

UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**MEJORAMIENTO DE LA GESTIÓN DE CARGA VIVA EN
ACOPIO LOS COLORADOS, MINERA ESCONDIDA LTDA.**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

STEPHANIE SOLEDAD WILHELM NÚÑEZ

**PROFESOR GUÍA:
ALDO CASALI BACELLI**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
MAGIN TORRES RUBILAR
JUANITA GALAZ PALMA**

**SANTIAGO DE CHILE
2013**

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR
AL TÍTULO DE:** Ingeniero Civil de Minas
POR: Stephanie Soledad Wilhelm Núñez
FECHA: 26/10//2013
PROFESOR GUÍA: Aldo Casali Baceli

MEJORAMIENTO DE LA GESTIÓN DE CARGA VIVA EN ACOPIO LOS COLORADOS, MINERA ESCONDIDA LTDA.

El Acopio Los Colorados de Minera Escondida posee un diseño inadecuado, de acuerdo a las características del mineral, el cual ha generado problemas tales como la formación de *ratholes*, la compactación sectorizada y la segregación de mineral. Consecuentemente, la carga viva del acopio es reducida y su autonomía se limita como máximo a 3 horas, lo que no representa un sistema flexible que permita desacoplar los procesos entre la mina y la planta concentradora. Por lo tanto una falla en el proceso aguas arriba impacta directamente la alimentación hacia las plantas.

Se realizó un análisis de la situación base del Acopio, para determinar posibilidades de mejora, revisando las detenciones de la Planta Concentradora Los Colorados y de la planta de Chancado. Además se realizó una encuesta a los operadores de las áreas de Despacho, Chancado y Planta Concentradora para contrastar las necesidades y opiniones del personal de operaciones con los resultados obtenidos en el análisis de detenciones.

Se identificó una serie de mejoras posibles de realizar para mejorar la continuidad operacional de la Planta Los Colorados, estas se clasifican en gestión de procesos, elaboración o mejoras de procedimientos, regulación de la comunicación e implementación de tecnologías. Estas mejoras se traducen en la redacción y puesta en marcha de protocolos de comunicación, el traspaso de la gestión del movimiento de los carros *tripper* hacia Chancado y Correas, la regulación del uso de los *feeders*, el mejoramiento del sistema de monitoreo de nivel, la instalación de un sistema supresor de polvo, y el aumento de la capacidad de empuje de los *bulldozers* que operan sobre el acopio.

La regulación de las comunicaciones logra disminuir los tiempos de espera de chancado por camiones con mineral y regula el uso de los *feeders*, el traspaso de la gestión del movimiento de los carros *tripper* logra disminuir los tiempos de detenciones de chancado, el mejoramiento del sistema de monitoreo de nivel permite disminuir las detenciones por alto nivel de *stockpile*, el aumento de la capacidad de empuje de los *bulldozers* aumenta la autonomía del *stockpile* en caso de detenciones de chancado y el sistema supresor de polvo mejora la visibilidad para la operación de los *bulldozers* sobre el *stockpile*.

El beneficio global que significan las mejoras implementadas corresponde a un potencial de alimentación de 2.7 millones de toneladas anuales hacia el Acopio Los Colorados, que aseguran la continuidad operacional de la Planta Concentradora.

Agradecimientos

A mi madre, por inculcarme la importancia de los estudios, por enseñarme a ser perseverante, por apoyarme en mis decisiones, por estar siempre para escucharme y por enseñarme a lidiar con las frustraciones.

A mi Padre, por enseñarme a ser paciente, a tener paz con la vida y a saber diferenciar lo realmente importante de lo irrelevante. Gracias por estar siempre conmigo.

A mi hermana Natalia, por ser mi ejemplo a seguir, por cuidarme y aconsejarme, por entenderme y consolarme. Por ayudarme a crecer en lo personal y lo profesional. Sin ti todo hubiese sido más difícil.

A mi hermana Rocío, por ayudarme a desarrollar la tolerancia. Por creer en mí y apoyarme incondicionalmente. Gracias por darme ánimo cuando lo he necesitado.

A mi hermano Braian, gracias por tener el corazón que tienes, por cuidarnos, por brindarme tu cariño, apoyo y consejo. Estoy segura de que en muy poco tiempo vas a ser tú el que esté entregando su memoria.

A mis amigas de la vida, porque son mis concejeras, porque juntas hemos crecido y hemos sabido querernos a pesar del tiempo, los cambios y las experiencias que cada una ha debido pasar. Porque cada vez que lo necesité estuvieron para darme fuerzas y ayudarme a salir adelante.

A mis amigos de la universidad, porque sin ustedes nada hubiese sido igual, gracias por las horas de estudio juntos, por las horas de carrete y las horas de conversación, gracias por permitirme conocerlos y entablar amistad con ustedes, hicieron de mi paso por la universidad una experiencia hermosa, sin duda estos años juntos nos ayudaron a ser mejores personas y profesionales.

A Enrique, por creer en mí y hacerme ver aquello de lo que soy capaz. Por enseñarme a ser mejor, por inspirarme a siempre ir más allá de lo común. Por amarme como lo haces, por acompañarme en todo momento, por ayudarme a superar los obstáculos de la vida y por alegrarme cada día con tu sonrisa.

Tabla de Contenido

Capítulo I: Introducción	1
1.1 Introducción.....	1
1.1.1 Antecedentes bibliográficos.....	1
1.1.2 Antecedentes de la faena	13
1.1.3 Antecedentes del proyecto.....	15
1.2 Objetivos de esta memoria	18
1.3 Alcances	19
1.4 Motivación.....	19
1.5 Metodología de trabajo	19
Capítulo II: Estrategia de desarrollo del proyecto	20
Capítulo III: Análisis Situación base Acopio	22
3.1 Características del mineral y diseño del <i>Stockpile</i>	22
3.1.1 Modelo de tiempos BHP Billiton	24
3.2 Análisis condición actual de operación planta Los Colorados	24
3.3 Análisis detenciones Chancado	26
3.4 Encuesta transversal	30
Capítulo IV: Desarrollo de mejoras.....	34
4.1 Mejoras de Procesos.....	34
4.1.1 Estrategia de apertura <i>feeders</i>	34
4.1.2 Gestión del movimiento de Carros <i>tripper</i>	40
4.2 Mejoras de sistemas	41
4.2.1 Incorporación sistema supresor de polvo	41
4.2.2 Mejoramiento sistema de monitoreo de nivel del <i>stockpile</i>	44
4.2.3 Aumento capacidad de movimiento de mineral por medio de <i>bulldozers</i>	45
4.3 Mejoras de Estructura y Liderazgo	50
4.3.1 Desarrollo protocolo de comunicación.....	50
Capítulo V: Resultados gestión e implementación de Mejoras	58
5.1 Protocolos de comunicación	58
5.1.1 Protocolo Mina-Chancado.....	58
5.1.2 Protocolo Chancado Planta.....	63
5.2 Gestión del movimiento de carros <i>tripper</i>	63

5.3	Reemplazo de <i>bulldozers</i> D10R por D11R dados de baja.	63
5.4	Sistema Supresor de polvo	64
5.5	Sistema de monitoreo de nivel.....	66
5.6	Cuantificación de los beneficios	66
	Conclusiones.....	68
	Bibliografía.....	70
	Anexos.....	71
	Anexo A - Encuesta Transversal Levantamiento Proceso Mina-Chancado-Planta.....	72
	Anexo B – Pilares de Gestión HSE BHPB	73
	Anexo C - Matriz RACI Protocolo Mina- CH&C	75
	Anexo D - Matriz RACI Protocolo Chancado - Plantas Concentradoras	77
	Anexo E - Correlación de Pearson y p valor.	79
	Anexo F - Gráficos de caja alimentación Plantas concentradoras	80
	Anexo G - Análisis Riesgos asociados al Reemplazo de los bulldozers.....	81
	Anexo H- Abreviaciones y siglas	84

Índice de Ilustraciones:

Ilustración 1: Localización de la faena minera escondida.	13
Ilustración 2: Esquema proceso productivo en minera escondida limitada.	14
Ilustración 3: Vista mina rajo escondida.....	14
Ilustración 4: Vista mina rajo escondida norte.	15
Ilustración 5: Estructura de propiedad de minera escondida limitada.	15
Ilustración 6: Diseño stockpile los colorados	16
Ilustración 7: Disposición de los feeders en el stockpile los colorados.	17
Ilustración 8: Diagrama de flujo molienda planta los colorados.	17
Ilustración 9: Jerarquía de control de riesgos mel	18
Ilustración 10: Metodología de los 5 elementos mayores.....	20
Ilustración 11: Ensayo de laboratorio con mineral de stock los colorados.....	22
Ilustración 12: Modelo de tiempos de bhp billiton	24
Ilustración 13: Principales detenciones planta los colorados fy13	25
Ilustración 14: Diagrama de ishikawa, variables involucradas en el funcionamiento del stockpile	26
Ilustración 15: Detenciones chancado	27
Ilustración 16: Detenciones no programadas de procesos chancadores de sulfuros	28
Ilustración 17: Detenciones operacionales chancadores de sulfuros	29
Ilustración 18: Matriz de conformidad de clientes	31
Ilustración 19: Definición de mejoras.....	32
Ilustración 20: Resultados pruebas de remanejo de mineral.....	46
Ilustración 21: Imagen de equipos d10r (izquierda) y d11r (derecha).....	47
Ilustración 22: Gráfico de rendimiento bulldozers	50
Ilustración 23: Gráfica de control alimentación a stockpile post tronadura	51
Ilustración 24: Gráfica de control alimentación a stockpile cambio de turno	52
Ilustración 25: Flujo de comunicación antes de la implementación del protocolo de comunicación mina-chancado.....	53
Ilustración 26: Flujo de comunicaciones protocolo mina-ch&c	55
Ilustración 27: Flujo de comunicación ch&c plantas concentradoras antes del protocolo	56
Ilustración 28: Flujo de comunicaciones esperado entre ch&c y plantas concentradoras	57

Ilustración 29: Gráficos de caja tiempos de espera de camión post protocolo mina - chancado	58
Ilustración 30: Gráfica variación de niveles y tonelaje alimentado hacia stockpile primera hora cambio de turno día	60
Ilustración 31: Gráfica variación de niveles y tonelaje alimentado hacia stockpile horario post tronadura.	61
Ilustración 32: Variación en la alimentación a sag#3	62
Ilustración 33: Variación alimentación planta concentradora los colorados	62
Ilustración 34: Pilares de gestión HSE de BHPB	73

Índice de Tablas

Tabla 1: Desglose detenciones por alto stockpile (horas).....	28
Tabla 2: Tabla satisfacción del cliente.....	30
Tabla 3: Principales Imprevistos proceso mina-Planta.....	32
Tabla 4: Utilización feeders acopio Los Colorados.....	34
Tabla 5: Análisis cambio de corazas molinos SAG Planta Concentradora Los Colorados.	35
Tabla 6: Tabla de correlación lineal entre uso Feeders, SPI, granulometría y Tonelaje.....	36
Tabla 7: Tabla de correlación no lineal entre uso feeders, SPI, granulometría y tonelaje	36
Tabla 8: Regresiones para predecir T/D	37
Tabla 9: Límite cuartiles por variable.....	37
Tabla 10: Tabla de contingencia SPI/%HFE	37
Tabla 11: Tabla contingencia Gruesos/%HFE.....	38
Tabla 12: Resultado Test X2	38
Tabla 13: Correlación entre variables Línea 1	38
Tabla 14: Correlación entre variables Línea 2.....	39
Tabla 15: Correlación entre variables Línea 3.....	39
Tabla 16: Lista de chequeo protocolo de pruebas movimiento Carros Tripper.....	41
Tabla 17: Límites permisibles establecidos para MPR y SIO2	42
Tabla 18: Clasificación de exposición según gravedad	42
Tabla 19: Clasificación emisiones de acuerdo a legislación chilena.....	43
Tabla 20: Clasificación emisiones de acuerdo a legislación aplicable a BHPB	43
Tabla 21: Plan de implementación supresor de polvo	43
Tabla 22: Plan de implementación radares 3D	45
Tabla 23: Características operacionales y físicas de los equipos.....	47
Tabla 24: Cuadro comparativo equipos	48
Tabla 25: COstos de mantención y operación Bulldozers en MEL.....	48
Tabla 26: Plan de mantenimiento Planta Concentradora Los Colorados FY12	49
Tabla 27: Plan de mantención líneas de alimentación Stockpile Los Colorados FY12.....	49
Tabla 28: Desfase entre mantenciones Planta y líneas de alimentación FY12.....	49

Tabla 29: Producción equipos de acuerdo a distancia media de empuje.....	50
Tabla 30: Descripción matriz RACI	54
Tabla 31: Tiempos promedio de espera de camión por chancador.....	59
Tabla 32: Resumen condiciones de Operación.....	63
Tabla 33: Comparación producción equipos D10R y D11R	64
Tabla 34: Evaluación económica reemplazo bulldozers.....	64
Tabla 35: Carta Gantt reemplazo bulldozer	64
Tabla 36: Contraste entre emisiones según normativa chilena.....	66
Tabla 37: Contraste emisiones según Normativa Aplicable a BHPB.....	66
Tabla 38: Matriz RACI Protocolo Mina-CH&C	75
Tabla 39: Matriz RACI Protocolo CH&C- Plantas concentradoras	77

Capítulo I: Introducción

1.1 Introducción

El acopio de minerales a granel en pilas o *stockpiles* es una forma económica y segura de almacenar grandes cantidades de mineral chancado ya sea grueso y/o fino. La capacidad de almacenamiento de un acopio puede alcanzar varias toneladas dependiendo de la geometría y el diseño.

El principal objetivo de los *stockpiles* es proveer una capacidad pulmón entre la mina y la planta concentradora o planta de molienda, y asegurar un flujo de alimentación continuo, uniforme y controlado a los equipos aguas-abajo.

Los *stockpiles* se pueden formar con equipos móviles (cargadores frontales) o mediante correas transportadoras elevadas como apiladores, ‘*shuttles*’ o ‘*trippers*’. La extracción del mineral almacenado se puede lograr desde la superficie del acopio mediante roto-palas o ‘*scrapers*’, o por gravedad a través de varios alimentadores o “*feeders*” ubicados en un túnel bajo la misma pila.

Los *Stockpiles* pueden ser parcial o completamente cubiertos, o bien abiertos a la intemperie, dependiendo de las condiciones climáticas imperantes en el lugar, y considerando el impacto ambiental que pudiera ocasionar la generación de polvo.

Aunque la tecnología para el diseño óptimo y eficiente de *stockpiles* ha estado disponible por más de 30 años, aún es posible observar diversos problemas de diseño tales como la formación de arcos sobre las aberturas de descarga, una limitada capacidad viva de almacenamiento, segregación del mineral, generación de polvo, baja eficiencia de flujo de mineral, elevados costos de producción y mantención, e incluso sistemas completamente inoperativos debido a que no se consideraron oportunamente las propiedades de fluidez del material manejado.

1.1.1 Antecedentes bibliográficos

1.1.1.1 Diseño de acopios o *stockpiles* [1]

Los *stockpiles* son acopios de mineral donde el material se sustenta sobre sí mismo, formando un ángulo de reposo (α_R). En general, para minerales chancados relativamente secos y de buena fluidez el ángulo de reposo varía desde 35° a 40°, medidos desde la horizontal, y dependiendo del contenido de humedad del material y de su contenido de finos.

Los dos tipos de *stockpiles* más usados en la minería son: cónico y tipo A. El *stockpile* cónico se forma al descargar material por gravedad desde un punto fijo, y su máximo volumen de almacenamiento está dado por la altura máxima de la pila y el ángulo de reposo que forma el material al ser apilado. El *stockpile* tipo A se forma al descargar

material por gravedad mediante una correa móvil y/o reversible, o mediante un “burro” o *tripper*. En este caso, el volumen máximo de almacenamiento depende de la altura máxima de la pila, del ángulo de reposo del material y de la carrera o distancia entre los dos puntos extremos de descarga del material.

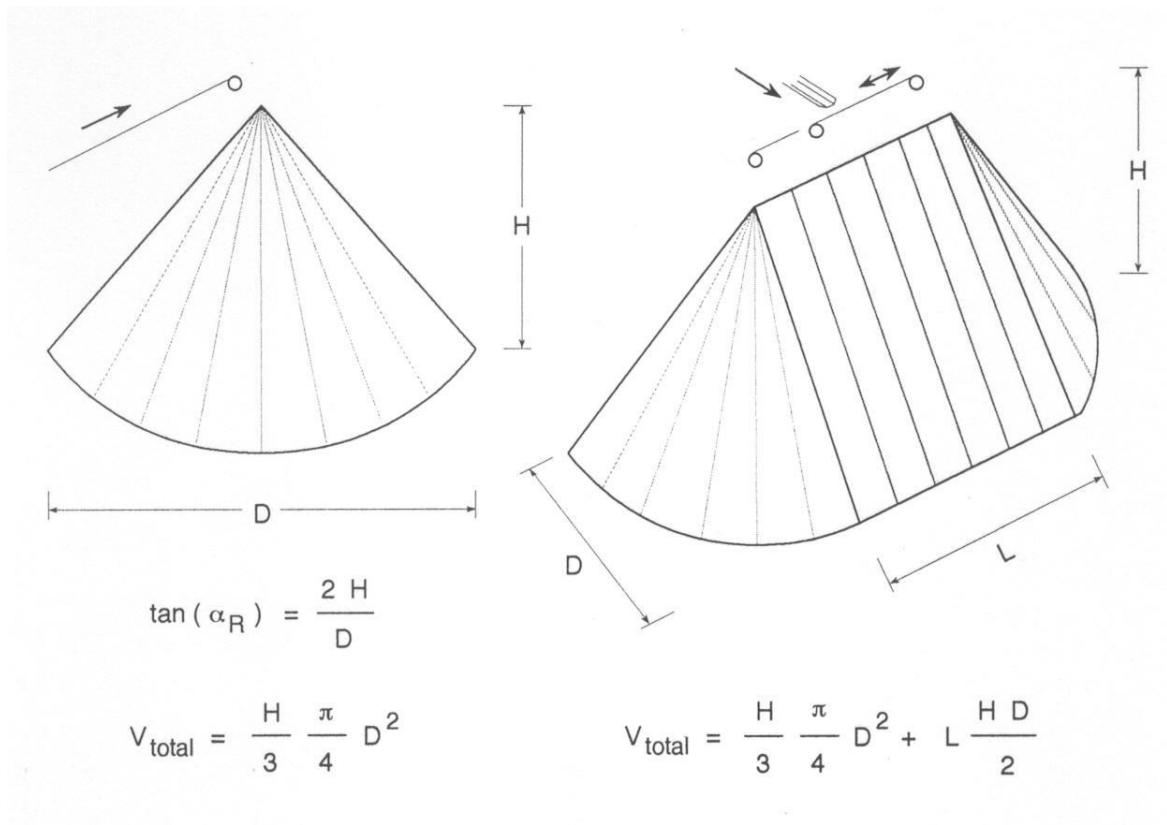


ILUSTRACIÓN 1: STOCKPILES MÁS UTILIZADOS EN MINERÍA

La descarga de un *stockpile* [2] será posible hasta que la altura de carga disminuya una altura “ho”; el flujo entonces cesa a medida que un *rathole*¹ estable se forma. La descarga es consistente con la dimensión crítica de *rathole* “Df” que se forma a esa altura.

