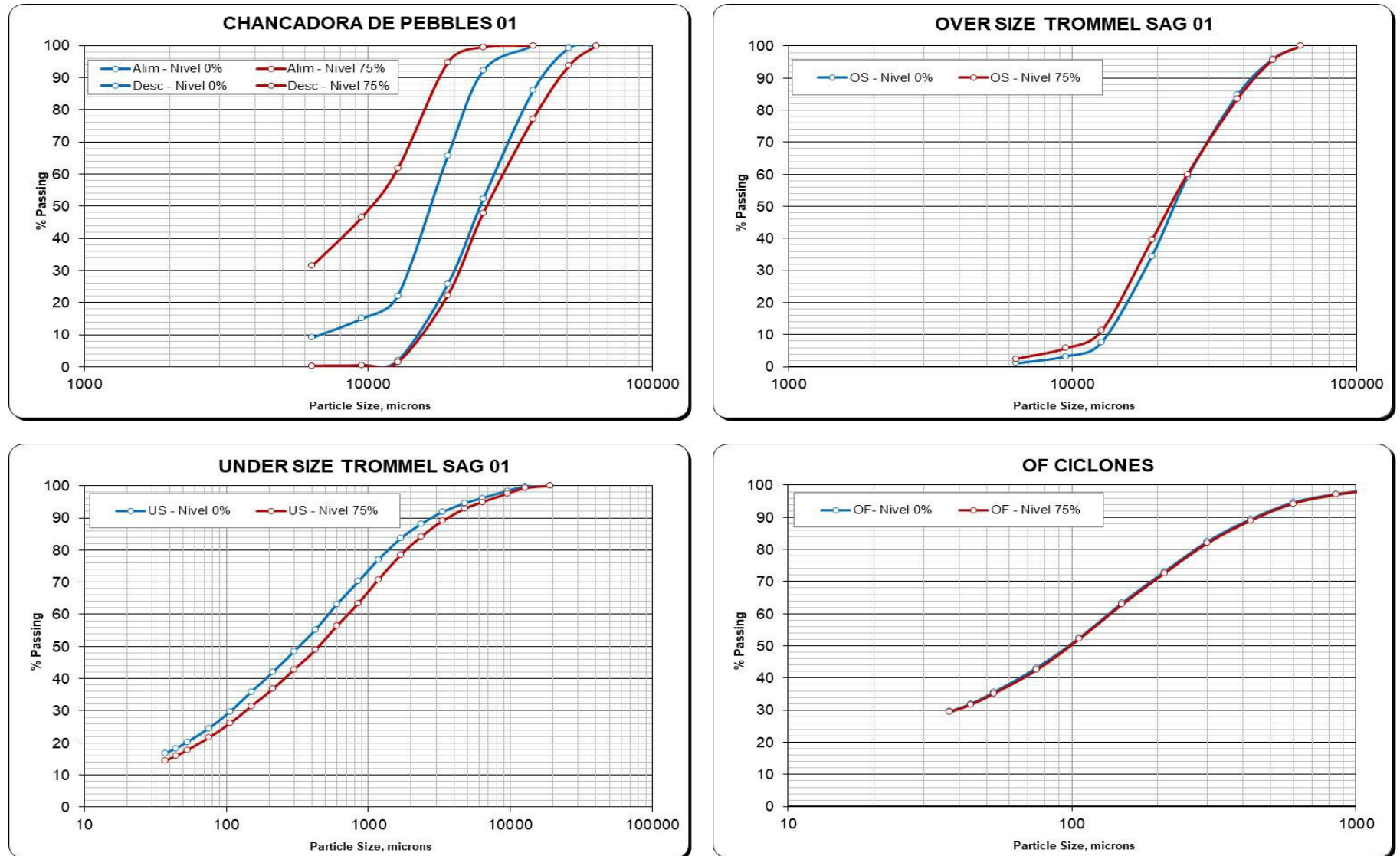
Descripción			Cámara Vacía - 01 May 09:45 - 10:45 hrs			Cámara Llena 75% - 01 May 10:55 - 11:55 hrs		
Molinos SAG			SAG-01	SAG-02	Total	SAG-01	SAG-02	Total
	Alimentación Fresca	tph secas	3,460	4,266	7,726	3,531	4,270	7,801
	Potencia	Kw	11,574	13,164		11,379	13,221	
	Veloc. Op.	RPM	8.61	9.14		8.61	9.14	
	CEE	kW-h/t	3.24	2.99		3.12	3.00	
	Presión Feed	KPa	5,370	6,477		5,342	6,478	
	Presión Desc	KPa	5,296	6,193		5,246	6,189	
	Generación Pebbles	tph húmedas	513	185	698	342	192	534
	Ratio Pebbles	%	14.4	4.2		9.4	4.4	
	%Sólidos Desc	%	79.9	78.0		80.0	78.0	
Pebbles			CH-01	CH-02		CH-01	CH-02	
	Nivel de cámara	%	0			75		
	CSS	mm	13			10		
	Límite de Presión E-Dump	Mpa	6.5			7.5		
	Potencia	kW	115			360		
	Desc Chanc Faja 28	tph húmedas	593			479		

 **0.97 %**

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Figura 40

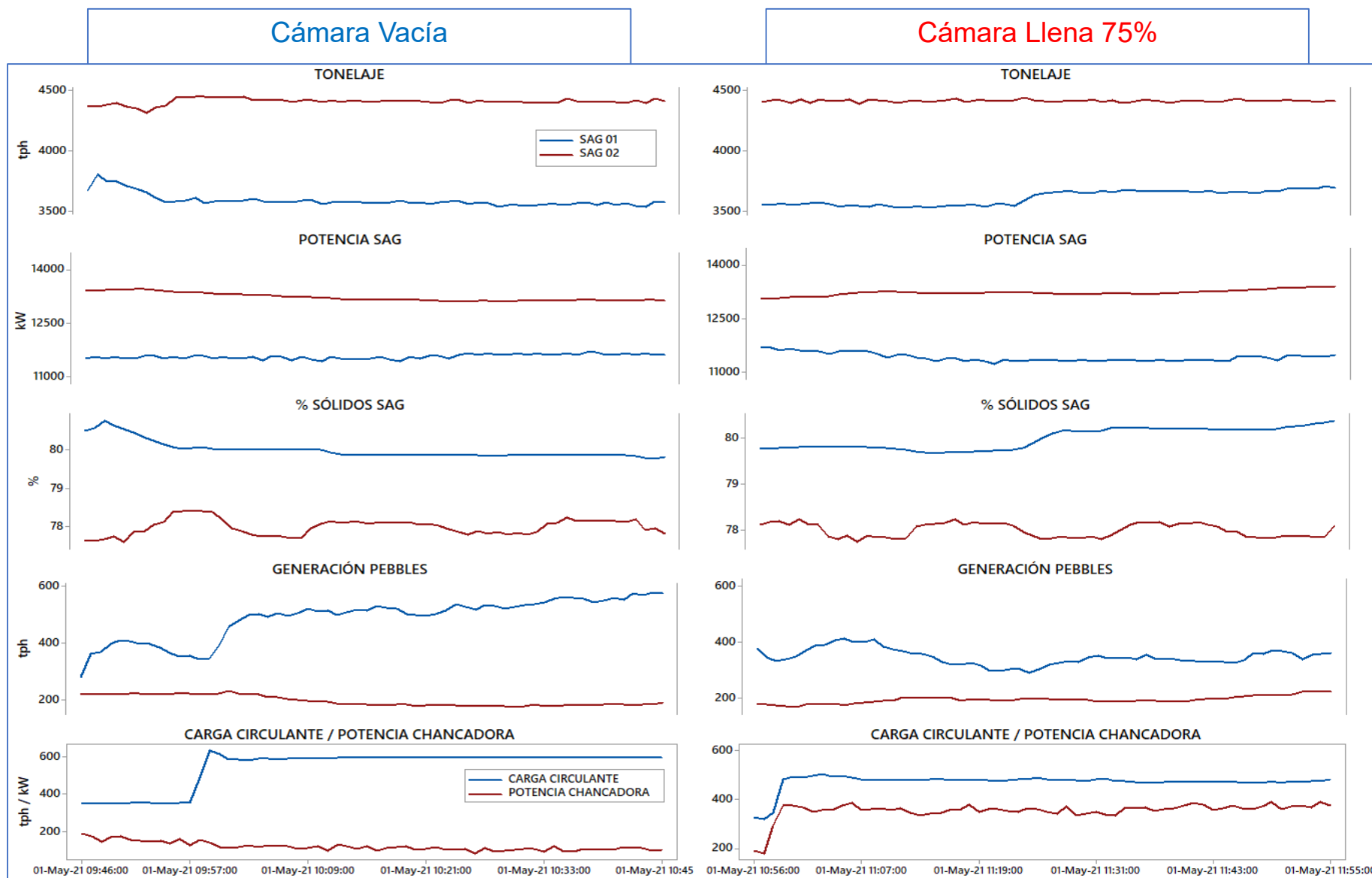
Gráfico de perfiles granulométricos comparativos en Pebbles, SAG y Nido de Ciclones



Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Figura 41

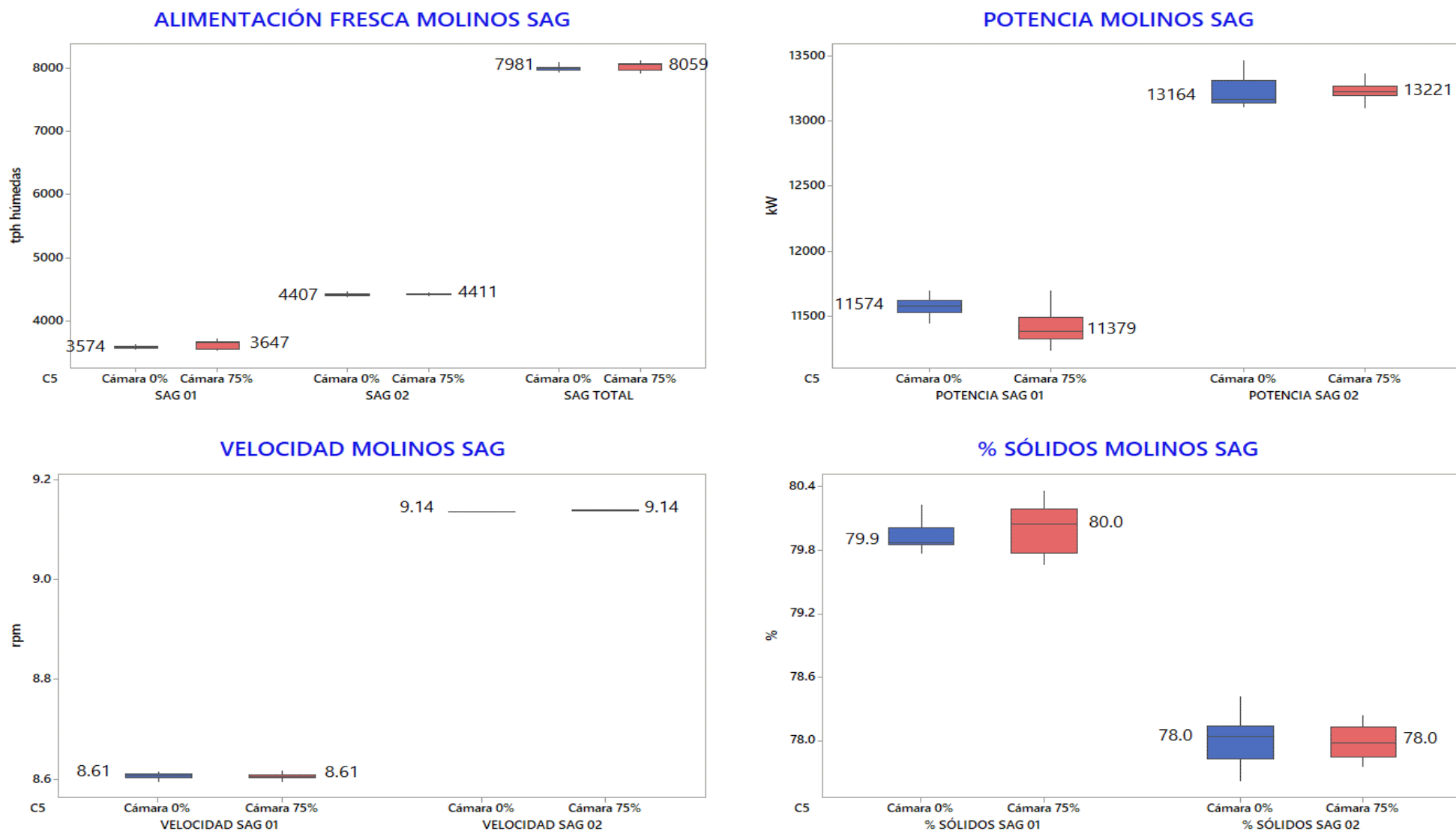
Gráfico comparativo en series de tiempo de variables operativas en la Molienda SAG y Chancado de Pebbles.



Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Minitab.

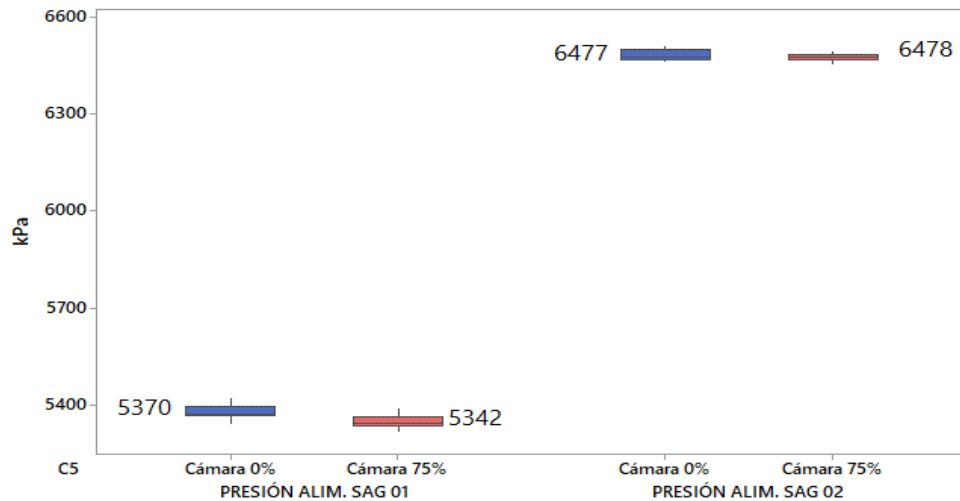
Figura 42

Gráfico de cajas comparativo de variables operativas en la Molienda SAG.

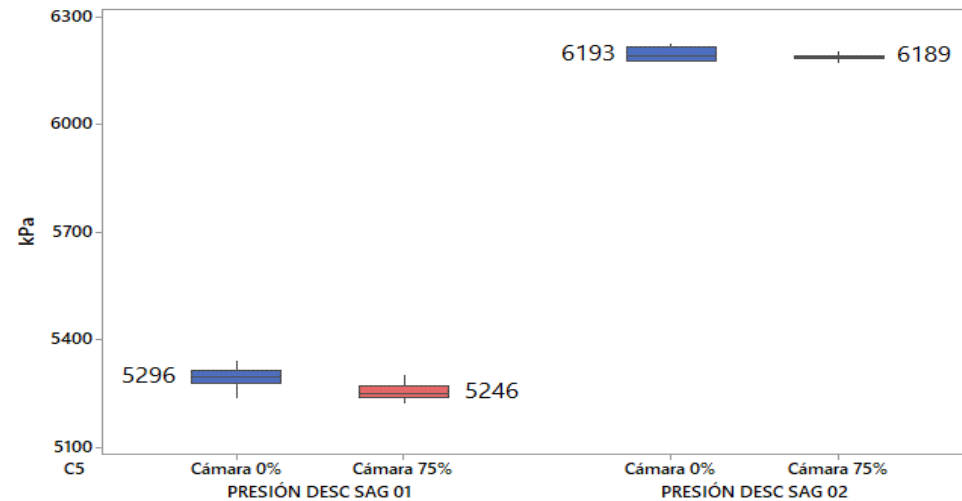


Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Minitab.