La forma del *rathole* depende de las condiciones de consolidación en el *stockpile*, el rango de tamaño de partícula y del contenido de humedad.

Para que se produzca una mayor descarga, la dimensión de la tolva de descarga debe corresponder a la dimensión crítica de *rathole* en la base del *stockpile* “Dfm”. Dado que esta dimensión puede ser de muchos metros, la descarga completa puede ser a menudo poco práctica. Por esta razón, el diseño de los sistemas de descarga requiere consideraciones de las opciones disponibles con vista a la optimización del desempeño del sistema, dentro de límites económicos y prácticos específicos.

¹ Los problemas de flujo se explican en el punto 2.5.

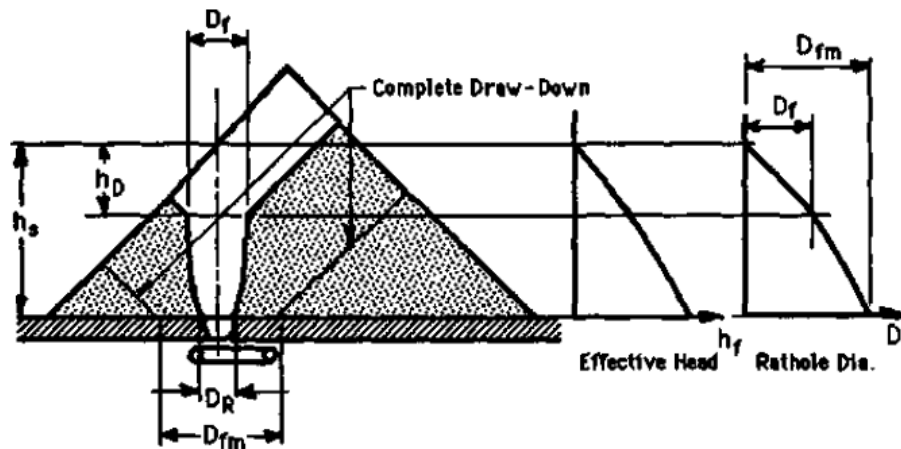


ILUSTRACIÓN 2: DESCARGA DE UN STOCKPILE

Para alcanzar los requerimientos de carga viva manteniendo las dimensiones de las tolvas de descarga y de los alimentadores dentro de los límites prácticos, es aceptado que se formen *ratholes* sobre los puntos de descarga. Luego, es necesario implementar descargas múltiples y la carga viva y la descarga pueden ser optimizadas escogiendo una distancia entre puntos de descarga apropiada.

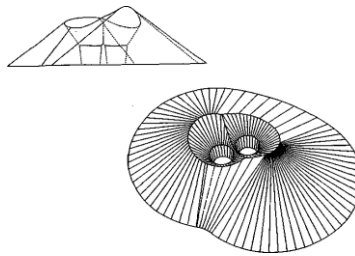


ILUSTRACIÓN 3: DESCARGAS MÚLTIPLES STOCKPILE

1.1.1.2 Alimentadores o feeders [3] [4]

Los alimentadores juegan un rol muy importante en el adecuado funcionamiento y operación de los *stockpiles*. Estos se instalan bajo las tolvas de descarga y se utilizan para recuperar por gravedad el material almacenado a granel en la pila. Los alimentadores permiten además controlar y regular el flujo de alimentación del material a un proceso aguas-abajo como son molinos y/o tambores de aglomeración. El objetivo principal en el diseño eficiente de alimentadores es obtener una descarga uniforme de material a lo largo de toda la abertura de descarga de la tolva. Además, se debe minimizar la pérdida o caída de material al suelo, y minimizar las cargas sobre el alimentador, lo cual a su vez minimiza el consumo de energía y el desgaste de las partículas, entre otros.

Existen básicamente dos tipos de *feeders* utilizados en las plantas industriales, los volumétricos y los gravimétricos. Tal como lo dice el nombre, los volumétricos moderan y controlan la tasa volumétrica de descarga (ej. m^3/h). Los tipos más comunes de estos *feeders* son los de correas y los rotatorios. Los alimentadores gravimétricos por otro lado,

moderan el flujo másico ya sea de manera continua o por medio de extracción discontinua (*Batch*).

Los dos tipos de alimentadores más comúnmente usados para la extracción y descarga de minerales chancados almacenados en stockpiles son los alimentadores de correa y los alimentadores de bandeja vibratorios. Estos equipos extraen el mineral del stockpile por gravedad y lo descargan a una correa transportadora común ubicada debajo de ellos y en un túnel bajo la pila. El número, tipo, y ubicación de estos alimentadores dependerá en gran medida del tipo de stockpile, de la capacidad total y viva requerida, del flujo de material requerido, de las propiedades de flujo del mineral manejado, y de la tendencia a segregarse del material, como se verá más adelante.

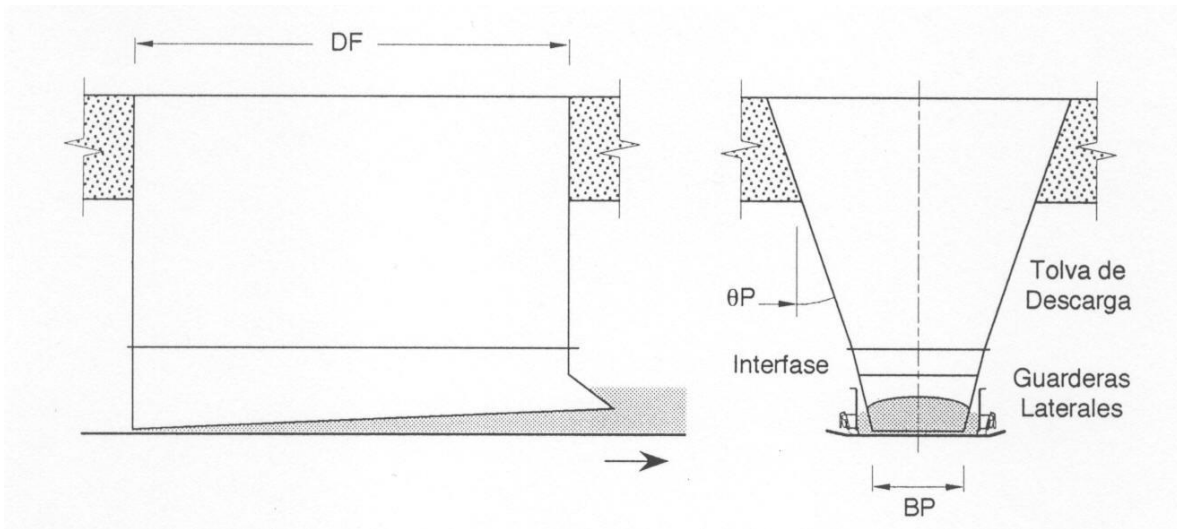


ILUSTRACIÓN 4: ALIMENTADORES DE CORREA

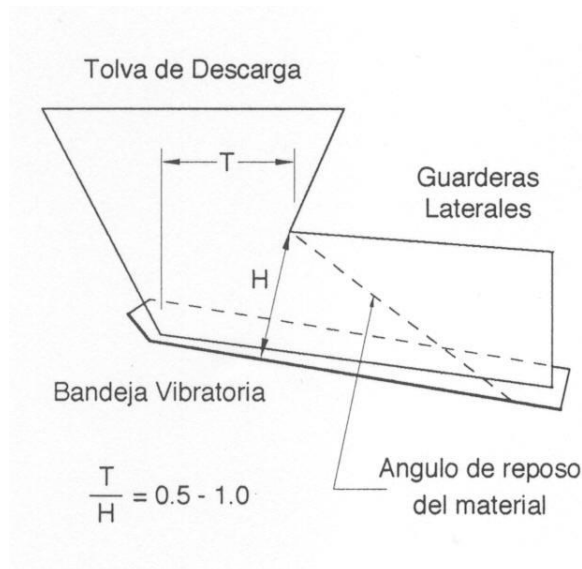


ILUSTRACIÓN 5: ALIMENTADOR VIBRATORIO

A. E. Maton [5] compara tolvas de descarga de flujo másico estáticas con alimentadores vibratorios y determina que en ambos casos es necesario diseñar la batea considerando las peores condiciones posibles del mineral, para asegurar el flujo másico.

Además, cuando las geometrías son iguales, un alimentador vibratorio generará un mayor cráter de descarga y por lo tanto una mayor carga viva. Sin embargo los alimentadores vibratorios no pueden ser diseñados con un diámetro D muy grande, mientras que las bateas de descarga estáticas cilíndricas pueden ser más grandes.

1.1.1.3 Mecanismos de descarga de mineral hacia el stockpile

La entrega de material hacia un acopio generalmente es realizada por una cinta transportadora elevada como apiladores o ‘*trippers*’.

Carros *Trippers*:

Corresponden a un sistema móvil que eleva la correa transportadora y la distribuye de manera tal que deja caer el mineral que transporta. Este sistema permite tener varios puntos de vaciado, distribuyendo de mejor manera el mineral en un acopio.

Stackers o apiladores

Los *stackers*, en combinación con las correas de distribución, son hoy en día uno de los mecanismos de acopio de mineral más utilizado y frecuentemente instalado. Consisten básicamente en un brazo compuesto por una correa transportadora, que recibe el mineral desde un *tripper* y lo eleva para vaciarlo en un punto dado. El brazo tiene la capacidad de variar su inclinación vertical de acuerdo a la altura del acopio formado. También puede variar su posición horizontal.

1.1.1.4 Tipos de flujo [6] [7]

El tipo de flujo que un material a granel desarrolla al ser descargado de un *stockpile* está dado por la geometría de la pila y por las características del material, principalmente sus propiedades de fricción interna y de fricción de pared.

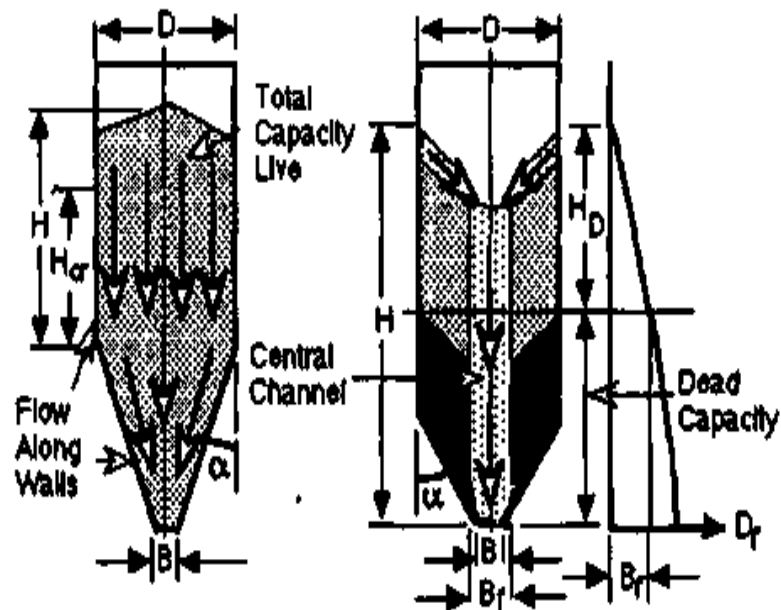


ILUSTRACIÓN 6: FLUJO MÁSSICO Y FLUJO EMBUDO.

Flujo mássico: Este tipo de flujo ocurre cuando las paredes de la tolva son lo suficientemente inclinadas y suaves para forzar al material a deslizar sobre ellas. En una tolva de flujo mássico, está en movimiento todo el volumen de mineral cada vez que se extrae mineral desde la apertura.

Este flujo garantiza la descarga completa del contenido del acopio a tasas predecibles de flujo y tiene un patrón *first-in, first-out*, con la habilidad de mezclar el mineral durante la descarga

Tres consideraciones son importantes en el diseño de tolvas de flujo mássico: la rugosidad e inclinación de las paredes de la tolva necesarias para forzar al material a deslizar sobre ellas, las dimensiones de la apertura para obtener la tasa de extracción requerida sin la formación de arcos (por entrelazado y/o cohesivos).

Flujo embudo: Este tipo de flujo ocurre en *stockpiles*, silos de fondo plano y/o tolvas cuando sus paredes no son lo suficientemente inclinadas ni suaves para forzar al material a deslizar sobre ellas, o cuando la apertura de descarga no es completamente efectiva. En este caso, el material fluye hacia la apertura de descarga a través de un canal de flujo que se forma dentro de material estacionario. Con materiales cohesivos y cuando la apertura de descarga es completamente efectiva, este canal de flujo es casi vertical y de diámetro similar al diámetro de la apertura de descarga en el caso de tolvas cónicas, o a la diagonal en caso de tolvas con aberturas cuadradas o rectangulares.

Además, este canal de flujo será estable si su diámetro es menor que el diámetro crítico de *rathole*. Con materiales de alta fluidez y cuando la apertura de descarga es completamente

efectiva, el canal de flujo se expande en forma cónica y con un ángulo que depende del ángulo de fricción interna del material.

Este flujo es generalmente errático y da paso a problemas de segregación, además tiene un patrón *first-in, last-out*.

Los límites entre el flujo másico y el flujo canalizado están basados en el asumir que existe un estrés radial en la tolva de descarga [8]. Estos límites dependen del ángulo medio de la tolva (α), el ángulo interno de fricción (δ) y el ángulo de fricción de la pared (Φ).

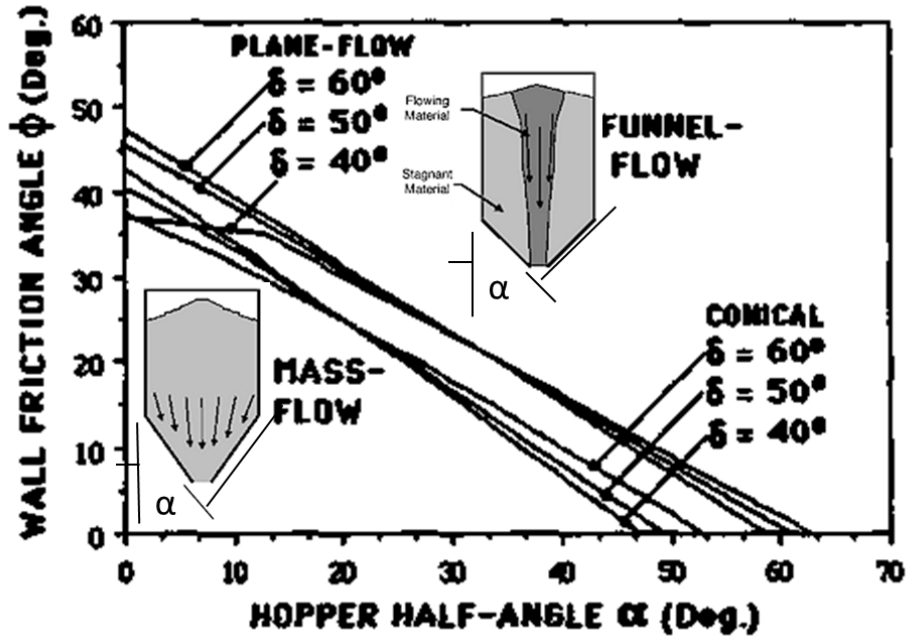


ILUSTRACIÓN 7: LÍMITE ENTRE FLUJO MÁSIICO Y FLUJO EMBUDO.

Flujo Expandido: Los stockpiles, cuando son diseñados correctamente, operan bajo flujo expandido, que es una combinación de los dos tipos básicos de flujo de sólidos a granel en el cual en las tolvas de descarga se opera en flujo másico y la parte superior en flujo embudo. Así, se asegura un flujo confiable. Combina la protección de las paredes del flujo canalizado con la descarga confiable del flujo másico. Para descarga completa, las dimensiones en la transición entre el flujo canalizado y el flujo másico deben al menos ser igual a las dimensiones críticas de ratholes eliminando así la formación de ratholes en el stockpile. Varias tolvas de flujo másico pueden ser instaladas lo suficientemente cerca unas de otras, de manera de combinar los respectivos canales individuales de flujo y evitar la formación de ratholes en la pila.

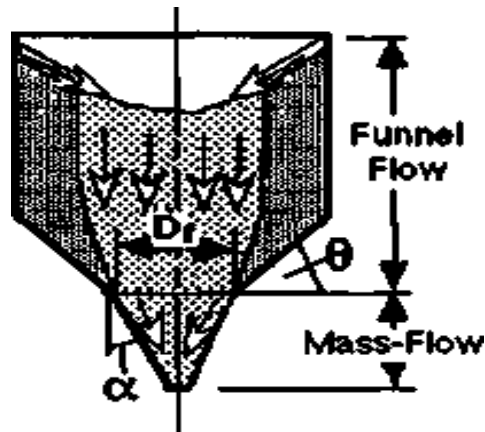


ILUSTRACIÓN 8: FLUJO EXPANDIDO.

1.1.1.5 Problemas de flujo

Los materiales a granel pueden adquirir o no resistencia cohesiva cuando se almacenan en stockpiles dependiendo de la combinación de una serie de factores, e influyendo además en el tipo de flujo que el material desarrollará al ser descargado de la pila. Dentro de estos factores se cuentan la geometría y la altura de la pila (presión de consolidación en la base de la pila), porcentaje y tamaño de finos del material, contenido de humedad, tiempo de almacenamiento en reposo bajo presión, presencia de arcillas o polvos, naturaleza química del material, etc.

Los tiempos de almacenaje sin movimiento y el contenido de humedad pueden también influir en la resistencia al flujo del sólido.

Estas condiciones, puede derivar en 'obstrucción de flujo', que consiste en que al abrir la compuerta de descarga o accionar el alimentador, una pequeña cantidad del material almacenado en el stockpile sale por la abertura y luego se detiene el flujo debido a la formación de una obstrucción sobre la abertura de descarga. Estas obstrucciones pueden ser causadas por la formación de un 'arco' o de un 'rathole'.

La 'formación de arcos', ocurre cuando partículas grandes en relación a la abertura de descarga de una tolva se entrelazan generando 'interlocking' al trabarse éstas entre sí, deteniendo el flujo de descarga. Para evitar un arco por entrelazado, el ancho de la abertura de descarga de una tolva tipo cuña debe ser a lo menos 3 a 4 veces el tamaño máximo de partícula. Por otro lado, partículas finas y húmedas pueden producir un 'arco cohesivo' en la boca de la abertura de descarga de la tolva, que también puede llegar a detener completamente el flujo de descarga.