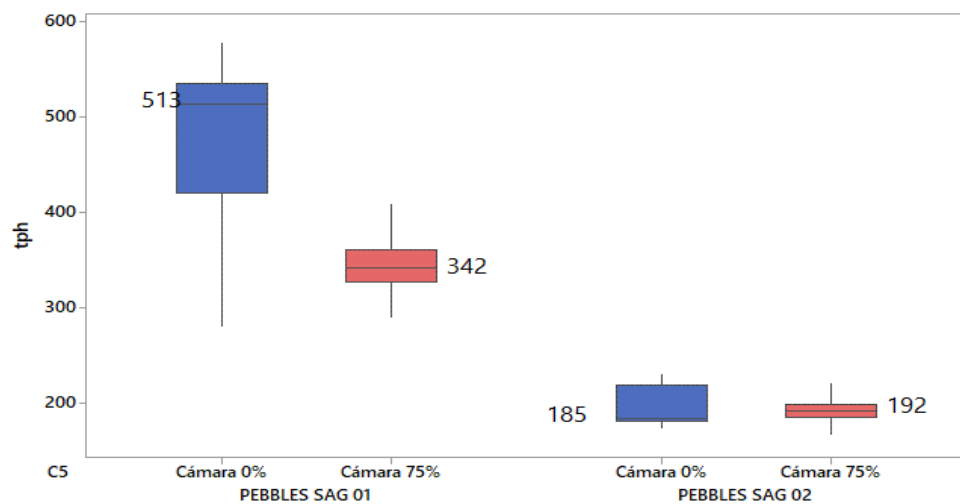
PRESIÓN ALIM. MOLINOS SAG



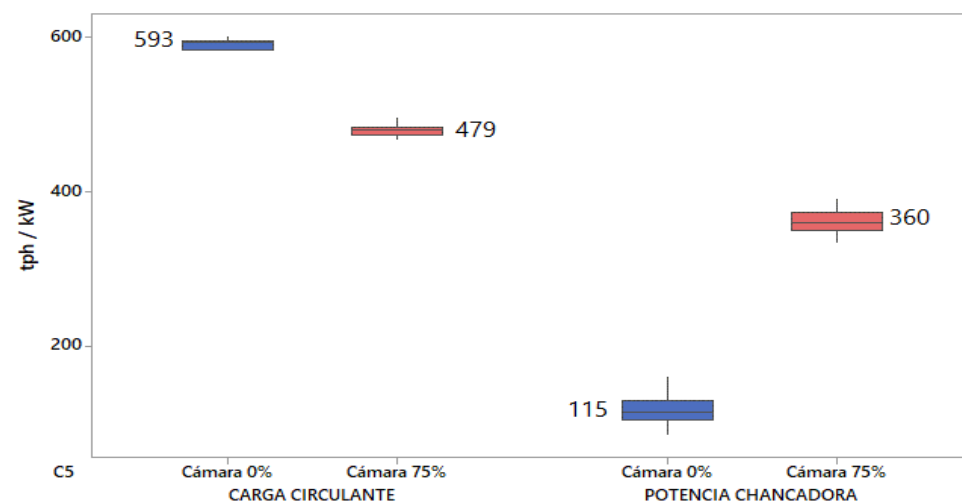
PRESIÓN DESC MOLINOS SAG



GENERACIÓN PEBBLES MOLINOS SAG



CARGA CIRCULANTE / POTENCIA CHANCADORA



Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Minitab.

3.5.6.4.1. Resultados de cuarta prueba comparando escenario de operación anterior y escenario con cambios

- A un 75% de nivel de llenado en la taza de chancado, se incrementa el tonelaje procesado en +0.97%, principalmente en el molino SAG N°1 (71 tphs), esta ganancia se atribuye a la mayor generación de % finos – ½ ‘’ (de 22% a 61%), impactando de forma directa en el molino SAG N°1 en donde hubo una reducción en la generación de pebbles (de 513 a 342 tph).
- El producto de chancado con cámara al 75% reportó un valor de P80 (16.2 mm) Vs con cámara vacía (22.2 mm); así mismo; el 50% de partículas < 10 mm con cámara llena mientras que la condición con cámara vacía el 50% de partículas se encuentra < 17 mm; Por lo tanto, la condición con cámara de 75% se traduce en una menor carga circulante. Si bien es cierto aún no llegamos a un corte menor, sin embargo, se tiene muy buenas tendencias a la mejora.
- La condición con 75% de cámara llena, representó una mayor estabilidad al sistema de molienda, en referencia al equilibrio entre la producción y chancado de pebbles, así mismo se tuvo una tendencia a aliviar la presión de los descansos en el SAG 1 permitiendo incrementar el tonelaje.
- Si bien hubo un aumento del K80 en la descarga del Sag hacia el circuito de molienda secundaria-clasificación al subir el tonelaje procesado, el producto final de molienda no se ve alterada, manteniendo el perfil granulométrico.

3.5.6.4.2. Interpretación de la cuarta prueba comparando escenario de operación anterior y escenario con cambios

Después de los resultados obtenidos en la prueba comparando escenario de operación anterior y escenario con cambios, para ver impacto en el tratamiento de mineral del SAG#1 realizado el 01-05-2021 donde se obtuvieron resultados positivos, se plantea realizar una prueba piloto con muestreo integral de todo Molienda.

3.5.6.5. Quinta prueba piloto con mineral M4 (fecha 17-08-2021 al 21/08/2021):

Realizamos una prueba sostenida durante 4 días de M4B donde movimos las principales variables del circuito chancador. Los parámetros de la prueba se tomaron en la nueva condición operativa de la planta.

Antes de realizar la prueba final se estableció el protocolo de la prueba piloto.

El objetivo se centró en:

Evaluar la posibilidad de aumentar el tonelaje fresco alimentado al SAG 1 a través de: reducción de pebbles recirculados (como consecuencia de un incremento en presión de trabajo del hydroset y E-dump) y una reducción de granulometría al SAG (reducción de CSS chancadora).

Se realizaron 3 escenarios de prueba:

- **Escenario 1:** Operando en condiciones antes de implementar los cambios, es decir con taza vacía de la chancadora, presión de la válvula E-Dump en 6.5Mpa y un SP de CSS de 13mm.
- **Escenario 2:** Operando aplicando las mejoras, es decir con nivel de taza 35% a 45%, presión de válvula E-Dump en 7.0Mpa y un SP de CSS de 10mm.
- **Escenario 3:** Operando aplicando las mejoras, es decir con nivel de taza 35% a 45%, presión de válvula E-Dump de diseño en 7.5Mpa y un SP de CSS de 10mm.

Teniendo los escenarios establecidos, la prueba piloto se centró en evaluar:

- Recirculación de Pebbles vs TPH SAG 1.
- CSS vs TPH Pebbles.
- CSS vs Presión del Hidroset (MPa) de la chancadora.

Antes de la prueba piloto se tiene el resumen de los resultados de las pruebas anteriores:

Tabla 12

Resumen de resultados antes de la 5ta prueba piloto, de muestreos realizados en Planta antes y después de las mejoras donde se logró bajar el P80 de la chancadora de un rango de 19.2mm - 24.8mm a un rango de 15.89mm - 17.94mm, es decir en promedio se bajó de 22mm a 16.91mm es decir se logró reducir el P80 en -5.09mm.

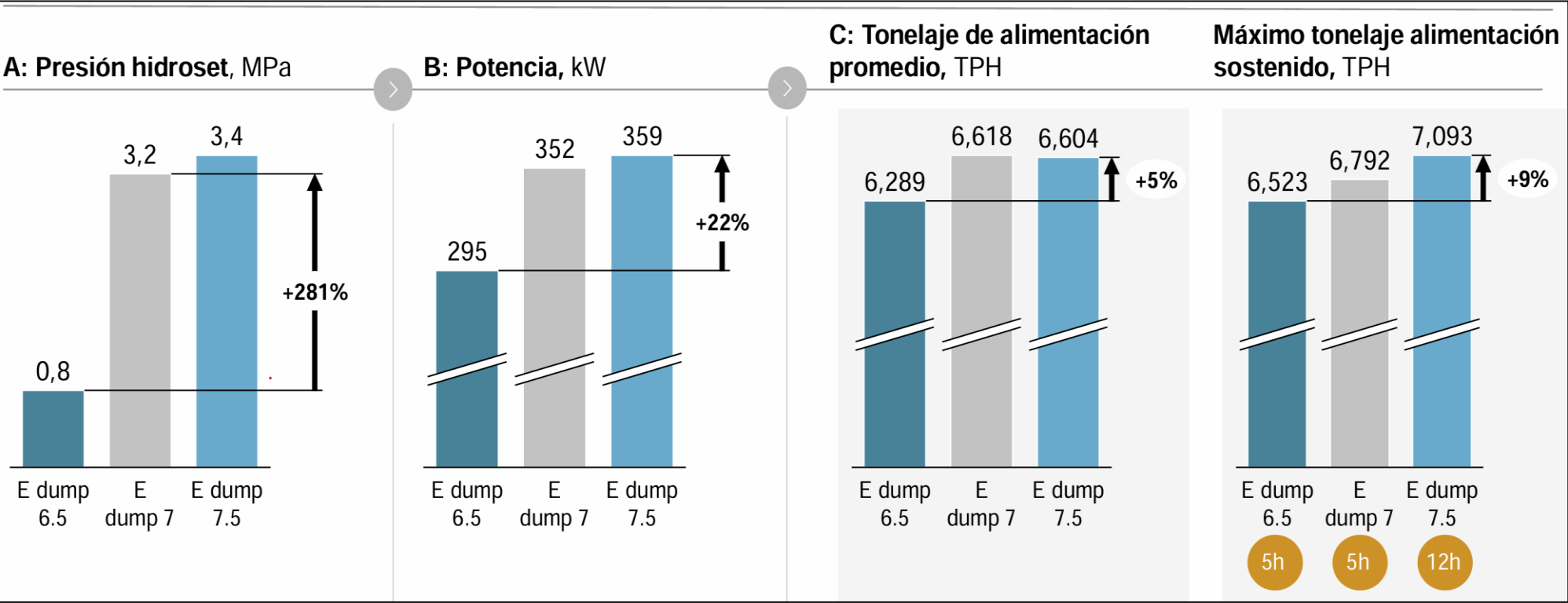
	M1	M4B	M4B	M2A	M4B				
	30/03/2021	23/03/2021	28/04/2021	30/04/2021	14/08/2021				
Cav llena	60%	41%	45%	40%	45%				
F80	36.4	49.34	43.46	42.06	45.8				
F50	25.2	34.75	30.31		31.6				
P80	17.94mm	17.68mm	15.89mm	17.02mm	17.25mm				
P50	12.06mm	12.79mm	9.9mm		11.2mm				
Rr 80	2.03	2.79	2.74	2.47	2.66				
Rr 50	2.09	2.72	3.06		2.82				
TMH	411.00	420.00	466.00	479.00	475.00				
Cav Vacía						M4B Antes de corregir chute de alimentación			
						CH1	CH2	CH1	CH2
F80	36.4	49.43	43.46	41.68	44.5	64.5	52.4	59.6	32.8
F50	25.2	34.75	30.31		29.2	50.9	34.8	41.2	23.5
P80	23.07	21.48	18.52	18.25	19.74	24.8mm		19.2mm	
P50	17.7	16.48	14.55		15.05	17.8mm		14.5mm	
Rr 80	1.58	2.30	2.35		2.25				
Rr 50	1.42	2.11	2.08	2.28	1.93				
TMH	245	357	289		320	317	297	298	161
Deformación	6 mm	< 6 mm	2 mm	2 mm	1.5 mm				

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Finalmente, los resultados de la prueba son:

Figura 44

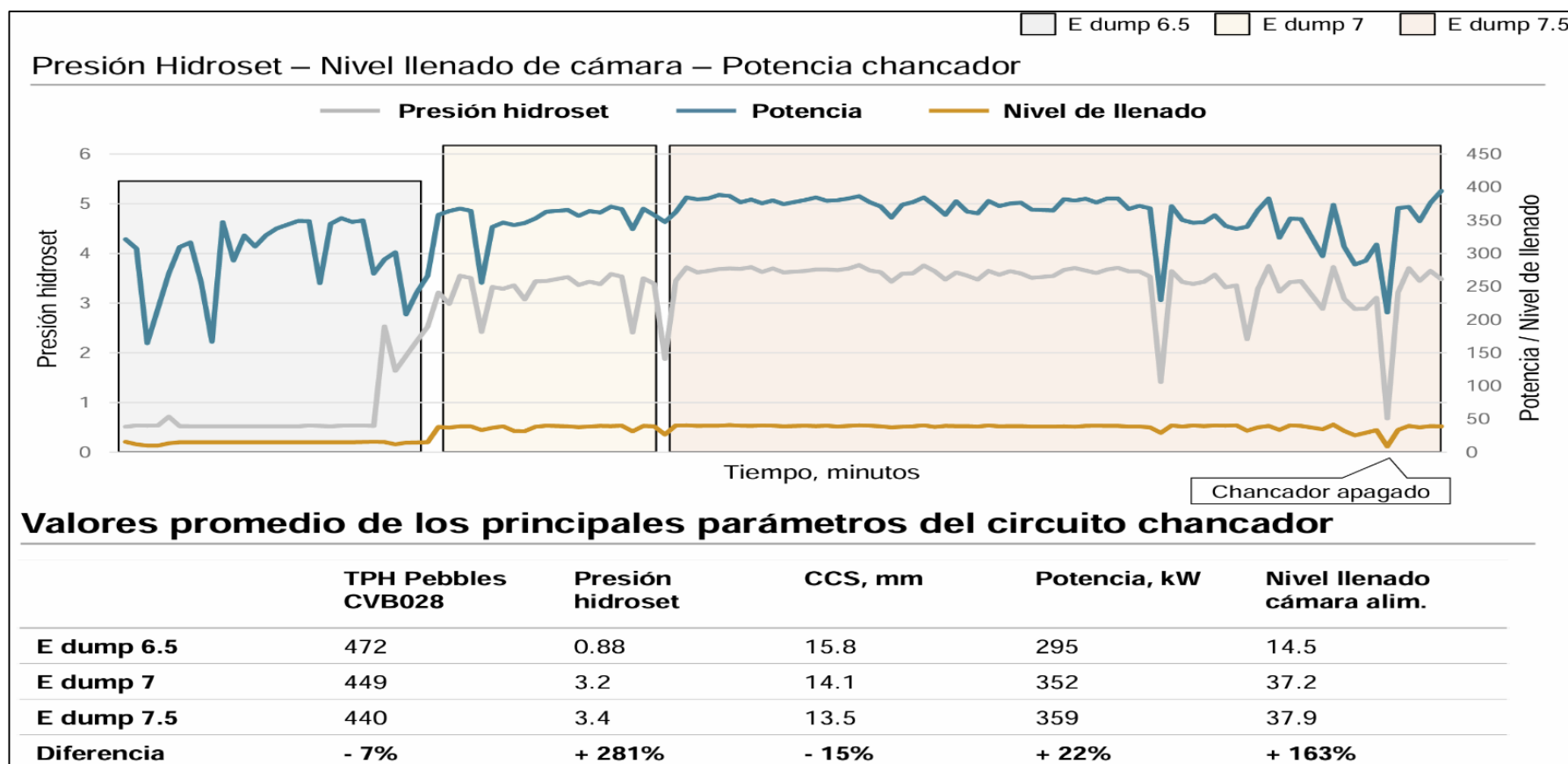
Gráfico de barras comparativo de variables operativas en la Molienda SAG y Chancado Pebbles en los 3 escenarios de prueba.



Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Minitab.

Figura 45

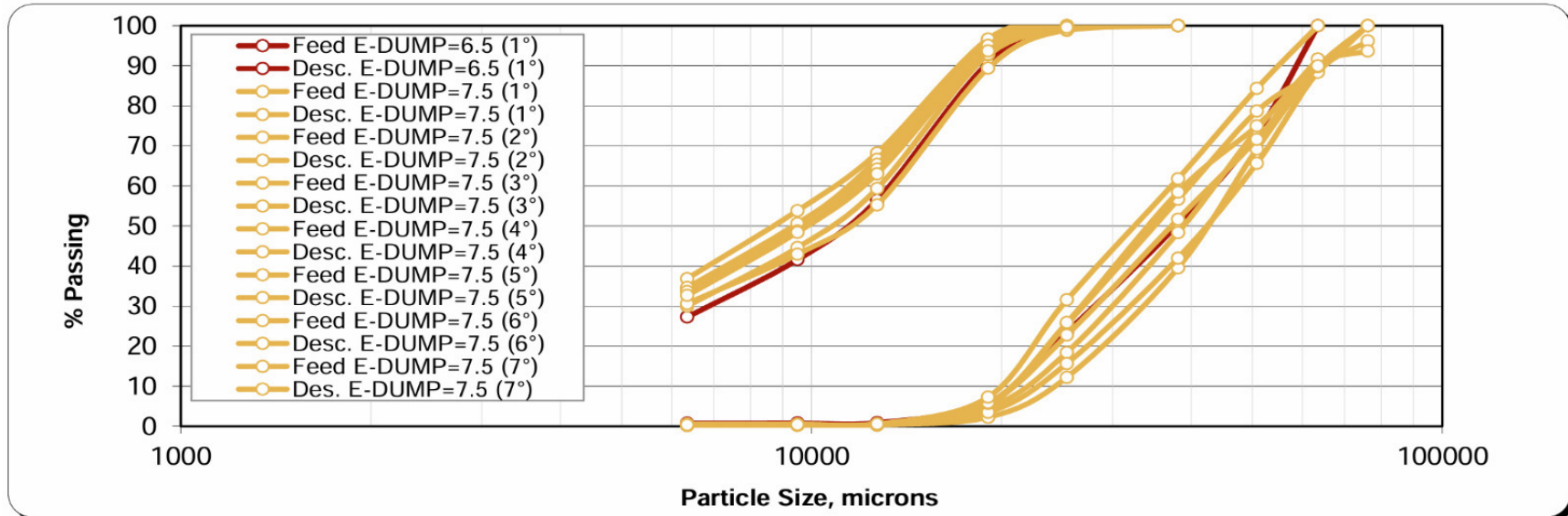
Resultados comparativos para los 3 escenarios en función a la Presión del Hydroset, Potencia de la chancadora, tonelaje de alimentación promedio y el máximo tonelaje de alimentación sostenido en TPH (toneladas por hora).



Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Minitab.

Figura 46

Resultados comparativos para los escenarios 1 y 3 en función al %Pasante -1/2", ratio de reducción y productividad de finos.

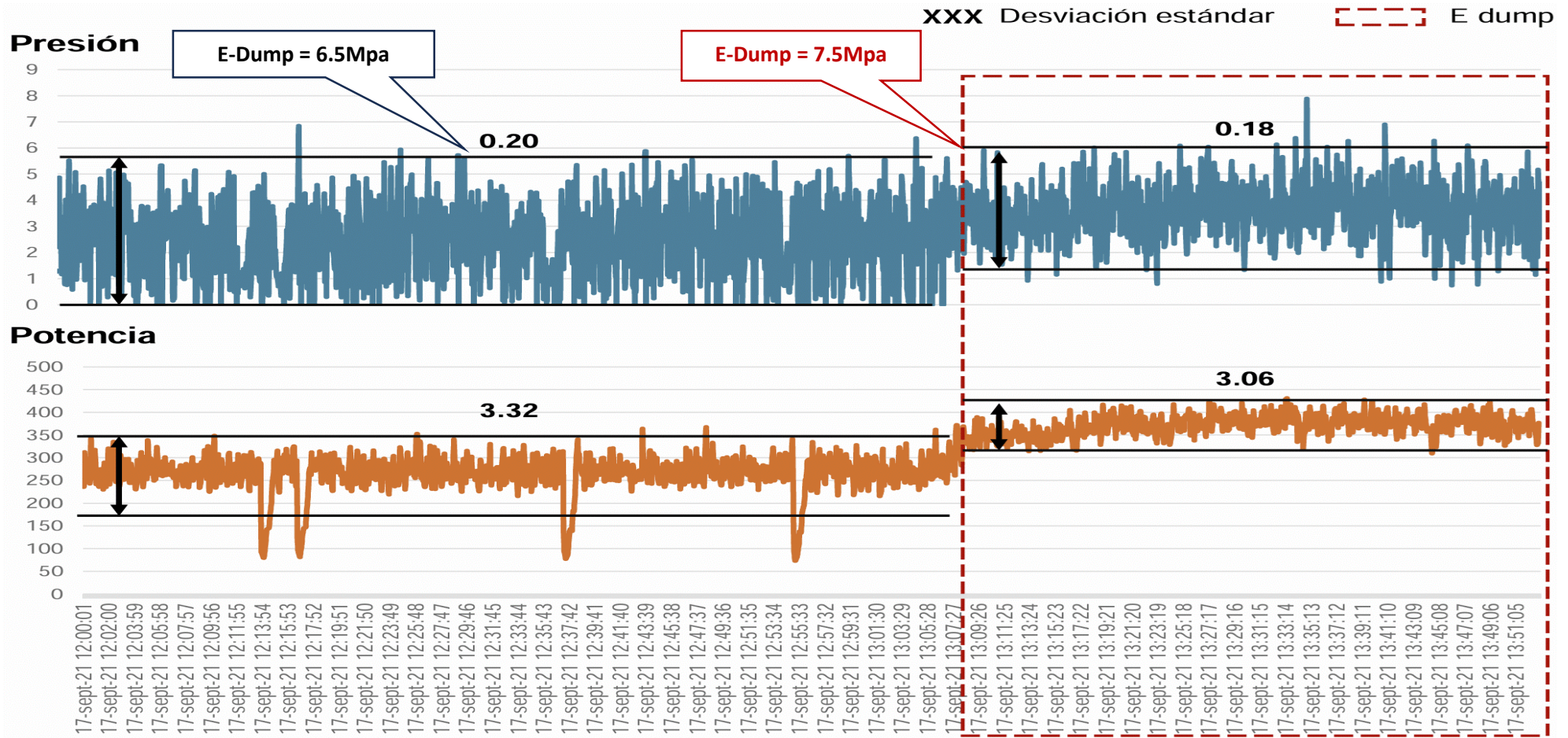


	E dump 6.5	E dump 7.5	Mejora
Pasante -1/2", %	56%	63%	↑ 13%
Ratio de Reducción, %	3.2	3.4	↑ 6%
Productividad de finos, tph	262	278	↑ 6%

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Excel.

Figura 47

Desviación estándar de la Presión del hydroset y la potencia de la chancadora de Pebbles a 6.5Mpa y 7.5Mpa en la E-Dump



Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos de la prueba en Minitab

CAPITULO IV: CONCLUSIONES

- Con una presión en la válvula E-dump en 7.5 y cámara llena, la Chancadora de Pebbles puede trabajar con presión hydroset más alta, generando más partículas finas, lo cual permite un TPH fresco más alto lográndose un incremento del throughput del +5% en tonelaje promedio y +9% respecto al máximo tonelaje alcanzado.
- Con la presión del hydroset y el nivel de taza de la Chancadora de Pebbles más altos, la potencia del chancado sube mejorando su eficiencia:
 - ✓ La presión hidroset fue constante y subió de 0.8 a 3.4 cuando E-dump pasó de 6.5 a 7.5 MPa.
 - ✓ Se consiguió una reducción de 15% en el CSS (pasando de 15.8mm a 13.5mm en promedio) reduciendo la recirculación en el SAG.
 - ✓ Esto resultó en un incremento de 20% en potencia de la Chancadora, lo que permitió mejorar su eficiencia.
- El muestreo realizado durante la prueba indica que la productividad de partículas finas aumentó en un +13%:
 - ✓ Los muestreos indican que al operar el Chancador en condiciones óptimas (cámara llena (~40%) y con E dump 7.5), la proporción de partículas finas en la descarga del chancador subió de 56% a 63% y esto con una mayor cantidad de tonelaje procesado por el chancador.
 - ✓ Estas partículas finas ($<1/2''$) pueden ser procesadas fácilmente por los molinos SAG y ser enviadas a la molienda secundaria directamente, limitando la carga circulante de Pebble en el SAG.
- Las mejores condiciones operativas del circuito de Chancado de Pebbles permitieron subir el tonelaje fresco hasta niveles históricos:

- ✓ Con la presión de la válvula E-Dump a 7.5Mpa, fue posible incrementar el tonelaje en un 5% sin sobrecargar los Molinos SAGs.
- ✓ Debido a las mejores condiciones operativas, la cantidad de pebbles también subió al procesar más tonelaje.
- ✓ Se trabajó muy cerca a los límites superiores de condiciones operativas de los SAG.
- Operando con E-Dump en 7.5MPa se tiene una menor dispersión en los datos de presión y potencia, es decir se tiene menos variabilidad y una desviación estándar menor.
- La implementación de alarmas tipo 1 (critico preventivas) permiten tener un mejor control de la operación de las chancadoras de pebbles.
- La distribución de carga de alimentación a las chancadoras es muy importante ya que generan un desgaste parejo y evitan la deformación de la cavidad en las chancadoras de Pebbles.
- La capacitación y soporte de los vendor para con los operadores es importante ya que garantizan la calidad del producto y la buena operación de las chancadoras.
- El lazo de control en automático para operar chancadoras con nivel de taza llena garantiza un producto más fino a diferencia de trabajar con taza vacía.
- La señal de monitoreo de inchancables desde el tablero de campo hacia Sala de Control nos ayuda a tener un mejor control del ingreso de inchancables y permite al operador de Sala de Control tomar acciones rápidas y advertir a tiempo el operador de campo para evitar daño al equipo, por posibles problemas en los magnetos en línea u otra condición anómala del proceso.

CAPITULO V: RECOMENDACIONES

- Se recomienda operar la chancadora de Pebbles con lazo de control en automático y dead band $\pm 5\%$, para lograr un producto fino y generar un desgaste uniforme del manto y concave.
- Es recomendable operar la Chancadora de Pebbles con un nivel de taza $>45\%$ ya que, según las pruebas obtenidas, garantizan obtener un producto más fino ya que la potencia de la chancadora incrementa mejorando su eficiencia.
- De esta chancadora modelo H8800 de SANDVIK a fin de aprovechar toda la capacidad de diseño, se recomienda operarla a una presión de consigna de 5.8Mpa, presión de válvula E-Dump de 7.5Mpa, potencia de 480Kw y un SP de CSS entre 10 a 8mm con el fin de garantizar un producto fino.
- Se recomienda aplicar el diseño de alimentación bajo el prototipo aplicado en el ítem 3.5.4. que mejora la distribución de carga en la alimentación a las Chancadoras de Pebbles evitando deformación de la cavidad.
- Es recomendable implementar alarmas tipo 1 (crítico preventivas mencionado en el ítem 3.5.1.) en estas Chancadoras de Pebbles ya que son un soporte adicional al sistema, que advierte al operador de una operación anómala y este atiende de forma oportuna realizando nuevos seteos en las variables como CSS y Presión de Consigna del Hydroset que garanticen una operación estable y con un producto fino.
- Seguir en la mejora continua y poder probar un nuevo perfil EEF (extra extra fino) proyectando a obtener un P80 de 13mm.
- Se recomienda hacer monitoreo trimestral del circuito de pebbles mediante muestreos que nos tengan al tanto del diagnóstico de este proceso, a fin de mantener la performance alcanzada hasta ahora.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Bulatovic, S. M. (2007a). *Handbook of flotation reagents: Handbook of flotation reagents: Chemistry, theory and practice flotation of sulfide ores v. 1*. Elsevier Science.
- Manzaneda Cabala, José (2000). *Procesamiento de Minerales Capítulo I, pág 36, nueva edición Lima – Perú*.
- Cerrón Magueño / Córdova Cabrera Miguel / Guerreros Meza, Manuel Ruben (2005). *Cálculos Metalúrgicos en Plantas Concentradoras Capítulo II, pág 22, nueva edición Huancayo – Perú*.
- Ernesto Vizcardo (2015). *Análisis Estadístico de Procesos MINITAB, Capítulo II, pág 24 edición única Lima – Perú*.
- T. J. Napier - Munn (2015). *Statistical Methods For Mineral Engineers, Capítulo II, pág 32 y 216 edición 5, Australia*.
- Hernando Mariño Navarrete (2017). *Curso Control Estadístico de Procesos utilizando MINITAB – BS grupo, Capítulo III entendiendo la variación (grafico de cajas, límites de control)*.
- Domingo Baeza Riveros (2017), *Curso Aumento de Procesamiento y reducción del CEE en Molienda SAG, Lima – Perú*.
- MSc. Samuel Canchaya Moya (2008). *Geometalúrgia Modulo V (Mineralogía de Procesos) – Intercade, Lima – Perú*.
- Sally A. Lesik (2019). *Interferencia estadística aplicada con MINITAB, Capítulo I (grafico de barras pág 27), Capítulo XI (gráfico de cajas pág 411), London New York – EE.UU*.
- Gilda Titchoca (2019). *Análisis Operacional Plantas SAG: Efectos de variables, Lima – Perú*.
- Molycop Adesur S.A. (2012). *Molienda Semi Autógena con Aplicaciones en Ambiente Molycop Tools, Lima – Perú*.