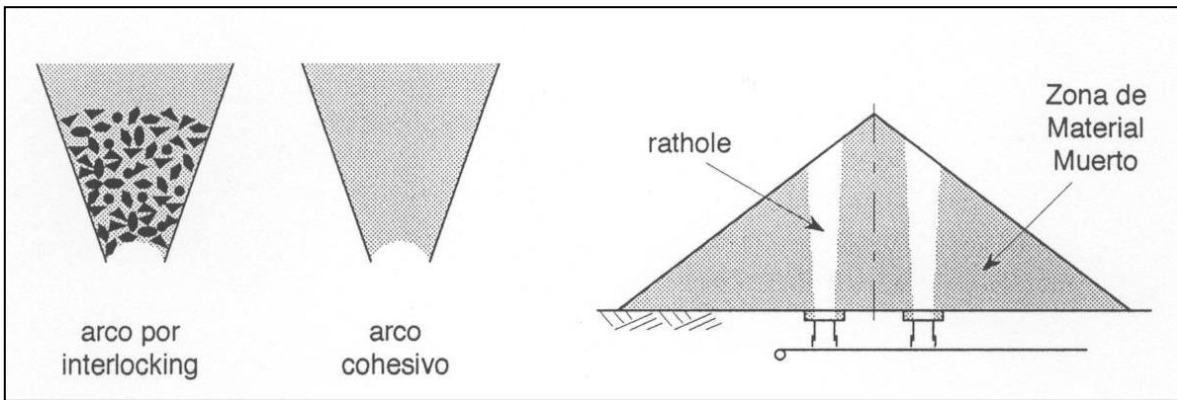


ILUSTRACIÓN 9: FORMACIÓN DE ARCOS

La ‘formación de *rathole*’, ocurre cuando el material forma un tubo hueco o agujero cilíndrico vertical sobre la tolva de descarga, estos pueden ser estables o inestables. *Ratholes* estables detienen completamente el flujo de descarga. Es muy difícil desestabilizar un *rathole* por medios externos tales como lanzas, sonido o vibraciones. *Ratholes* inestables generan un problema adicional de ‘flujo errático’ y no-controlado de material. En este caso, al abrir la compuerta de descarga o accionar el alimentador, una pequeña cantidad del material almacenado en la pila sale por la abertura y luego se detiene el flujo.

Otro problema de flujo típico en *stockpiles* es el de ‘flujo limitado’. Al descargar el material a través de la abertura de descarga, el flujo puede ser mucho menor que lo esperado, ya sea por limitada velocidad y/o torque de la correa, o por excesiva carga sobre el alimentador.

El problema de ‘generación de polvo’ es un problema de contaminación ambiental que se debe controlar mediante un adecuado método de captación de polvo, manejo y reinyección al proceso del material fino. También es posible cubrir los *stockpiles* para evitar el arrastre producido por el viento (lo cual a su vez soluciona en parte el problema de congelamiento, lluvia y nieve).

Problemas de ‘segregación’ ocurren al manejar materiales con una variada y amplia distribución de tamaño de partículas [3]. Al descargar este tipo de materiales desde un punto elevado, las partículas finas tienden a concentrarse directamente bajo el punto de descarga mientras que las partículas más gruesas tienden a rodar hacia el exterior o periferia, con lo cual se segrega y separa parcialmente el material por tamaño de partícula. La diferenciación entre material fino, el cual puede ser cohesivo, y material grueso, el cual es generalmente de fácil escurrimiento y alta fluidez, es difícil de precisar. Por ejemplo, la pila puede ser descargada parcialmente y vuelta a llenar, o el porcentaje de finos en el mineral puede variar al desgastarse las paredes del chancado, o el tipo de mineral explotado puede cambiar, etc.

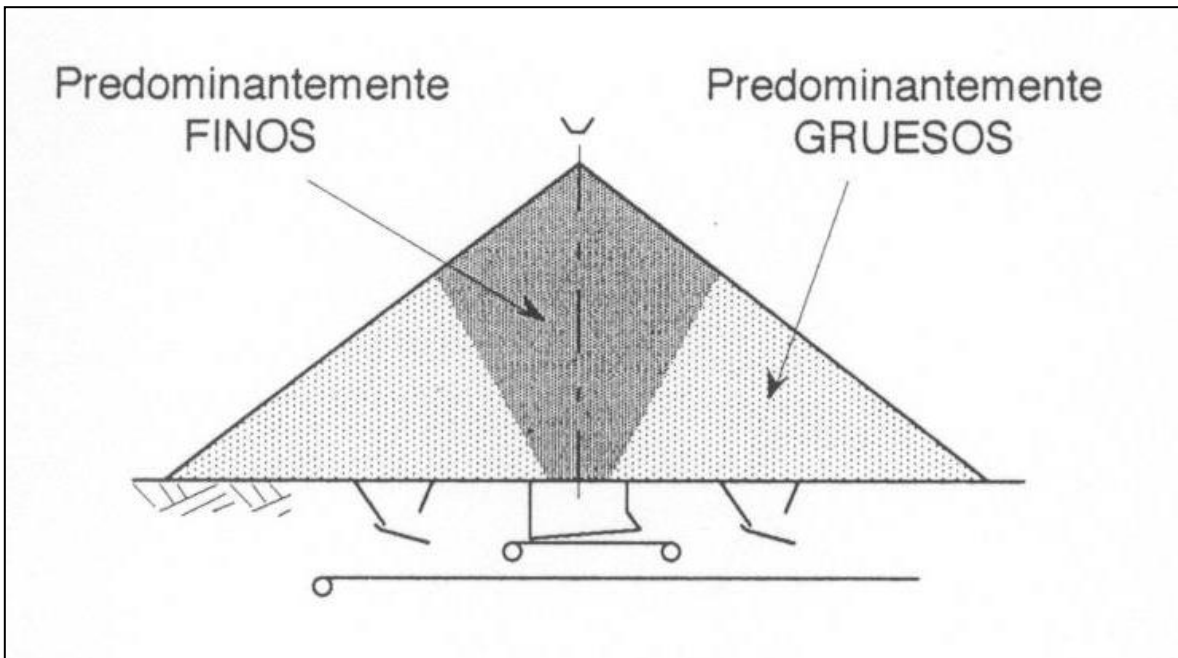


ILUSTRACIÓN 10: SEGREGACIÓN EN UN STOCKPILE.

Como resultado de la segregación, la presencia de 10% de finos o más en el mineral puede causar severos problemas de flujo en *stockpiles*. Además, este problema puede causar graves trastornos en una planta, y pérdida de eficiencia en procesos de molienda y de aglomeración de minerales.

El resultado de los problemas de flujo descritos anteriormente puede generar una o más de las siguientes consecuencias para la planta o proceso:

- Capacidad de almacenamiento reducida
- Vibraciones y/o falla estructural
- Operación deficiente
- Consumo excesivo de energía

Estos problemas de flujo ocurren cuando el diseño del *stockpile* y su respectivo sistema de extracción no es el adecuado dada las propiedades de flujo del material a manejar. Todos estos problemas se pueden eliminar o minimizar en plantas existentes, y prevenir completamente durante la etapa de diseño de nuevas instalaciones.

Jenike desarrolló una teoría de flujo de sólidos a granel en la década de los 60's y que hoy es mundialmente aceptada. [1] Este método se basa en la determinación de las propiedades de fluidez de los materiales y permite asegurar el correcto dimensionamiento de silos y *stockpiles* para lograr el almacenamiento, flujo y descarga confiables de materiales a granel.

1.1.1.6 Capacidad de almacenamiento

La capacidad total de almacenamiento se determina multiplicando el volumen máximo de almacenamiento por la densidad aparente promedio del material (t/m^3). En el caso de materiales compresibles, además se debe conocer la relación entre la densidad aparente del material en función de la presión de consolidación (o altura de la pila) para poder integrar todo el volumen. [9]

Uno de los principales objetivos en el diseño de *stockpiles* es maximizar la capacidad viva de almacenamiento en la pila, evitando la formación de *ratholes*. La carga viva en un *stockpile* que maneja un mineral de alta fluidez es claramente superior que si el mineral manejado es cohesivo, en cuyo caso se necesita de un método adecuado de cálculo para determinar el volumen vivo y que además considere todas las variables involucradas, principalmente la geometría y las propiedades de fluidez del mineral manejado.

F. Cabrejos [10] nos muestra que una serie de experimentos realizados con modelos a escala de una selección de *stockpiles* con materiales cohesivos y no cohesivos permitió modelar y calcular la capacidad viva que se logra en un *stockpile* al manejar minerales gruesos y/o finos. Este modelo incorpora las propiedades de fluidez del mineral y datos tales como la geometría y altura máxima de la pila, número, tamaño y ubicación de las tolvas de descarga, ángulo final de vaciado α_v y de reposo del material α_R .

La Figura siguiente, por ejemplo, muestra el efecto que el ángulo de vaciado tiene sobre la capacidad viva de almacenamiento en una pila cónica con una tolva de descarga de abertura rectangular ubicada en el centro de la base de la pila. La capacidad viva se entrega como porcentaje de la capacidad total de almacenamiento en la pila. Para los cálculos se asumió un ángulo de reposo $\alpha_R=35^\circ$, medido desde la horizontal. Claramente se puede observar que a mayor resistencia cohesiva del material almacenado, y por ende mayor ángulo de vaciado, menor será la capacidad viva de almacenamiento en el stockpile.

La máxima capacidad viva se obtiene para el caso en que el ángulo de vaciado es igual al ángulo de reposo (35°) y es del orden del 30% de la capacidad total.

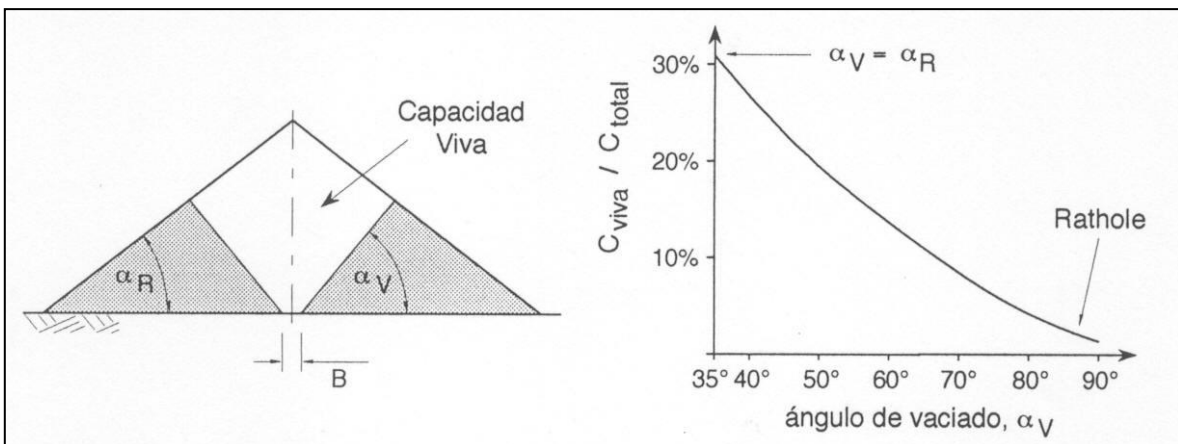


ILUSTRACIÓN 11: EFECTO DEL ÁNGULO DE VACIADO EN LA CAPACIDAD VIVA.

1.1.1.7 Teoría de flujo canalizado de Jenike [1] [2]

Jenike demostró que un *rathole* formado durante un flujo canalizado está controlado por la forma y las dimensiones de la apertura de descarga. Jenike asumió que las paredes del *rathole* eran paralelas y que los *ratholes* son de forma circular. Consideró un campo de esfuerzos axi-simétrico en forma de arco en el canal de flujo y asumió que la falla en el límite corresponde al máximo esfuerzo de corte tal que el ángulo $\eta=45^\circ$ y el ángulo de fricción en la superficie límite es $\tan(\Phi_t)=\sin(\delta)$ donde δ es el ángulo efectivo de fricción interna.

La habilidad de un sólido granular de sostener un *rathole* estable depende de su resistencia al flujo no confinado σ_c .

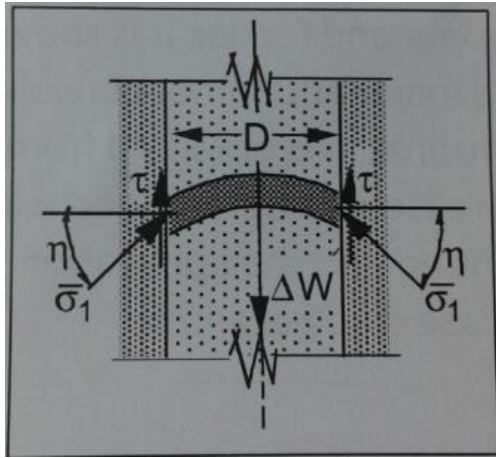


ILUSTRACIÓN 12: TEORÍA DEL FLUJO CANALIZADO DE JENIKE.

Jenike derivó por medio del análisis de las condiciones de stress que llevan a fallas alrededor de un *rathole* vertical cilíndrico, la siguiente expresión para el diámetro crítico de *rathole*:

$$D_f = \frac{\bar{\sigma}_1 G(\Phi_t)}{\gamma}$$

Donde $\gamma = \rho g$ es el peso específico del sólido y $\bar{\sigma}_1$ es el esfuerzo actuando en la superficie límite del *rathole*.

La función $G(\Phi_t)$ fue derivada por Jenike de la solución de las ecuaciones de equilibrio, por conveniencia, $G(\Phi_t)$ puede ser representada por la ecuación empírica $G(\Phi_t) = 4.3 \tan(\Phi_t)$.

La condición de falla incipiente es que $\bar{\sigma}_1 = \sigma_c$ donde σ_c es la resistencia al flujo no confinado.

1.1.2 Antecedentes de la faena

Minera Escondida es la operación minera de cobre de mayor producción en el mundo, ubicada en el Desierto de Atacama, a 170 kilómetros al sureste de la ciudad de Antofagasta y a 3.100 metros sobre el nivel del mar.



ILUSTRACIÓN 13: LOCALIZACIÓN DE LA FAENA MINERA ESCONDIDA.

Durante 2011 tuvo una participación estimada de 5% en la producción mundial de cobre de mina y un 15.5% en la producción de Chile [12]. En sus 20 años de vida, Escondida ha alcanzado grandes metas operacionales y, paralelamente, ha realizado un gran aporte al desarrollo de la Región de Antofagasta y del país.

El origen de su contribución al país está en el capital humano, la capacidad de gestión, los recursos financieros y una amplia red de proveedores de insumos y servicios involucrados en la producción. Con la efectiva combinación de estos factores Minera Escondida produce concentrado de cobre mediante el proceso de flotación de mineral sulfurado; y cátodos de cobre, a través de los procesos de lixiviación de mineral oxidado y biolixiviación de sulfuros de baja ley.

Para obtener estos productos Minera Escondida cuenta con una infraestructura que consta de dos yacimientos a rajo abierto –Escondida y Escondida Norte–; dos plantas concentradoras –Los Colorados y Laguna Seca–; pilas de lixiviación de mineral oxidado y de biolixiviación de sulfuros de baja ley; una planta de electro-obtención; dos mineroductos que transportan la pulpa de concentrado de cobre desde las concentradoras

hasta la planta de filtros en Coloso; y el puerto de embarque de concentrado que se ubica en el mismo lugar, al sur de la ciudad de Antofagasta.

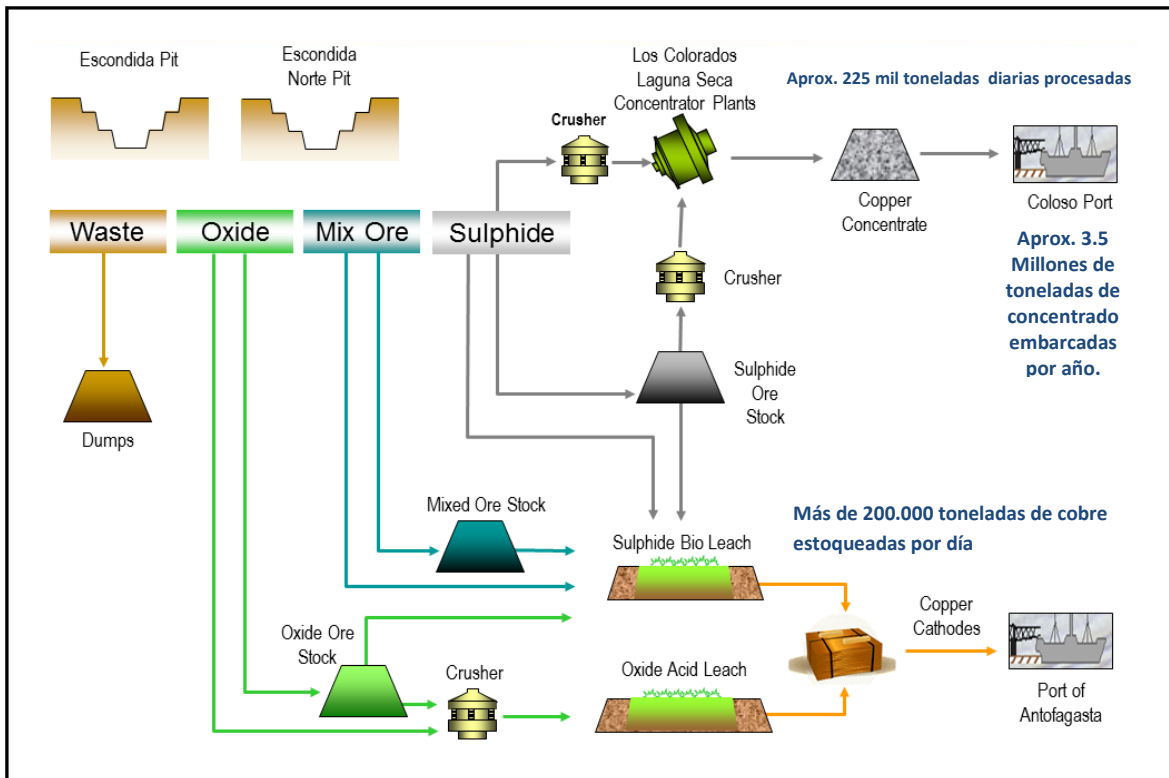


ILUSTRACIÓN 14: ESQUEMA PROCESO PRODUCTIVO EN MINERA ESCONDIDA LIMITADA.

En las instalaciones de Coloso se opera también una planta desalinizadora de agua de mar, cuyo producto (agua de uso industrial) junto con el agua de filtrado, se transporta a través de un acueducto que cruza 157 kilómetros por el desierto hasta llegar a la mina. En la ciudad de Antofagasta funciona además su edificio corporativo desde donde opera la Presidencia Ejecutiva junto a algunas funciones administrativas.



ILUSTRACIÓN 15: VISTA MINA RAJO ESCONDIDA.



ILUSTRACIÓN 16: VISTA MINA RAJO ESCONDIDA NORTE.

La estructura de Propiedad de Escondida se muestra en la ilustración 5:



ILUSTRACIÓN 17: ESTRUCTURA DE PROPIEDAD DE MINERA ESCONDIDA LIMITADA.

1.1.3 Antecedentes del proyecto

El proyecto es desarrollado por la Gerencia de Ingeniería Mina, perteneciente a la Gerencia General de operaciones mina junto a las Gerencias de Producción Mina, Planificación de la Producción, Mantenimiento Equipos Móviles, Mantenimiento Equipos Semi-Móviles y Mantenimiento Chancado y Correas.

El acopio “Los Colorados” corresponde a un stockpile prismático, de fondo plano sobre losas de hormigón que albergan a los alimentadores o “*feeders*”, cubierto mediante una estructura tipo A y de dimensiones generales de aproximadamente 200 metros de largo x 95 metros de ancho (medidos en la base de la pila), por 33 metros de altura máxima, medido desde el nivel de terreno cota escondida 3089 m.s.n.m. Tiene una capacidad de almacenamiento de diseño de aproximadamente 480.000 toneladas.

El mineral proveniente de las minas Escondida y Escondida Norte, se acopia mediante dos líneas paralelas de correas transportadoras: la Línea A, con una capacidad de 4000 t/h y la Línea B con una capacidad de 7000 t/h. Estas líneas distribuyen el material al interior del stock pile a través de carros distribuidores o *tripper* de 115 metros de carrera, y separados 12 metros entre sí, tarea que se realiza en función de las necesidades de material y configuración de conos de acopio al interior del stock pile. Cabe destacar que ambos *trippers* tienen uno de sus pantalones cerrados por motivos de seguridad, y descargan por un solo lado.

El sistema de extracción de este *stockpile* consiste en diez tolvas con alimentadores (*feeders*) de correa, ubicados en tres túneles de hormigón armado bajo la pila. Los alimentadores #1 al #6 son idénticos, de 48" de ancho x 5,5 metros de largo, mientras que los alimentadores #7 al #10, son idénticos, de 60" de ancho x 10,7 metros de largo. Todos los alimentadores de una línea descargan en forma longitudinal sobre una correa transportadora común, que a su vez alimenta a cada una de las 3 líneas de procesamiento.

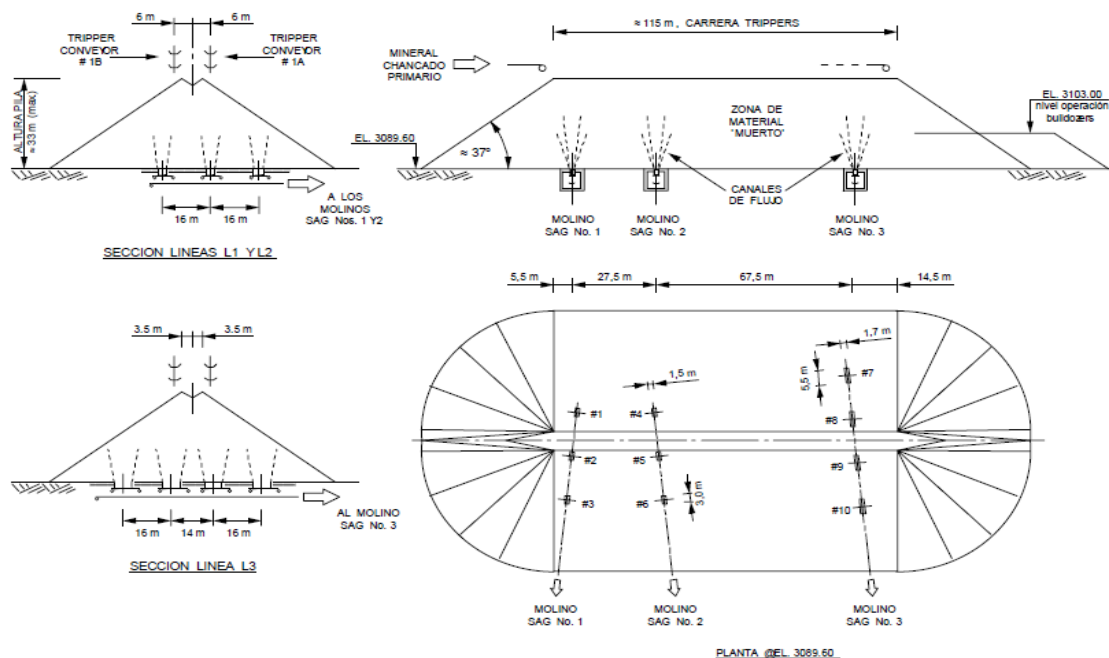


ILUSTRACIÓN 18: DISEÑO STOCKPILE LOS COLORADOS

Las tolvas de descarga de los alimentadores #1 al #6 tienen una abertura de descarga de aprox. 3,0 x 1,5 m medido en la base de la pila y una altura de 2,6 m. Están ubicadas en línea y separadas a 16 metros entre sí. Las tolvas de descarga de los alimentadores #7 al #10 son de forma tipo 'cuña' y tienen una abertura de descarga de aprox. 5,5 x 1,7 m medido en la base de la pila y una altura de 2,75 m. Están ubicadas en línea y separadas a 14 y 16 metros entre sí.

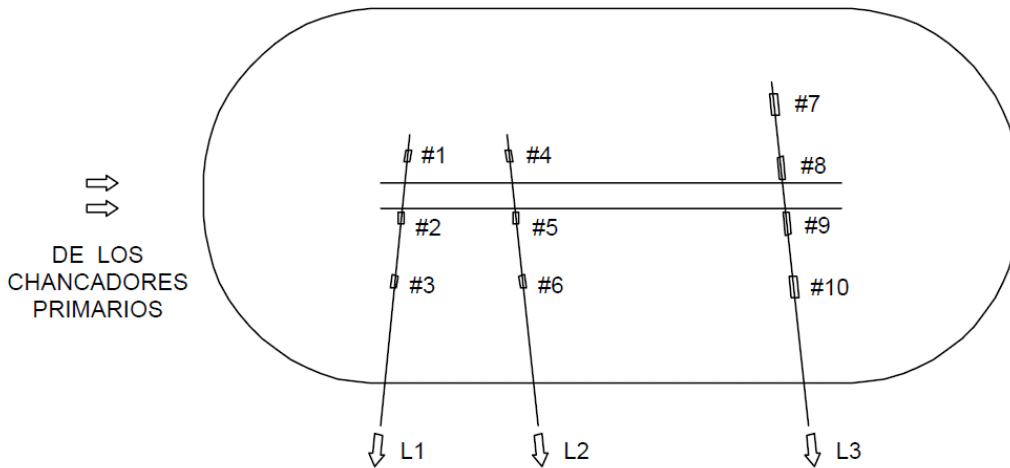


ILUSTRACIÓN 19: DISPOSICIÓN DE LOS FEEDERS EN EL STOCKPILE LOS COLORADOS.

La capacidad total de almacenamiento en el *stockpile* de Los alcanza a 480.000 toneladas, mientras que la concentradora Los colorados tiene una capacidad de tratamiento de mineral de 110.000 a 120.000 t/d.

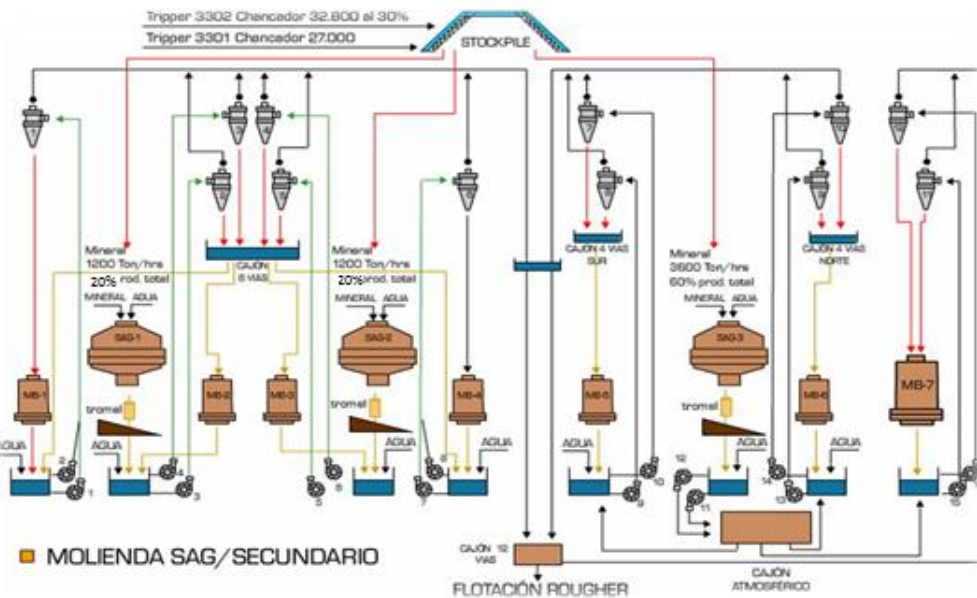


ILUSTRACIÓN 20: DIAGRAMA DE FLUJO MOLIENDA PLANTA LOS COLORADOS.

Históricamente, durante la operación del *Stockpile* Los Colorados, se han registrado problemas de autonomía en la alimentación hacia la planta. Un diseño inadecuado, no acorde a las características del mineral, ha generado problemas tales como la formación de *Ratholes*, la compactación sectorizada y la segregación de mineral. Consecuentemente, la carga viva del acopio es reducida y su autonomía se limita como máximo a 3 horas, lo que no representa un sistema flexible que permita desacoplar los procesos entre la mina y la

planta concentradora. Por lo tanto una falla en el proceso aguas arriba impacta directamente la alimentación hacia las plantas.

El uso de *bulldozers* es una práctica recurrente para el remanejo del mineral de los *Stockpiles*, puesto que ayuda a aumentar la carga viva que alimenta a los *feeders*. Actualmente existe restricción en la operación de *bulldozers* debido que durante el año 2006 ocurrió un incidente con potencial de fatalidad. Tras este evento, se realizó la administración del riesgo correspondiente que derivó en que el operador maniobre el *bulldozer* de manera remota desde una cabina en altura al interior del *stockpile* (correspondiente a separar en la jerarquía de control de riesgos). Aun así, esta práctica genera complicaciones debido a la falta de visibilidad al interior del *stockpile*, a la falta de certeza de la condición de estabilidad al interior de *stockpile* y a las limitaciones impuestas por las estructuras de encapsulamiento, entre otros.

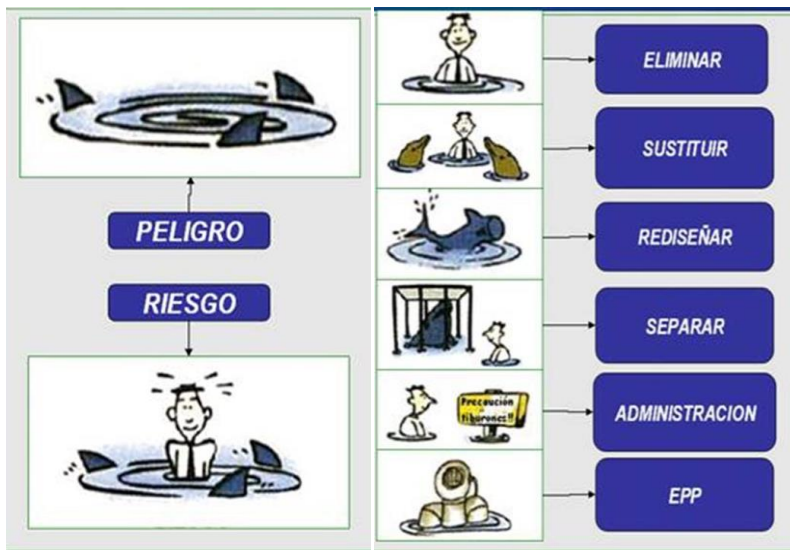


ILUSTRACIÓN 21: JERARQUÍA DE CONTROL DE RIESGOS MEL

Dado que el rediseño del acopio es inviable pero es necesario generar condiciones que permitan asegurar la alimentación estable de la planta concentradora, surge el proyecto de optimización, que busca mejorar las condiciones para la operación segura de los *bulldozers*, la coordinación de los procesos de acopio de mineral y de alimentación a la planta y un control confiable del nivel de llenado del *stockpile*. El proyecto considera implementar tecnologías, procedimientos y protocolos que permitan mejorar la autonomía del acopio.

1.2 Objetivos de esta memoria

General:

Implementar estrategias de gestión del manejo del acopio Los Colorados para disponer de mayor autonomía en la alimentación hacia la planta concentradora.

Específicos:

- Analizar procesos, procedimientos y tecnologías que permitan aumentar la carga viva del *stockpile*.
- Levantar y analizar el actual proceso de alimentación de mineral hacia la planta con la finalidad de detectar oportunidades de mejora.
- Buscar las variables claves que permitan aumentar la eficiencia de la operación del *stockpile*.
- Integrar el proceso de descarga del carro *tripper* con los demás procesos asociados al manejo del *stockpile*.
- Establecer el protocolo de comunicación entre la Mina, Chancado y la Planta Concentradora para regular el proceso de toma de decisión.

1.3 Alcances

En este trabajo se abordará el estudio de la implementación de nuevas tecnologías, el mejoramiento de protocolos de trabajo y procesos de toma de decisión en el stock Los Colorados y el impacto de estas acciones en la cadena productiva.

1.4 Motivación

La principal motivación es asegurar la continuidad en la alimentación desde el Stockpile hacia la planta concentradora disminuyendo así la variabilidad del proceso.

1.5 Metodología de trabajo

i. Análisis de situación base del acopio

Los primeros 2 meses del desarrollo de la memoria se estudia el escenario de operación del Acopio Los colorados, sus principales problemáticas, desafíos y los procedimientos que se llevan a cabo para la operación.

ii. Análisis causa raíz de las problemáticas

Una vez identificadas las problemáticas que impiden el comportamiento esperado del acopio, se realiza un análisis de causa raíz para conocer cuáles son las causas de dichas problemáticas.

iii. Definir opciones de mejora

Se generan propuestas para dar solución a las problemáticas identificadas en el análisis de la situación base. Enfocadas a 4 ámbitos: Sistema, procesos, liderazgo y estructura.

iv. Desarrollo de mejoras

Se concretan las propuestas relacionadas a la coordinación, gestión y manejo de personas, además se deja establecida la toma de decisiones para la adquisición de equipos y tecnologías.

v. Análisis de resultados de implementación de mejoras.

Se analiza el impacto real de las estrategias implementadas en el funcionamiento del acopio y en el cumplimiento de la alimentación a la planta.

Capítulo II: Estrategia de desarrollo del proyecto

Para la definición de la estrategia del proyecto se utilizó la metodología desarrollada por Donald C. Hambrick y James W. Fredrickson llamada metodología de los 5 elementos mayores [11] o metodología del diamante. Esta metodología afirma que una estrategia es el concepto central e integrado de cómo se lograrán los objetivos y que una estrategia contesta 5 preguntas claves:

- **Campo de Acción:** ¿Dónde actuaremos?
- **Móviles:** ¿Cómo llegaremos hasta allá?
- **Diferenciadores:** ¿Cómo marcaremos la diferencia?
- **Etapas:** ¿Cuál será nuestra secuencia de acción?
- **Lógica de Negocio:** ¿Cómo lo lograremos?



ILUSTRACIÓN 22: METODOLOGÍA DE LOS 5 ELEMENTOS MAYORES.

Así, la estrategia del proyecto viene definida por:

Campo de Acción:

Impactará principalmente a las gerencias de Mantenimiento Chancado y Correas y a la Gerencia de Producción Concentradora Los Colorados. El proyecto se desarrollará en la gerencia de Ingeniería Mina.

Móviles:

- Levantamiento de todos los procesos relacionados con el funcionamiento del stockpile, pudiendo identificar así los tópicos a mejorar, especialmente los relacionados a seguridad, producción y comunicación.
- Tecnología
- Coordinación entre áreas para lograr un objetivo común
- Protocolos de Comunicación
- Proyectos Clúster (o de innovación)

Diferenciadores:

- Utilizar tecnologías nuevas que juntas formen una solución eficaz a los problemas de visualización en el *Stockpile*
- Entendimiento de todos los procesos involucrados en la operación del *stockpile*.
- Mantener una mirada de negocio, con el objetivo de asegurar la alimentación constante de mineral a la planta.
- Trabajo en conjunto entre las distintas áreas técnicas, permitiendo entregar soluciones más integrales.

Etapas:

- Definición y análisis de problemáticas.
- Levantamiento de procesos
- Identificación de oportunidades de mejora.
- Evaluar factibilidad e impacto al negocio de las mejoras identificadas.
- Generar plan de trabajo.
- Ejecución de las mejoras.
- Evaluación de resultados.

Lógica de Negocio:

- Mejoras definitivas, que permitan dar continuidad operacional a la planta concentradora.
- Estabilizar la producción y disminuir las detenciones no programadas aguas abajo.
- Aumento de la carga viva.
- Monitoreo en tiempo real del nivel de carga en el *stockpile*. Permitiendo tomar decisiones oportunas.

Capítulo III: Análisis Situación base Acopio

3.1 Características del mineral y diseño del *Stockpile*

La capacidad total de almacenamiento en el *stockpile* de Los Colorados, llenado sólo por gravedad, alcanza a 265.000 m³, al considerar una densidad aparente promedio de 1,8 t/m³ para el mineral y un ángulo de reposo de 37° medido desde la horizontal, corresponde a 480.000 toneladas aproximadamente.

La capacidad de tratamiento de mineral en la concentradora Los Colorados asciende actualmente a 110.000 - 120.000 t/d, donde el tonelaje máximo de alimentación a los SAG #1 y #2 asciende a 1200 t/h, y a 3200 t/h para el SAG# 3. A este ritmo y sin el uso de *bulldozers* sobre la pila, la capacidad de acopio efectiva del *stockpile* es de 3 horas, lo que equivale aproximadamente a 15.000 toneladas vivas.

Los resultados [13] de ensayos de caracterización, de fluidez, de vaciado y de segregación realizados a muestras representativas de los minerales manejados en los *stockpiles*, y a dos niveles de contenido de humedad son los siguientes:

- Cohesión: Dada la presión de consolidación que se encuentra en el *stockpile*, se puede ver que este es un material ‘cohesivo’ a 4% de humedad pero se torna ‘muy cohesivo’ a 8% de humedad, tanto para flujo instantáneo como para lograr flujo después de 24 horas de almacenamiento en reposo y bajo presión.
- Angulo de reposo: Los resultados obtenidos de todas las muestras ensayadas toman valores entre 35° y 40°, medido desde la horizontal, y son prácticamente independientes de la humedad del material
- Coeficiente de Segregación: asciende a 17% y 11% a 4% y 8% de humedad, respectivamente.
- La “zona muerta” corresponde a un volumen aproximado de 280.000 toneladas.



ILUSTRACIÓN 23: ENSAYO DE LABORATORIO CON MINERAL DE STOCK LOS COLORADOS

A partir de estos resultados, y de la comprobación en terreno de las características del mineral, del *stockpile* y de la operación del mismo, se pueden entregar recomendaciones para la administración del *stockpile* enfocadas en tres posibilidades:

- Cambio del material,
- Cambio del proceso u operación,
- Cambio y/o modificación del equipo.

La alternativa de ‘cambiar el material’ no es factible en este caso ya que se tendría que invertir en tecnologías que secan el mineral o que logran cambiar algunas propiedades del mismo, para obtener un comportamiento más fluido que aumentara la carga viva (cambio ángulo de descarga, menor cohesión, etc.). Estas tecnologías significan una alta inversión, por lo que se descartan en pos de una búsqueda de alternativas más económicas.

La alternativa de ‘cambiar el proceso u operación’ incluye varias opciones como por ejemplo, operar simultáneamente con todos los alimentadores disponibles en los *stockpiles* ya que reduce prácticamente a cero el tiempo de almacenamiento en reposo y bajo presión que sufre el mineral en las pilas. Esto evita que el mineral aumente su resistencia cohesiva, fluyendo mejor en forma instantánea, con canales de flujo activos más grandes. Además, se disminuiría el desgaste de las paredes de las tolvas de descarga y la segregación del mineral. Es difícil establecer a-priori si esta alternativa aumenta la capacidad viva de almacenamiento en las pilas, pero sería una mejora, y no representa costo ni pérdida de tiempo alguno para ejecutarla, por lo que se evaluará su implementación.

Otra opción es manejar el *stockpile* con una menor altura de material almacenado, así se disminuiría la presión de consolidación del mineral, y por ende, el diámetro crítico de *rathole* sería menor. Esto mejora la fluidez del material por un lado, pero por otro se disminuye la capacidad de almacenamiento en las pilas lo que la hace contraria a los resultados esperados.

La opción de ‘cambiar y/o modificar el equipo’ consiste en alternativas de rediseño de los *feeders*, pero no es viable, ya que para cambiar el diseño del *stockpile*, o de sus alimentadores se debe detener durante un largo tiempo la alimentación a la planta, generando grandes pérdidas de producción. Sin embargo, en proyectos futuros de expansión o aumento de capacidad productiva de las plantas si es considerada esta alternativa.

Para la búsqueda de más alternativas, se realiza un estudio cuantitativo de las operaciones relacionadas al *Stockpile* que son Chancado y Planta concentradora. Se estudian las principales detenciones e imprevistos a los que se ven afectas y las posibilidades de mejora que significan. Las detenciones se registran clasificadas de acuerdo al modelo de tiempos de BHP Billiton, por lo que es necesario conocerlo antes de realizar el análisis.

3.1.1 Modelo de tiempos BHP Billiton

Los análisis realizados se basan en el modelo de tiempos de BHP Billiton que se muestra a continuación:

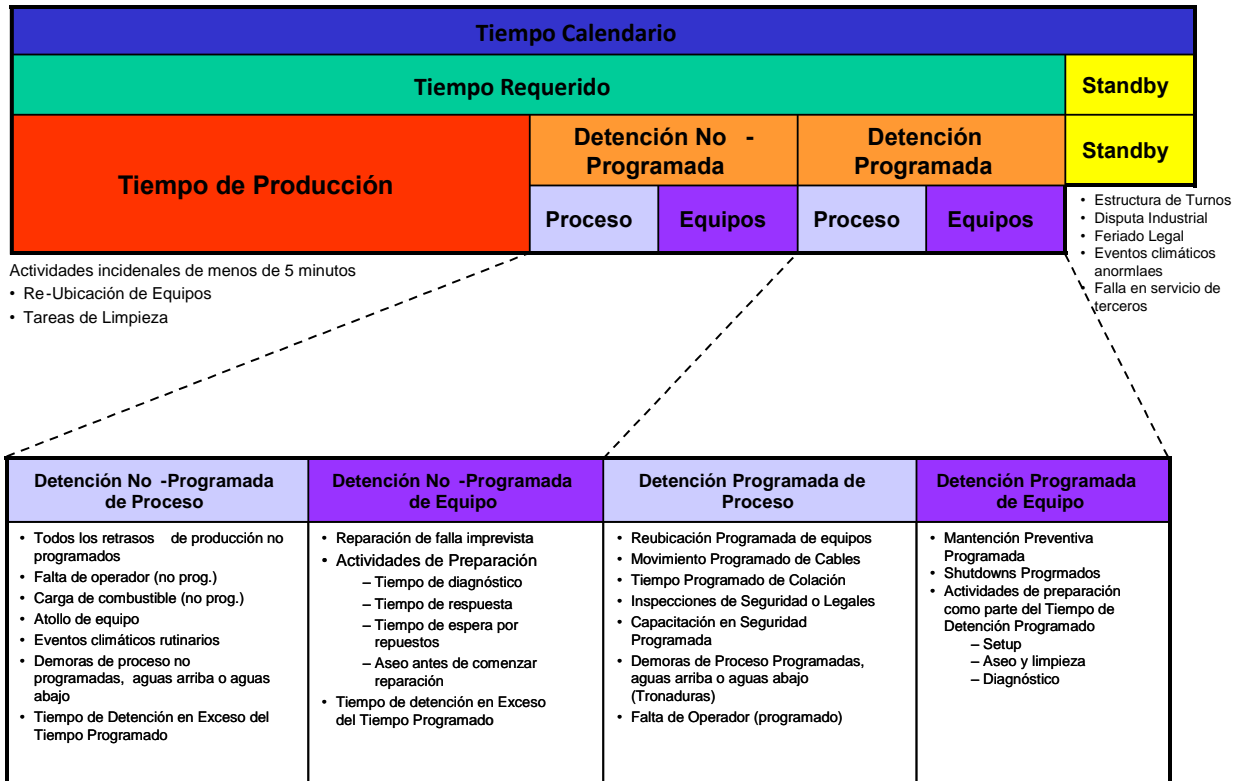
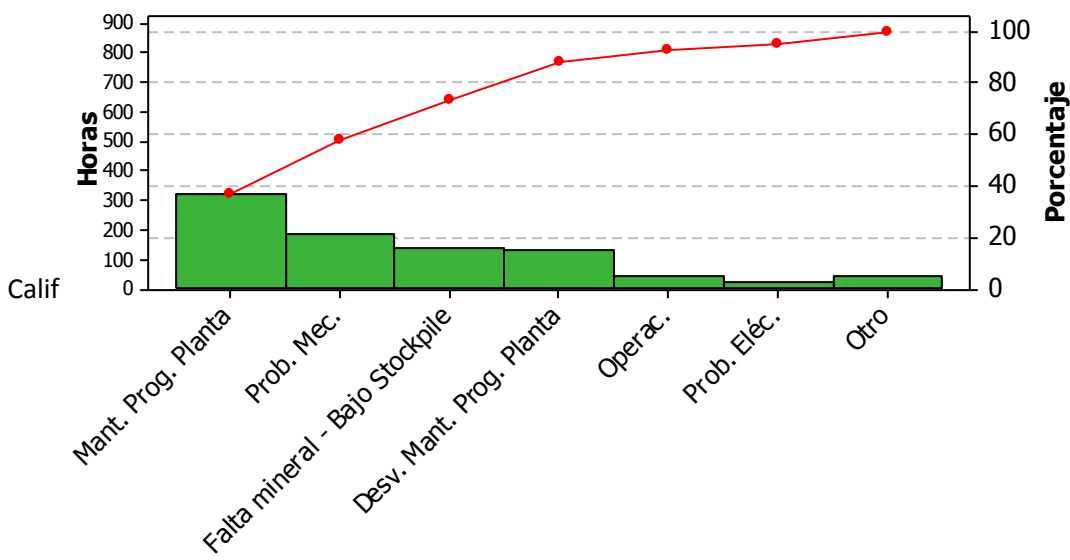


ILUSTRACIÓN 24: MODELO DE TIEMPOS DE BHP BILLITON

3.2 Análisis condición actual de operación planta Los Colorados

Para el análisis de la situación base del Acopio los Colorados se realizó un estudio de las principales detenciones de la planta concentradora durante el año fiscal 2013 (desde julio 2012 a junio 2013) exceptuando los meses de Julio y Agosto de 2012 ya que la producción se vio afectada por huelgas (análisis desde Septiembre de 2012 hasta Abril 2013). Este estudio arrojó el siguiente diagrama:

Detenciones Planta Concentradora Los Colorados



Hora Total	317,7	182,5	137,7	130,1	40,4	23,4	40,5
Porcentaje	36,4	20,9	15,8	14,9	4,6	2,7	4,6
% acumulado	36,4	57,3	73,1	88,0	92,7	95,4	100,0

ILUSTRACIÓN 25: PRINCIPALES DETENCIONES PLANTA LOS COLORADOS FY13

Este gráfico nos indica que las detenciones por falta de mineral o bajo *stockpile* son la tercera causa de detención, (la segunda si es que solo se consideran las detenciones no programadas), representando un 15,8% de las detenciones (140 hrs aprox.). Las mantenciones programadas son la primera causa de detenciones ocupando un 36%. Estas detenciones se analizarán en mayor detalle en el capítulo 4, donde se contrastarán con las horas de mantención de chancado. Se buscarán los tiempos de desfase para determinar si es que existen oportunidades en los alineamientos y desacoples de los programas de mantención. Es importante recalcar que actualmente se están alineando los programas de mantención entre gerencias con el objetivo de minimizar las pérdidas por descoordinaciones.

Como se revisó en antecedentes, el *stockpile* está limitado por diseño y por características de mineral, lo que tiene como consecuencia que la carga viva real es apenas el 3,1%. Esto, junto con la evidencia de que se generan detenciones en las plantas por falta de mineral, obliga a realizar una gestión adecuada de la carga viva real. Luego, para conocer las principales variables involucradas en el funcionamiento del *Stockpile* se realizó un diagrama de Ishikawa [14].

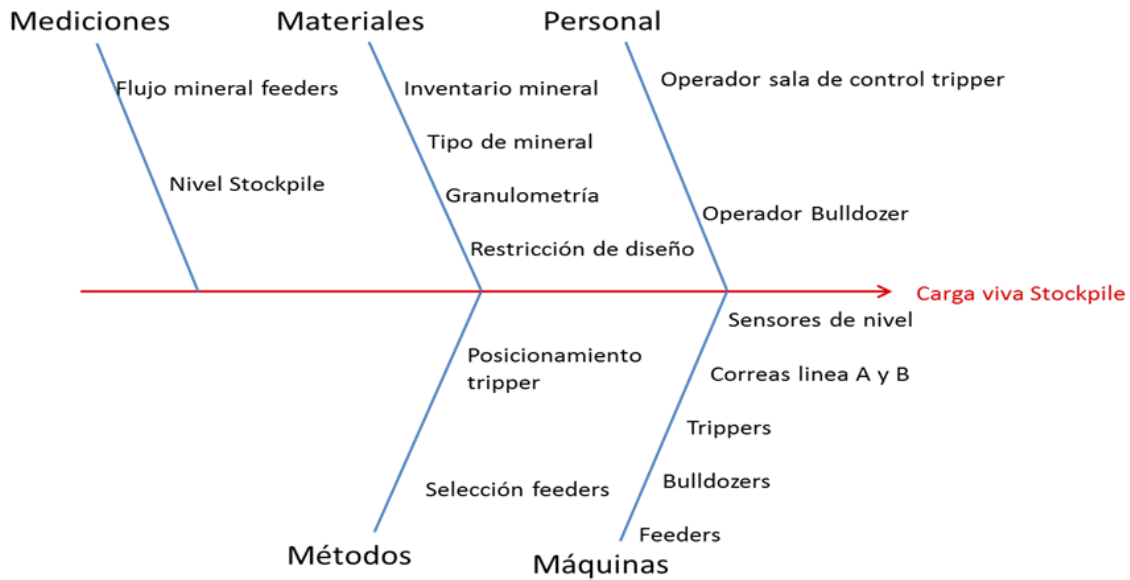
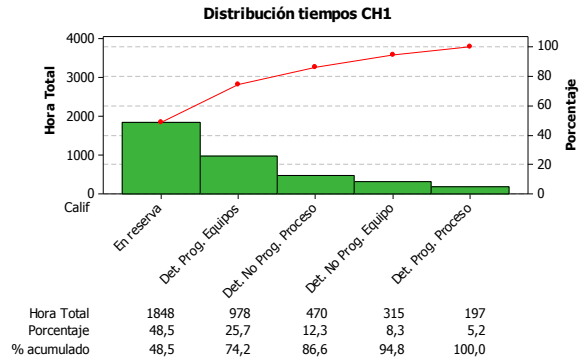
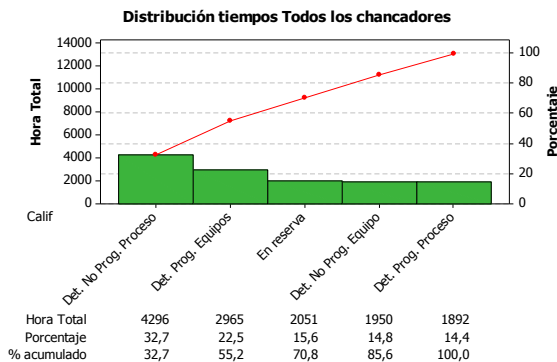


ILUSTRACIÓN 26: DIAGRAMA DE ISHIKAWA, VARIABLES INVOLUCRADAS EN EL FUNCIONAMIENTO DEL STOCKPILE

Las variables agrupadas en mediciones, materiales, personal, métodos y máquinas son las que determinan el comportamiento de la carga viva, y la condición de bajo nivel del *stockpile*, luego es necesario comprender cómo se manejan estas variables en cada uno de los procesos de la cadena productiva.

3.3 Análisis detenciones Chancado

Se realizó el análisis de las detenciones del chancado durante el año fiscal 2013, eliminando los meses de Julio y Agosto ya que fueron meses en que la producción se vio alterada por huelgas (se incluye desde Septiembre de 2012 hasta Marzo de 2013). El análisis inicial clasificó las detenciones por programadas de procesos y de equipos, no programadas de procesos y equipos y en reserva. Los resultados de este análisis se muestran a continuación.



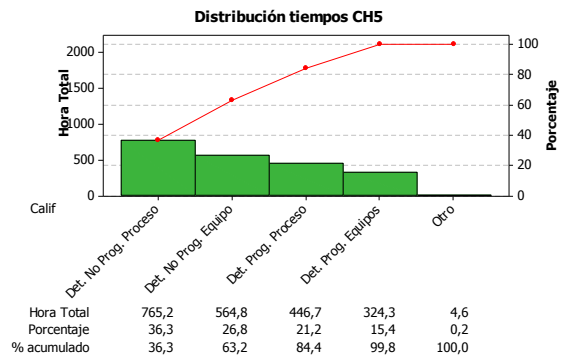
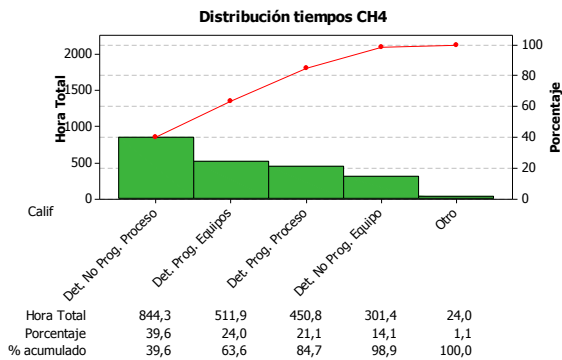
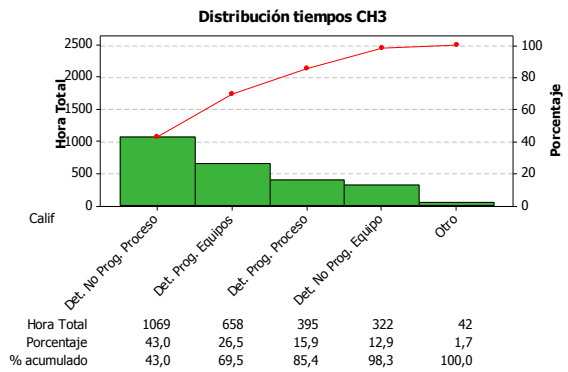
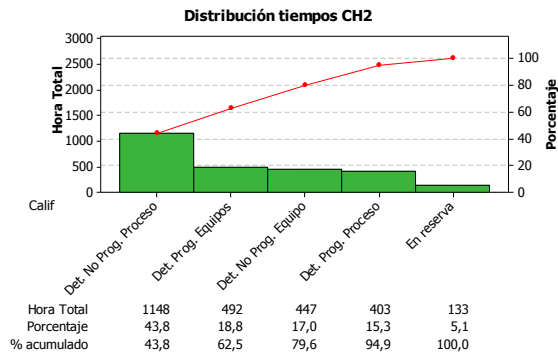
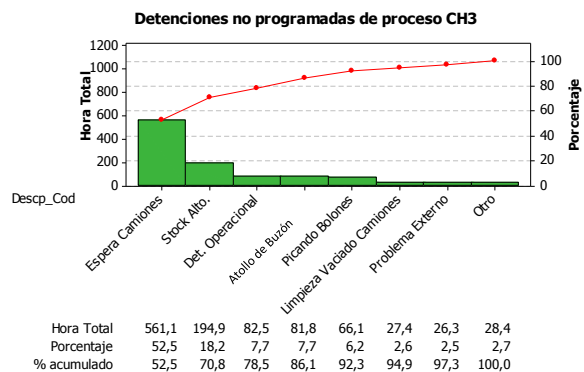
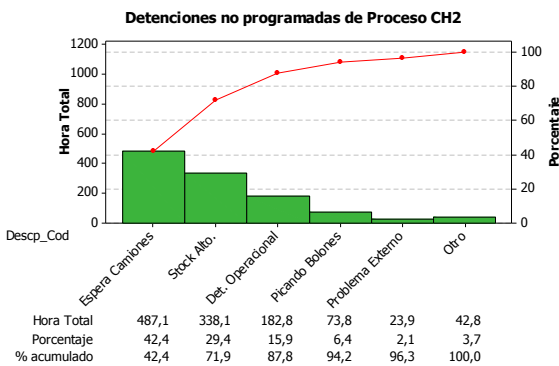


ILUSTRACIÓN 27: DETENCIONES CHANCADO

Este análisis muestra que exceptuando el CH1, que está la mayoría del tiempo en reserva, las detenciones no programadas de proceso son la principal causa de interferencia representando un 41% del tiempo de detención total en promedio, que se traduce en 994 horas.

Posteriormente se analizaron las detenciones no programadas de proceso de los chancadores que son alimentados con sulfuros (CH2, CH3, CH5) excluyendo el CH1, que tiene menor utilización dado que generalmente está en reserva para utilizarlo como apoyo en caso de falla de otros chancadores.



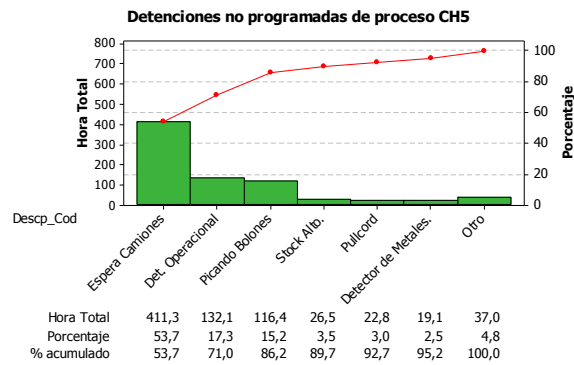


ILUSTRACIÓN 28: DETENCIONES NO PROGRAMADAS DE PROCESOS CHANCADORES DE SÚLFUROS

Estos gráficos muestran que la espera de camiones es la principal causa de detenciones representando un 50% en promedio (487 h), seguido por el alto nivel de *stockpile* con un 17% promedio (186 h) y por las detenciones operacionales con un 13.4% (132 h). Las detenciones por espera de camiones corresponden al tiempo que el chancador está sin alimentación de mineral por demoras en la llegada de los camiones. Las detenciones por alto nivel de *stockpile* corresponden a fallas operacionales causadas por el movimiento inadecuado de los carros *tripper* basado, en parte, por falsos niveles de *stockpile* entregados por el sistema de monitoreo de niveles.

Al contrastar esta información con la de las detenciones de la planta, podemos ver que la planta posee detenciones importantes por la falta de mineral en el *stockpile* y chancado tiene detenciones por stock alto. Esto indica que existe una descoordinación entre los procesos, y que es necesario gestionarlos para tener menos tiempos perdidos y otorgar mayor continuidad a la planta concentradora.

Para cuantificar las horas de detenciones por alto *stockpile* que están relacionadas con la Planta Concentradora Los Colorados, se realizó el desglose por chancado:

TABLA 1: DESGLOSE DETENCIONES POR ALTO STOCKPILE (HORAS)

Planta	CH#2	CH#3	CH#5
LC [h]	318	174	8
LS [h]	20	21	18
Total [h]	338	195	26

Se observa que las detenciones por stock alto son más importantes en los chancadores 2 y 3 que en el 5. Esto ocurre ya que cuando hay niveles altos se restringe el procesamiento de mineral en alguno de los chancadores que procesan mineral de menor ley que son, correspondientemente, los chancadores 2 y 3. Es importante destacar que el mineral proveniente del chancador 5 alimenta al *stockpile* por la línea B mientras que el mineral proveniente de los chancadores 2 y 3 pueden alimentar indistintamente por las líneas A o B según la configuración programada.

Para comprender cuáles son las detenciones que conforman las Detenciones Operacionales, se analizó el desglose de estas, obteniéndose los siguientes gráficos:

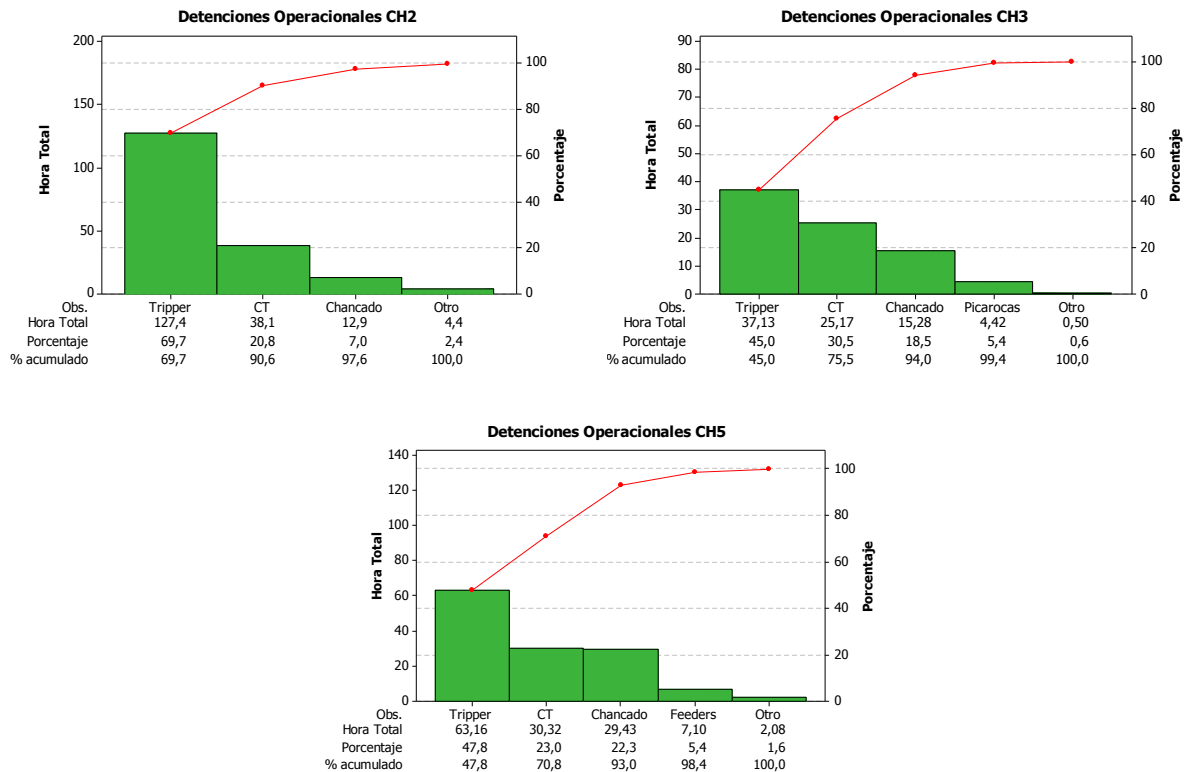


ILUSTRACIÓN 29: DETENCIONES OPERACIONALES CHANCADORES DE SÚLFUROS

Al analizar las detenciones operacionales de los chancadores de sulfuros, se observa que el primer motivo de detención es el movimiento de los carros *tripper* con un 54% en promedio (76 horas en promedio), seguido por las detenciones de correas transportadoras.

Estos tiempos podrían ser reducidos si el movimiento de los carros *tripper* estuviera a cargo del operador de chancado y no a cargo del operador de la planta concentradora, pues se optimizan los tiempos al aprovechar los espacios en que no llega alimentación al chancado (Espera de camiones) para el movimiento de los carros *tripper*. Además se entregaría la responsabilidad del control y la gestión de su proceso al área correspondiente de acuerdo al Modelo Operativo de MEL.

Con el objetivo de recoger las inquietudes de los operadores, se generó una encuesta transversal a aplicar en las áreas de planta, chancado & correas y operaciones mina. A partir de esta se pretende identificar las principales problemáticas de operación de cada área, y cómo interactúan y se comunican estas áreas entre sí. Además permitirá contrastar las opiniones de los trabajadores con el análisis de la información ya realizado.

3.4 Encuesta transversal

La encuesta se conforma de 25 preguntas enfocadas a las problemáticas principales que pueden afectar la producción y el cumplimiento de los objetivos del proceso que controla el entrevistado. Se entrevistó a personal de despacho, de la sala de control de la planta Los Colorados y de la sala de control de chancado. Los resultados de la encuesta se enmarcan en los cuatro pilares de gestión HSE² (health, security, environment) de MEL y se pueden resumir en la siguiente tabla de conformidad del cliente, donde la importancia va de 1 a 10 desde el menos importante a lo más importante y la satisfacción actual va de 5 a 1, donde 1 es el máximo grado de satisfacción:

TABLA 2: TABLA SATISFACCIÓN DEL CLIENTE

Necesidades del cliente		Importancia	Satisfacción del cliente					Objetivos operacionales	N°
Generales	Específicas [CTQ's]		5	4	3	2	1		
Sistema	Estar informado de las condiciones de operación propias y de los procesos de clientes y proveedores	10	X					Que todas las partes conozcan transversalmente la información	1
	Tener un registro de fallas que converse con el registro de fallas de clientes y proveedores	2			X			Un sistema de registro de falla transversal	2
Estructura	Conocer cómo afectan las decisiones propias y las de clientes y proveedores en el resultado del proceso	5		X				Definir y hacer conocida la estructura y jerarquía del proceso.	3
	Saber a quién solicitarle información, y tener un ente encargado del control del proceso global	5			X			Crear una entidad que controle el proceso global.	4
	Saber cuándo comunicar qué, y a quién hacerle llegar la información	10			X			Normar las comunicaciones.	5
Proceso	Tener claro los objetivos del proceso global	4				X		Crear KPI transversales	6
	Saber cuáles son sus responsabilidades y las de los demás	6				X		Definir roles y responsabilidades	7
	Comunicar a las personas clave, las fallas en el proceso	10		X				Crear protocolos de comunicación	8
	Conocer cuáles son las fallas ocurridas y en qué parte del proceso	8	X					Generar sistemas de detección de fallas e imprevistos	9
	Conocer a las personas que deben ser informadas de los imprevistos y fallas de proceso	10		X				Crear estructura de comunicación	10
Liderazgo	Saber quién toma qué decisión	8		X				Definir roles y responsabilidades	11
	Conocer la estructura de la totalidad del proceso	2				X		Aclarar estructura del proceso	12

² Se pueden encontrar en el ANEXO B

A partir de esta tabla es posible clasificar las necesidades más relevantes, las que al solucionar generarían mayor impacto dada la importancia y el nivel de satisfacción actual del cliente. La siguiente gráfica muestra las necesidades que generarían mayor impacto:

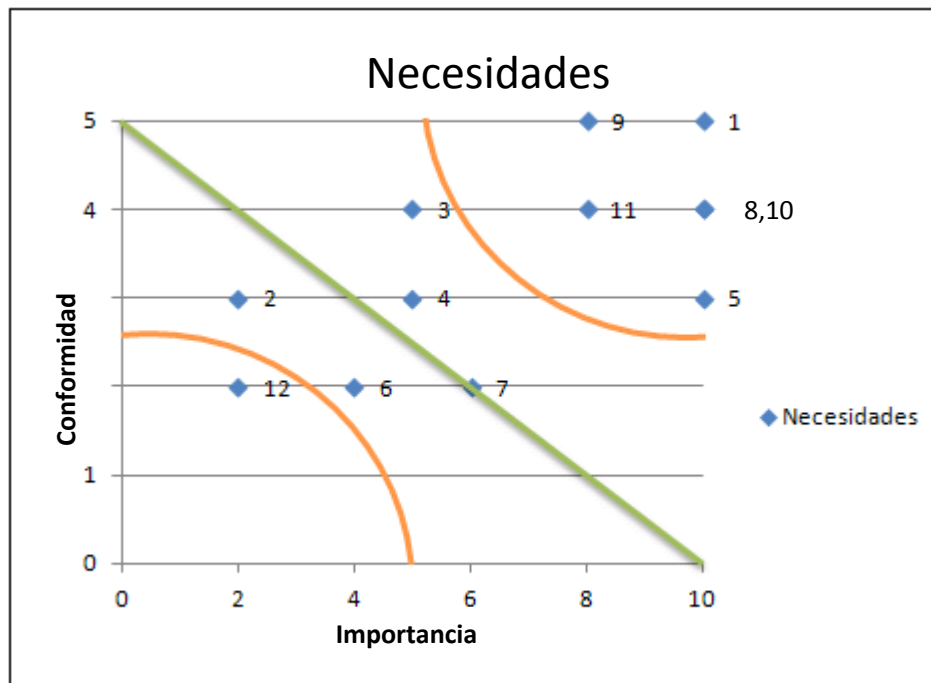


ILUSTRACIÓN 30: MATRIZ DE CONFORMIDAD DE CLIENTES

Así, las necesidades 1, 5, 8, 9, 10 y 11 son las que deben ser consideradas por ser las de mayor importancia y tener menor satisfacción en el cliente actualmente. Estas necesidades son:

- Estar informado de las condiciones de operación propias y de los procesos de clientes y proveedores.
- Saber cuándo comunicar qué, y a quién hacerle llegar la información.
- Comunicar a las personas clave, las fallas en el proceso.
- Conocer cuáles son las fallas ocurridas y en qué parte del proceso.
- Conocer a las personas que deben ser informadas de los imprevistos y fallas de proceso.
- Saber quién toma qué decisión.

Además de estas necesidades, surgen una serie de imprevistos que preocupan a los operadores ya que afectan directamente al proceso, la siguiente tabla los resume:

TABLA 3: PRINCIPALES IMPREVISTOS PROCESO MINA-PLANTA

Clasificación	Imprevisto
Sistema	Equipos en mal estado Falla de equipos Fallas en suministro de energía Bajo nivel de <i>stockpile</i>
Estructura	Ausentismo de operadores
Proceso	Granulometría inadecuada Atraso en tronadura Detenciones no planificadas de chancado Cambio en el tonelaje procesado por la planta Dureza del mineral Calidad del mineral
Liderazgo	Falta de Capacitación

A partir de esta encuesta fue posible detectar necesidades levantadas por los operadores, y problemáticas a las que se ven afectos sus procesos. Estos resultados son consecuentes con los análisis realizados, por lo que se deben definir mejoras que logren mitigar las problemáticas. Se identificaron mejoras que incluyen proyectos a realizar y variables a analizar. Estas se enmarcan en los cuatro pilares de gestión HSE (*health, security, environment*) de MEL tal como se muestra a continuación:

Mejoras:

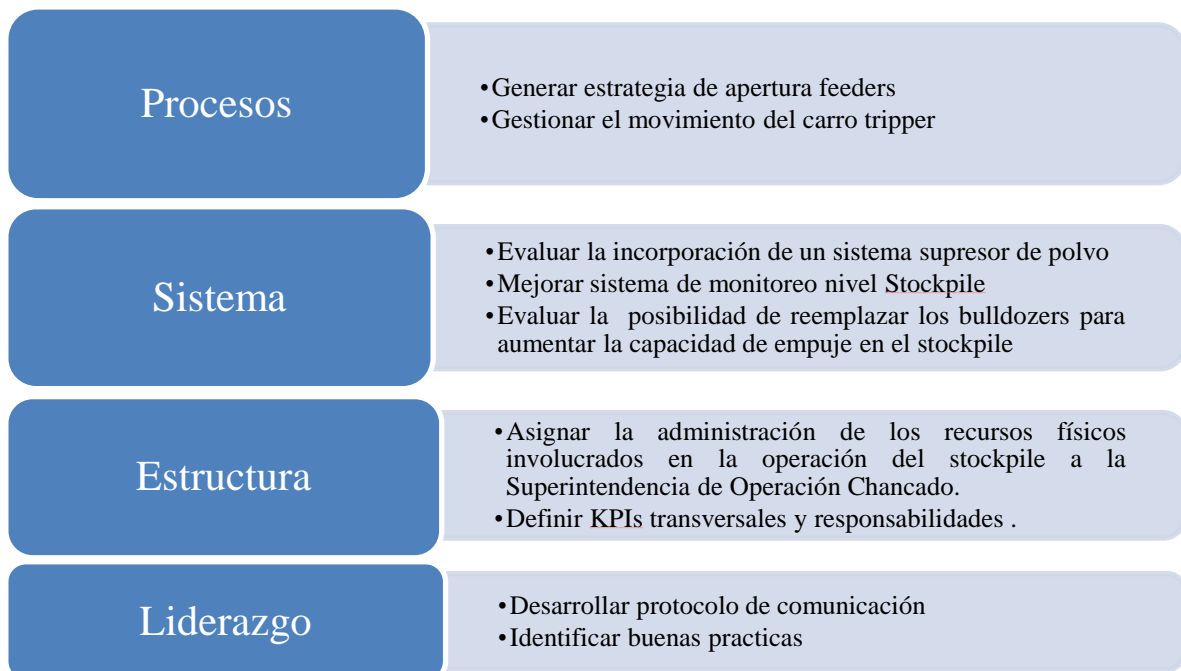


ILUSTRACIÓN 31: DEFINICIÓN DE MEJORAS

Esta clasificación no es estricta y de hecho hay mejoras que son transversales, es decir que se enmarcan en más de uno de los pilares, tal es el caso del protocolo de comunicación, que afecta la estructura al otorgar roles y responsabilidades y al liderazgo, al generar redes de comunicación efectiva que impulsen la correcta canalización de la información.

Capítulo IV: Desarrollo de mejoras

4.1 Mejoras de Procesos

4.1.1 Estrategia de apertura *feeders*

A partir de la encuesta transversal aplicada en la sala de control de la planta concentradora los colorados, se identificó que es muy baja la utilización de los *feeders* externos ya que se cree que debido a la segregación, el mineral extraído por dichos *feeders* genera mayor desgaste en los revestimientos de los molinos SAG. Esta mejora busca homogeneizar la granulometría del mineral alimentado hacia las plantas, y así disminuir el efecto de la granulometría en el cambio de revestimientos de los molinos SAG. Para esto se realiza un análisis preliminar del uso de los *feeders* y su influencia en el desgaste de las cóncavas de los molinos SAG, además se analiza la correlación existente entre la granulometría, el uso de los *feeders* y el tonelaje procesado por los molinos.

4.1.1.1 Utilización de los *feeders*

Para conocer la utilización real de los *feeders* se analizó el tiempo en que estos permanecían abiertos de acuerdo a la información correspondiente al año 2012 entregada por sistema, que asigna 1 si el *feeder* está abierto y 0 si está cerrado. Luego se calculó el tiempo disponible de los *feeders* de acuerdo a la disponibilidad real de las plantas en el mismo periodo que resultó ser de un 84%.

Se calculó la utilización de cada *feeder* comparando el tiempo disponible con el tiempo en uso. Los resultados pueden verse en la siguiente tabla:

TABLA 4: UTILIZACIÓN FEEDERS ACOPIO LOS COLORADOS

Línea de procesamiento	Línea #1			Línea #2			Línea #3			
Feeder	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
% uso	58%	59%	29%	55%	63%	31%	39%	64%	70%	26%

Se puede observar que los *feeders* externos (3, 6, 7, 10) son efectivamente los menos utilizados. Además, se observa el privilegio del uso de los *feeders* que alimentan la línea #3, esto dado que el SAG #3 procesa una mayor cantidad de mineral que los SAG #1 y #2.

4.1.1.2 Historial cambio de revestimientos.

Las corazas de los molinos SAG son los revestimientos más afectados por la dureza y granulometría del mineral de acuerdo a información entregada por personal de la planta Concentradora. Luego, se analizó el tiempo de uso de los *feeders* externos de cada línea entre cambios de corazas durante el año 2012.

La siguiente tabla entrega las fechas de cambio de corazas para cada molino SAG y el tiempo de uso de los *feeders* externos correspondientes a la línea de alimentación de cada molino (*Feeders* 3, 6 y 10).

TABLA 5: ANÁLISIS CAMBIO DE CORAZAS MOLINOS SAG PLANTA CONCENTRADORA LOS COLORADOS.

Cambio Corazas 2012				
	1er cambio	2° cambio	Tiempo uso <i>feeders</i> entre cambios [h]	T. de uso <i>feeders</i> entre último cambio y Diciembre [h]
SAG#1	29 de Agosto	-	-	1011
SAG#2	9 de Mayo	6 de Agosto	586	1307
SAG#3	12 de Marzo	13 de Julio	805	759

Lo primero que se observa es que los cambios de corazas no son frecuentes, y que no existe una periodicidad entre cambios. Además, el tiempo de uso de los *feeders* entre el último cambio y fines de diciembre supera el tiempo de uso entre cambios en el caso del SAG#2, por lo que la información es insuficiente para admitir que es el uso de los *feeders* externos es el que potencia el desgaste de las corazas.

4.1.1.3 Análisis de correlación entre apertura de feeders, SPI, granulometría y Tonelaje diario procesado

Otros de los motivos por los cuales los operadores prefieren utilizar menos los *feeders* externos que los *feeders* intermedios, es porque el mineral de los extremos tiene una granulometría más gruesa, lo que afecta el tiempo de residencia del mineral, generando un menor procesamiento diario.

Para analizar si esta información es certera, se realizó un estudio de correlación entre el uso diario de los *feeders*, la dureza del mineral, la granulometría y las toneladas diarias procesadas. Los datos analizados corresponden a valores promedios por hora.

La hipótesis en este caso era: “A mayor uso de los *feeders* externos, mayor el SPI y menor la tasa de procesamiento”. Los resultados obtenidos se entregan en tablas, donde cada celda contiene la correlación de Pearson y el Valor P:

Análisis tonelaje, tiempo de uso feeders, granulometría y dureza

TABLA 6: TABLA DE CORRELACIÓN LINEAL ENTRE USO FEEDERS, SPI, GRANULOMETRÍA Y TONELAJE

	SPI	TPD	Feeder 1	Feeder 2	Feeder 3	Feeder 4	Feeder 5	Feeder 6	Feeder 7	Feeder 8	Feeder 9	Feeder 10	Gruesos
TPD	-0.221												
	0												
Feeder 1	-0.013	0.04											
	0.831	0.525											
Feeder 2	0.009	-0.065	0.555										
	0.884	0.298	0										
Feeder 3	-0.021	0.018	0.069	0.101									
	0.736	0.773	0.27	0.104									
Feeder 4	-0.07	0.079	0.18	0.07	0.124								
	0.264	0.204	0.004	0.262	0.047								
Feeder 5	0.085	-0.069	0.01	0.124	0.11	0.415							
	0.174	0.269	0.875	0.046	0.076	0							
Feeder 6	-0.028	0.064	0.185	0.166	0.416	0.041	0.114						
	0.651	0.307	0.003	0.008	0	0.515	0.068						
Feeder 7	-0.03	0.084	0.099	0.147	0.185	0.105	0.041	-0.023					
	0.631	0.18	0.111	0.018	0.003	0.092	0.51	0.711					
Feeder 8	0.096	0.242	-0.004	0.133	0.07	0.077	0.096	0.068	-0.204				
	0.123	0	0.946	0.033	0.261	0.215	0.125	0.279	0.001				
Feeder 9	0.097	0.18	0.129	-0.045	0.045	0.048	-0.015	0.044	-0.012	0.103			
	0.119	0.004	0.038	0.469	0.469	0.442	0.807	0.479	0.849	0.097			
Feeder 10	-0.232	0.071	0.112	0.028	-0.017	0.113	-0.079	-0.006	0.159	-0.193	0.028		
	0	0.256	0.073	0.651	0.781	0.068	0.203	0.92	0.011	0.002	0.655		
Gruesos	0.032	0.058	-0.012	-0.098	-0.039	0.026	0.003	-0.092	-0.089	0.129	0.154	0.032	
	0.611	0.35	0.847	0.116	0.528	0.679	0.959	0.138	0.152	0.039	0.013	0.603	
Medios	-0.112	0.035	-0.037	-0.056	0.071	-0.062	-0.127	0.137	0.056	-0.104	-0.119	0.038	-0.148
	0.071	0.579	0.556	0.368	0.257	0.318	0.04	0.027	0.37	0.094	0.056	0.548	0.017

Estos resultados indican que no existe una correlación lineal entre los parámetros, luego es necesario comprobar si existe o no algún otro tipo de correlación:

TABLA 7: TABLA DE CORRELACIÓN NO LINEAL ENTRE USO FEEDERS, SPI, GRANULOMETRÍA Y TONELAJE

	TPD	SPI^2	(Feeder3)^2	(Feeder 6)^2	(Feeder10)^2	(Gruesos)^2	(Medios)^2	Ln(spi)	Ln(feeder 3)	Ln (feeder 6)	Ln(feeder 10)	Ln(gruesos)
SPI^2	-0.228											
	0											
(Feeder3)^2	0.051	-0.047										
	0.417	0.45										
(Feeder 6)^2	0.102	-0.059	0.433									
	0.101	0.341	0									
(Feeder10)^2	0.086	-0.226	-0.043	-0.038								
	0.167	0	0.495	0.545								
Gruesos^2	0.047	0.027	-0.081	-0.111	-0.038							
	0.45	0.666	0.192	0.073	0.539							
(Medios)^2	0.011	-0.102	0.097	0.151	0.075	-0.271						
	0.863	0.103	0.12	0.015	0.229	0						
Ln(spi)	-0.212	0.983	-0.024	-0.044	-0.232	0.051	-0.087					
	0.001	0	0.697	0.476	0	0.411	0.165					
Ln(feeder 3)	-0.028	-0.042	0.807	0.324	-0.047	-0.021	0.049	-0.033				
	0.65	0.496	0	0	0.456	0.738	0.433	0.598				
Ln (feeder 6)	0.046	-0.037	0.332	0.756	0.043	-0.046	0.108	-0.021	0.392			
	0.465	0.552	0	0	0.494	0.463	0.084	0.736	0			
Ln(feeder 10)	0.048	-0.205	0.007	0.014	0.72	-0.008	0.031	-0.215	-0.006	0.075		
	0.441	0.001	0.916	0.819	0	0.899	0.619	0	0.918	0.226		
Ln(gruesos)	0.074	-0.074	-0.026	-0.08	0.067	0.584	0.217	-0.043	0.06	0.001	0.087	
	0.236	0.237	0.683	0.202	0.28	0	0	0.492	0.334	0.99	0.163	
Ln(medios)	0.056	-0.125	0.043	0.041	0.054	-0.159	0.717	-0.109	0.057	0.025	-0.011	0.551
	0.371	0.045	0.49	0.508	0.391	0.011	0	0.08	0.361	0.685	0.86	0

Estos resultados indican que tampoco existe una correlación entre el tonelaje procesado y el uso de los *feeders* externos evaluados en forma cuadrática y logarítmica. Tampoco existe una correlación significativa entre el tonelaje procesado y la granulometría del mineral

procesado, que puede deberse al sistema de control experto del molino, que limita el tonelaje procesado a un máximo; además de otras variables que influyen en el tonelaje procesado y que no han sido consideradas tales como la velocidad de giro y la presión de los descansos entre otras. Luego, se rechaza la hipótesis, de correlación entre variables.

Para hacer aún más acabado el estudio, se realizan regresiones para predecir el tonelaje procesado diario con las variables bajo la misma hipótesis: “A mayor uso de los *feeders* externos mayor el SPI y menor el procesamiento”. Para esto se creó una variable % horas de uso de los *feeders* externos con respecto a las horas de uso total de los *feeders* (en adelante %HFE).

Los resultados de las regresiones se muestran a continuación:

TABLA 8: REGRESIONES PARA PREDECIR T/D

Variables	Coefficientes	Variables	Coefficientes	Variables	Coefficientes	Variables	Coefficientes
Intercepción	147699.924	Intercepción	0	Intercepción	0	Intercepción	0
%_Hrs_Feeder_ext/total	-9.474	%_Hrs_Feeder_ext/total	382.935	SPI	1154.688	Gruesos	1172.872
SPI	-755.352	SPI	1115.462	Gruesos	251.976	Medios	8578.883
Gruesos	54.648	Gruesos	239.024	Medios	2571.092	R^2 ajustado	0.857
Medios	200.953	Medios	2171.066	R^2 ajustado	0.926		
R^2 ajustado	0.088	R^2 ajustado	0.928				

Variables	Coefficientes	Variables	Coefficientes	Variables	Coefficientes	Variables	Coefficientes
Intercepción	0	Intercepción	0	Intercepción	0	Intercepción	0
Medios	10511.788	Gruesos	3664.611	SPI	1546.185	%_Hrs_Feeder_ext/total	4150.652
R^2 ajustado	0.827	R^2 ajustado	0.569	R^2 ajustado	0.917	R^2 ajustado	0.634

Las regresiones realizadas demuestran que existe una fuerte relación entre el SPI y el tonelaje procesado, pero no así entre el %HFE y el tonelaje procesado.

Para descartar de manera definitiva la relación entre el %HFE y el tonelaje procesado, se realizaron estudios de independencia entre el SPI y el %HFE y entre el % de gruesos y el %HFE. Para esto se clasificaron los datos en cuartiles, y se obtuvo la tabla de contingencia con la frecuencia observada de los datos en cada cuartil.

TABLA 9: LÍMITE CUARTILES POR VARIABLE

Variable	%HFE	SPI	Gruesos
Q1	5.35	57.23	11.82
Q2	16.34	63.31	13.69
Q3	24.57	70.03	15.80
Q4	53.99	88.39	77.89

TABLA 10: TABLA DE CONTINGENCIA SPI/%HFE

SPI \ %HFE	[0 , 5.35)	[5.35 , 16.34)	[16.34 , 24.57)	[24.57 , 53.99]
[0 , 57.23)	13	12	15	15
[57.23 , 63.31)	12	13	13	17
[63.31 , 70.03)	12	11	16	16
[70.03 , 88.39]	18	19	11	7

TABLA 11: TABLA CONTINGENCIA GRUESOS/%HFE

Gruesos \ %HFE	[0, 5.35)	[5.35, 16.34)	[16.34, 24.57)	[24.57, 53.99]
[0, 11.82)	21	12	13	9
[11.28, 13.69)	11	14	12	18
[13.69, 15.80)	13	11	16	15
[15.80, 77.89]	10	18	14	13

Posteriormente se realiza un test de Chi cuadrado con un 95% de confianza y se analiza el valor resultante de acuerdo a:

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^r \sum_{j=1}^s (O_{ij} - E_{ij})^2 / E_{ij}$$

Dónde:

O_{ij}=Frecuencia observada en posición i,j de la tabla de contingencia.

E_{ij}= Frecuencia esperada en la posición i,j.

Los resultados obtenidos con este Test de independencia indican que se aceptan las hipótesis nulas “El SPI es independiente del %HFE” y “ El % de Gruesos es independiente del %HFE”, ya que el valor de X² es menor que el valor esperado para que haya dependencia con 9 grados de libertad.

TABLA 12: RESULTADO TEST X2

SPI \ %HFE		Gruesos \ %HFE	
X ²	10.25	X ²	11.27
X ² (Tabla)	16.92	X ² (Tabla)	16.92

Posteriormente se realizó el análisis de correlación por línea de procesamiento, correlacionando el tonelaje registrado en la alimentación de cada molino SAG con el tiempo de uso diario del *feeder* externo correspondiente a la línea y el % de finos en la alimentación bajo la hipótesis: “A mayor uso de los *feeders* externos mayor granulometría del material, por ende menos tonelaje alimentado a los molinos SAG y mayor desgaste de cóncavas”.

TABLA 13: CORRELACIÓN ENTRE VARIABLES LÍNEA 1

	Peso correa	Finos	Feeder 3	(Feeder 3) ²
Finos	0.015 0.805			
Feeder 3	0.049 0.403	-0.057 0.334		
(Feeder 3)²	0.051 0.387	-0.052 0.377	0.964 0	
Ln(Feeder 3)	-0.071 0.23	-0.013 0.822	0.629 0	0.487 0

TABLA 14: CORRELACIÓN ENTRE VARIABLES LÍNEA 2

	Peso correa	Finos	Feeder 6	(Feeder 6)^2
Finos	0.217 0			
Feeder 6	0.009 0.874	0.028 0.631		
(Feeder 6)²	0.017 0.773	0.089 0.13	0.957 0	
Ln(Feeder 6)	0.038 0.519	-0.035 0.555	0.878 0	0.75 0

TABLA 15: CORRELACIÓN ENTRE VARIABLES LÍNEA 3

	Peso correa	Finos	Feeder 10	(Feeder 10)^2
Finos	0.211 0			
Feeder 10	0.148 0.012	0.038 0.527		
(Feeder 10)²	0.145 0.014	-0.028 0.634	0.962 0	
Ln(feeder10)	0.129 0.029	0.111 0.062	0.821 0	0.713 0

Estos resultados indican que no existe correlación entre el uso de los *feeders* externos y el tonelaje alimentado a los molinos SAG en ninguna de las líneas. Luego, la hipótesis se descarta.

Así, se derriban los mitos relacionados al uso de los *feeders* externos, ya que no existe una relación certera esto este y la dureza, la granulometría o el tonelaje del material procesado.

De acuerdo a los resultados de este análisis, se desarrolló una estrategia de operación y apertura de los *feeders*, para regularizar la granulometría del flujo de mineral hacia la planta concentradora. Esta estrategia es simple, se deben utilizar indistintamente todos los *feeders* de cada línea, para aumentar la carga viva incluyendo, en la alimentación a los molinos SAG, la carga sobre los *feeders* externos.

Operar simultáneamente con todos los alimentadores disponibles en el *stockpile* reduce prácticamente a cero el tiempo de almacenamiento en reposo y bajo presión que sufre el mineral en las pilas. Esto evita que el mineral aumente su resistencia cohesiva, fluyendo mejor en forma instantánea, con canales de flujo activos más grandes. Debido a la segregación natural del mineral, las tolvas centrales descargarán un mineral relativamente más fino y las tolvas externas un mineral relativamente más grueso, pero estas dos fracciones separadas del mineral volverán a re-mezclarse sobre la correa colectora de

extracción bajo la pila que alimenta la planta, de manera que el total del mineral tendrá prácticamente la misma granulometría del mineral proveniente de chancado primario y que es almacenado en la pila.

Esta estrategia se incorporará en el Protocolo de Comunicación entre el Chancado y las Plantas Concentradoras y será una mejora que no representa costo económico ni pérdida de tiempo alguno para implementarla.

4.1.2 Gestión del movimiento de Carros *tripper*

El movimiento del carro *tripper* determina en qué sector del *stockpile* se descargará el mineral, actualmente tienen 3 posiciones, una sobre cada línea de alimentación a la Planta. La alimentación al molino SAG#3 es la más importante dada la mayor capacidad de procesamiento de este molino.

Es importante que el movimiento del carro *tripper* considere la presencia eventual del *bulldozer* controlado remotamente, que opera cuando la alimentación desde los chancados al *stockpile* es deficiente. Este equipo tiene la misión de hacer remanaje de la carga muerta alrededor de los *feeders* de la línea #3 (que alimenta al SAG#3).

Actualmente cuando el operador de la sala de control de la Planta Concentradora desea mover el carro *tripper* debe comunicarse con Chancado y Correas y estos se comunican posteriormente con Producción Mina para que detengan la alimentación a los chancadores.

Al realizar la encuesta en la sala de control de la planta concentradora Los Colorados, surgió como inquietud de los operadores, que sería mucho mejor para el proceso que la gerencia de Chancado y Correas se hiciera cargo del movimiento del carro *tripper*, esto ya que se mantendría un nivel de llenado del *stockpile* Los Colorados más adecuado para la correcta alimentación a la planta. Además el operador de la sala de control de la planta concentradora podría enfocar sus esfuerzos en el correcto funcionamiento de esta y en mantener la alimentación a los molinos SAG.

A la vez, la principal Detención Operacional dentro de las Detenciones no Programadas de Proceso la causa el movimiento de carro *tripper* con un 54% en promedio en los chancadores de sulfuros.

Dado que Chancado y Correas tiene comunicación directa con Producción Mina (ya sea en caso de fallas de algún chancador o algún inconveniente que afecte la descarga de los camiones con mineral), la coordinación del movimiento del carro *tripper* será más expedito al recaer sobre esta Gerencia. Además entregaría la opción de mover el carro *tripper* cuando la mina no está entregando mineral a Chancado (cuando existe espera de camiones por ejemplo).

El Modelo Operativo de MEL define que la responsabilidad del movimiento de los Carros *Tripper* es de Operaciones Chancado y Correas, por lo que es necesario definir las responsabilidades de manera clara y efectiva por medio de la confección e implementación

de un procedimiento de operación de los carros *tripper*, que define responsabilidades y entrega la operación a la sala de control de chancado.

Además se implementó un circuito cerrado de televisión que permite el control visual del posicionamiento de los carros y se realizaron las instalaciones necesarias para el control del movimiento desde la sala de control del Chancador #5.

Tras la confección del Procedimiento de Operación de Carros *tripper* y antes del traspaso de la operación a Chancado, se realizó el protocolo de pruebas para comprobar el correcto funcionamiento de las cámaras y del control de los carros.

TABLA 16: LISTA DE CHECKEO PROTOCOLO DE PRUEBAS MOVIMIENTO CARROS TRIPPER

Ítem	Descripción del protocolo	Checks			
	Detalle	Sí	No	N/A	Comentarios
1.-	Sala de control CH5 con imágenes de CCTV operativas				
2.-	Sala de control CH5 tiene control sobre movimientos de cámaras CCTV hacia la derecha				
3.-	Sala de control CH5 tiene control sobre movimientos de cámaras CCTV hacia la izquierda				
4.-	Sala de control CH5 tiene control sobre movimientos de cámaras CCTV Zoom In / Out				
5.-	El carro tripper tiene control de movimiento habilitado en HMI de Sala Control CH5				
6.-	El carro tripper tiene control de estatus de movimiento habilitado en HMI de CH5				
7.-	Existe indicación de dirección del movimiento del carro tripper (norte-Sur)				
8.-	El carro tripper se debe detener al actuar el límite de recorrido del carro tripper hacia el Sur.				
7.-	El carro tripper se debe detener al actuar el límite de recorrido del carro tripper hacia el Norte.				
8.-	En HMI debe indicar que el carro tripper se encuentra en el extremo Sur.				
9.-	En HMI debe indicar que el carro tripper se encuentra en el extremo Norte.				

4.2 Mejoras de sistemas

4.2.1 Incorporación sistema supresor de polvo

Con el objetivo de mejorar las condiciones de polvo y la visibilidad al interior del *stockpile*, se instalará un sistema supresor de polvo en el chancado #5, que es el con mayor capacidad de procesamiento de mineral. Esta medida tendrá impacto directo en la operación del *bulldozer* al interior del acopio, ya que permitirá tener una mayor visual de las condiciones de operación.

Se seleccionó un sistema de supresión que consiste en una espuma surfactante que capta las partículas de polvo en burbujas y las decanta eliminando la polución en el sector. La espuma se forma al mezclar agua con el químico Chem Loc 206. Este sistema asegura una mitigación mínima del 80%. Y ha sido implementado en diversas faenas de Chile.

Para asegurar la compatibilidad del químico con las operaciones posteriores de flotación, se realizaron pruebas en el laboratorio metalúrgico de Los Colorados para determinar en qué dosis el químico afectaba la recuperación. Se determinó que a partir de dosificaciones de 30 g/t se inicia un efecto negativo en la recuperación de Cobre. Sin embargo, el diseño del sistema a implementar en el chancador #5 opera en dosificaciones entre 3 a 4 gr/t, bastante lejos del umbral que podría afectar la recuperación de cobre.

4.2.1.1 Línea base emisiones

Para comparar cuantitativamente la eficiencia del proyecto se realizó un levantamiento de la línea base de las emisiones de MPR/SiO₂, estos datos se compararán con las mediciones que se realicen dentro de las 60 Hrs. de prueba.

La siguiente tabla muestra los límites permisibles establecidos para los agentes Material Particulado Respirable (MPR) y Sílice Libre Cristalizada (SiO₂). Los valores de acuerdo a la legislación nacional (D.S. N° 594 “Condiciones Sanitarias y ambientales básicas en los lugares de trabajo” MINSAL año 2000) y legislación aplicable a BHPB.

TABLA 17: LÍMITES PERMISIBLES ESTABLECIDOS PARA MPR Y SiO₂

Agente	LPP D.S. 594 mg/m ³	OEL BHPB mg/m ³
MPR	1.64	2.4
SiO ₂	0.055	0.94

Además la siguiente tabla indica los parámetros de clasificación de exposición por color de acuerdo a la gravedad. Esta clasificación permitirá identificar el estado de las mediciones realizadas.

TABLA 18: CLASIFICACIÓN DE EXPOSICIÓN SEGÚN GRAVEDAD

C > 200% LPP	C >100% LPP	C >50% < 100% LPP	C <50% del LPP
La exposición excede el 200% de lo establecido en la norma.	La exposición excede el 100% de lo establecido en la norma.	La exposición es menor al 100% establecido en la norma y mayor al 50% de la referencia.	La exposición es inferior al 50% del LPP establecido en la norma.

Luego, de acuerdo a la legislación nacional la clasificación de las mediciones es la siguiente:

TABLA 19: CLASIFICACIÓN EMISIONES DE ACUERDO A LEGISLACIÓN CHILENA

GERENCIA	SECTOR	MPR LPP 594 1.65 mg/m3	SiO2 LPP 594 0.055 mg/m3
Gerencia Chancado y Correas	Cabecera de Correa 2C (Golden West)	8	2
Gerencia Chancado y Correas	Cabecera correa 3C (Golden West)	4	0,913
Gerencia Chancado y Correas	Parte Inferior de silo 3 C (Golden West)	56	5
Gerencia Chancado y Correas	Traspaso silo correa 003 (Golden West)	0,369	0,066

De acuerdo a la legislación aplicable a BHPB, las mediciones realizadas se clasifican de la siguiente manera:

TABLA 20: CLASIFICACIÓN EMISIONES DE ACUERDO A LEGISLACIÓN APLICABLE A BHPB

GERENCIA	SECTOR	MPR OEL BHPB 2.36 mg/m3	SiO2 OEL BHPB 0.094 mg/m3
Gerencia Chancado y Correas	Cabecera de Correa 2C (Golden West)	7,59	1,55
Gerencia Chancado y Correas	Cabecera correa 3 C (Golden West)	4,29	0,913
Gerencia Chancado y Correas	Parte Inferior de silo 3 C (Golden West)	55,79	4,72
Gerencia Chancado y Correas	Traspaso silo correa 003 (Golden West)	0,369	0,066

4.2.1.2 Plan de implementación

Una vez definido el sistema a implementar y licitado el contrato, se generó el plan de implementación del supresor.

TABLA 21: PLAN DE IMPLEMENTACIÓN SUPRESOR DE POLVO

	Duración	Inicio	Término	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo
CONSTRUCCION NUEVO SISTEMA SUPRESOR DE POLVO CHANCADOR N°5 OGP1	113 días	21-01-2013	13-05-2013	█	█	█	█	█
Actividades Previas	18 días	21-01-2013	07-02-2013	█	█			
Obras Mecánicas-Piping	46 días	08-02-2013	25-03-2013		█	█	█	
Obras Civiles	38 días	08-02-2013	17-03-2013		█	█	█	
Estructuras	15 días	06-03-2013	20-03-2013			█	█	
Electricidad y Control	54 días	21-03-2013	01-05-2013				█	█
Pruebas y puesta en marcha	11 días	02-03-2013	13-05-2013					█

Los resultados de las pruebas nos entregarán los datos para medir la efectividad del sistema.

4.2.2 Mejoramiento sistema de monitoreo de nivel del *stockpile*

Actualmente, el nivel del *stockpile* es medido mediante sensores puntuales que entregan el porcentaje de llenado. Cada línea de llenado tiene 3 sensores en las posiciones de las líneas de alimentación a la planta (6 sensores en total). Estos sensores de nivel son deficientes ya que no entregan el nivel real de llenado del *stockpile*, sino solo el nivel puntual, desconociéndose la información de aquellos puntos donde no descarga el carro *tripper*.

Luego, todos aquellos procedimientos de operación que basan sus acciones en los niveles medidos por estos sensores, utilizan información poco confiable pudiendo afectar la autonomía de operación del *stockpile*. Por ejemplo, la alimentación a los molinos SAG se detiene cuando el nivel de mineral de la línea correspondiente es inferior al 45%. Si la detención se basa solo en la medición puntual del nivel central, se está dejando de lado que en los sectores externos puede haber niveles más altos, y que al operar con los *feeders* externos se puede dar continuidad a la operación.

A la vez, se pueden atacar las detenciones por alto nivel de *stockpile* moviendo los carros *tripper* cuando el nivel refleje niveles superiores al 80% en la totalidad de la línea de alimentación al molino SAG, para distribuir el mineral en los sectores en que falte carga. Esto traería un aumento de al menos 174 horas anuales de alimentación de mineral hacia el *stockpile* por la línea A.

A partir de la identificación de esta falencia, surge la necesidad de incorporar un sistema de monitoreo de nivel más certero, que entregue en tiempo real y de manera confiable el nivel de llenado de la totalidad del *stockpile*, que refleje el comportamiento volumétrico y que permita el manejo efectivo del inventario de mineral para poder planificar la operación integrada de los componentes del *stockpile* (*Bulldozers*, carros *Tripper*, *Feeders*).

A la fecha de inicio de la memoria, MEL había comprado un sistema de sensores de nivel que miden en 3 dimensiones el volumen del *stockpile*, entregando una medida más certera, en tiempo real y que permite tomar decisiones informadas gracias a la mayor confiabilidad de los datos. Este sistema había sido comprado en 2011 por la Gerencia de Chancado & Correas, antes del cambio en el modelo operativo de MEL, tras el cual los proyectos de mejoramiento eran responsabilidad de la nueva Gerencia de Ingeniería Mina.

La instalación del sistema no se había llevado a cabo, ya que el área de Chancado sólo concretó en 2011 la orden de compra asociada al proyecto y no la orden de servicio. Cuando Ingeniería Mina tomó el proyecto, cotizó la instalación de los radares con las tres empresas que tenían representación del fabricante en Chile, eligiendo a aquella que entregó la cotización más económica y que a la vez presentaba una preparación técnica superior. Habiéndose realizado la selección de la empresa Contratista encargada de la instalación, se procedió a definir plazos y planes de acción.

4.2.2.1 Plan de implementación

El siguiente es el plan de implementación del sistema de radares que permitirá monitorear en tiempo real el *stockpile* entregando una imagen tridimensional del volumen de este:

	Inicio	Término	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sept.
Instalación sistema de Radares 3D en Stockpile Los Colorados	15-04-13	26-09-13	■	■	■	■	■	■
Levantamiento en Terreno	15-04-13	18-04-13	■					
Chequeo de Componentes	22-04-13	25-04-13	■					
Adquisición de equipos faltantes	27-05-13	30-05-13		■				
Acreditación en faena	13-05-13	06-06-13		■	■			
Carpeta HSEC	20-05-13	06-06-13		■	■			
Instalación de sistema en terreno	10-06-13	29-08-13			■	■	■	■
Conexión a Intouch	15-07-13	12-09-13				■	■	■
Pruebas de Transmisión	19-08-13	19-09-13					■	■
Comisionamiento	02-09-13	26-09-13						■
Entrega del sistema a chancado	02-09-13	26-09-13						■

TABLA 22: PLAN DE IMPLEMENTACIÓN RADARES 3D

4.2.3 Aumento capacidad de movimiento de mineral por medio de bulldozers

La falta de carga viva es una de las causas más importantes de detenciones de la planta Los Colorados, de acuerdo a lo mostrado en el capítulo anterior.

Hasta antes del año 2006, en el acopio Los Colorados se utilizaban tres *bulldozer* sobre el *stockpile* para el remanejo del mineral, un equipo por cada línea de alimentación a la planta.

Tras el incidente ocurrido en 2006 se prohibió el uso de *bulldozers* sobre el *stockpile*, esto ya que la investigación arrojó que las condiciones no eran las adecuadas para el tránsito de estos equipos sobre el acopio cuando este se encontraba muy lleno, que las coordinaciones realizadas durante la operación eran insuficientes, que la señalética era insuficiente para la operación y que las condiciones de polvo no otorgaban buena visibilidad. En el año 2010, se reevaluó la utilización de *bulldozers* para el remanejo de mineral en el *stockpile*, dado el volumen de carga muerta que no lograba caer por los *feeders*. Esta vez, se consideró utilizar 1 solo equipo, que alimentara únicamente a la línea 3 y que fuera controlado remotamente. Se reevaluaron las coordinaciones necesarias para la operación y se estipuló utilizarlo sólo cuando la alimentación hacia el *stockpile* fuera insuficiente. Además se realizó una prueba para analizar la efectividad del remanejo de mineral en el *stockpile* mediante la utilización del *bulldozer* en la alimentación a la línea #3, para esto, dado cierto nivel de llenado del *stockpile*, se inició la alimentación a la línea y después de unas horas ingresa el equipo a operar. Los resultados de esta prueba demostraron que efectivamente aumenta la carga viva alimentada a la planta al utilizar el *bulldozer*:

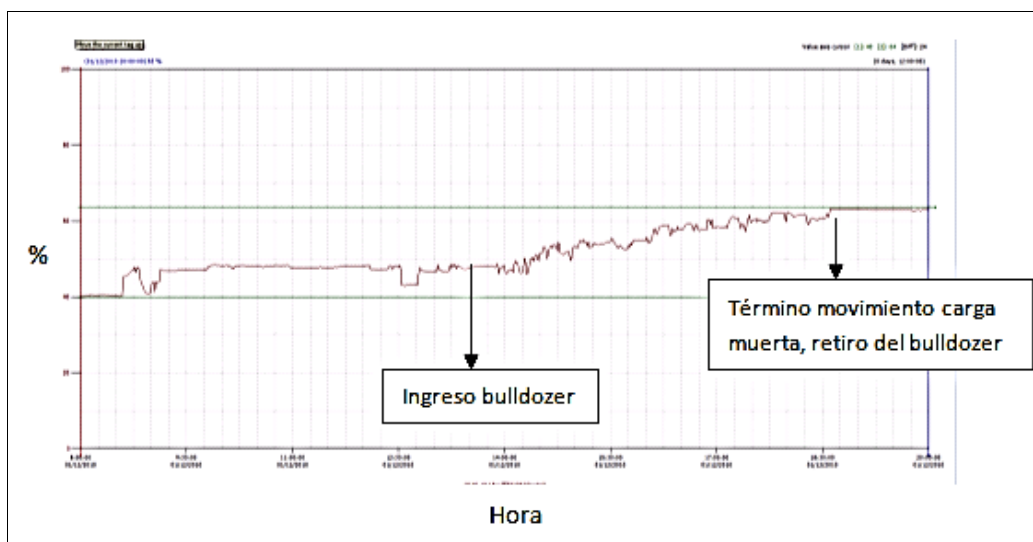


ILUSTRACIÓN 32: RESULTADOS PRUEBAS DE REMANEJO DE MINERAL

Al utilizar el *bulldozer*, la alimentación a la línea #3 aumentó de un 40% a un 63 % de la capacidad de procesamiento del molino SAG#3.

Es así como actualmente se utilizan *Bulldozers* CAT D10R que empujan la carga muerta hacia la línea #3, en ocasiones en que los carros *tripper* se encuentran descargando mineral en las líneas #1 y #2. Esta operación se realiza mediante control remoto para no exponer al operador a caídas del equipo dentro de las descargas de los *feeders*, ni a las condiciones de polvo que hay al interior del *Stockpile*.

Como medida para aumentar la alimentación a la planta concentradora cuando la carga viva es insuficiente, se evaluó el cambio de los *bulldozer* que operan en el *stockpile* por unos de mayor capacidad de arrastre.

Se revisó el calendario de dada de baja de equipos y se encontró un *bulldozer* CAT D11R dado de baja en diciembre de 2012 y otro dado de baja en mayo de 2013. Se averiguó su ubicación y se evaluó la posibilidad de incorporarlos a la flota del *stockpile* Los Colorados. Dado que corresponden a equipos antiguos, surge la necesidad de realizarles una *Overhaul* (mantención mayor que implica reemplazo de componentes principales) a los equipos dados de baja, lo que implica cambio de componentes y mantenciones mayores, pero que permitirán a los equipos tener 30,000 horas más de operación y al menos 4 años sin mantenciones mayores. La ejecución un *Overhaul* a un *bulldozer* D11R tiene un costo cercano a un millón de dólares por equipo.

4.2.3.1 Comparación equipos D10R v/s D11R

Para analizar si el reemplazo de los equipos es técnicamente viable, se realiza una comparación entre las características operacionales, físicas y técnicas de los equipos. Las tablas 19 y 20 reflejan estas comparaciones.

TABLA 23: CARACTERÍSTICAS OPERACIONALES Y FÍSICAS DE LOS EQUIPOS

Características		
Operacional	D10R	D11R
Peso Operacional	65,404 kg	102,285 kg
Capacidad Combustible	1,109 L	1,471 L
Velocidad máxima avance	12.4 km/h	11.7 km/h
Velocidad máxima reversa	15.6 km/h	14.0 km/h
Dimensiones	D10R	D11R
Ancho	5,263 mm	6,350 mm
Alto	2,119 mm	2,370 mm
Capacidad de la hoja	22.0 m ³	34.4 m ³
Profundidad de Corte	674 mm	766 mm

La diferencia en las dimensiones se puede observar en las siguientes imágenes:



ILUSTRACIÓN 33: IMAGEN DE EQUIPOS D10R (IZQUIERDA) Y D11R (DERECHA)

Además existe una serie de diferencias entre los equipos a nivel operacional y de desempeño:

TABLA 24: CUADRO COMPARATIVO EQUIPOS

CAT D10R	CAT D11R
Potencia neta nominal de 493kw 661hp a 1800 rpm con una reserva de 21 %.	Potencia neta nominal de 634 kw ,935 HP a 1800 rpm con una reserva de 25%.
No cumple ninguna norma de protección al medio ambiente.	Cumple con las regulaciones mundiales para la agencia de protección de medio ambiente (epa).
Menor capacidad de llenado de combustible 1109 lt. 293 g (mayores detenciones para abastecimiento).	Mayor capacidad de llenado de combustible 1609 lt. 425 g.
Menor capacidad de la hoja topadora, altura, ancho, se mantienen las dimensiones de tractores anteriores de la serie R.	Mayor capacidad de la hoja topadora, altura, ancho en este ítem presenta varias mejoras.
Capacidad de la hoja topadora hasta 28,7 yd ³ .	Capacidad de la hoja topadora hasta 45 yd ³
Tren de rodaje con garras de 102 mm 24,5 pulgadas (capacidad de agarre en terreno).	Tren de rodaje con garras de 710mm (28 pulgadas).
Tractor necesita mayor tiempo de limpieza por sus capacidades de hoja topadora y potencia de motor.	Tractor oruga de última generación (disponibilidad de repuestos, asistencia y soporte).
	Menor tiempo de limpieza en botadero y construcción de rampa por su mayor potencia del motor.

Estas comparaciones indican claramente las ventajas de tener equipos D11R por sobre los D10R, tanto en capacidad de empuje como en características técnicas y operacionales. A modo de complemento de la información, se compararon los costos operacionales y de mantención que los equipos han presentado en MEL.

TABLA 25: COSTOS DE MANTENCIÓN Y OPERACIÓN BULLDOZERS EN MEL

	D10R	D11R
Costos Mantención [US\$/h]	\$ 340	\$ 229
Costos Operación [US\$/h]	\$ 117	\$ 127

Los equipos D11R tienen un costo mucho menor de mantención y un costo levemente mayor de operación.

4.2.3.2 Caso de negocio Recuperación bulldozer CAT D11R para reemplazo de bulldozer D10R

Junto con el análisis comparativo de los equipos es necesario calcular las horas de operación que tendrán los equipos sobre el *stockpile*, para esto se realiza el cálculo de las horas de oportunidad de acción de los *bulldozer* debido a desfases en las mantenciones entre la planta y las líneas de alimentación al *stockpile*. Si existe mantención en las líneas

de alimentación al *stockpile* pero no en la planta concentradora, se genera una oportunidad de alimentar a la planta con el movimiento del mineral realizado por el *bulldozer*. Se utilizó como base el año fiscal 2012.

TABLA 26: PLAN DE MANTENIMIENTO PLANTA CONCENTRADORA LOS COLORADOS FY12

PLAN DE MANTENIMIENTO PLANTA FY12 [h]												
	Jul-11	Ago-11	Sep-11	Oct-11	Nov-11	Dic-11	Ene-12	Feb-12	Mar-12	Abr-12	May-12	Jun-12
SAG1	14	72	0	30	160	14	0	84	0	24	0	14
SAG2	84	0	14	0	160	0	72	0	14	14	14	0
SAG3	14	0	72	0	160	0	14	14	96	0	14	0
SAG4	96	0	14	0	14	0	88	0	14	0	14	0

TABLA 27: PLAN DE MANTENCIÓN LINEAS DE ALIMENTACIÓN STOCKPILE LOS COLORADOS FY12

PLAN DETENCIÓN PROGRAMADA LINEA A CORTA Y LINEA B CORTA FY12 [h]												
	Jul-11	Ago-11	Sep-11	Oct-11	Nov-11	Dic-11	Ene-12	Feb-12	Mar-12	Abr-12	May-12	Jun-12
LINEA A CORTA - SAG 2	24	24	24	24	24	0	0	0	0	24	24	24
LINEA B CORTA - SAG 3	24	96	24	24	24	24	24	24	168	0	0	0

TABLA 28: DESFASE ENTRE MANTENCIONES PLANTA Y LÍNEAS DE ALIMENTACIÓN FY12

CONTRASTE MANTENCIONES [h]												
	Jul-11	Ago-11	Sep-11	Oct-11	Nov-11	Dic-11	Ene-12	Feb-12	Mar-12	Abr-12	May-12	Jun-12
Total SAG 2 y 3	98	0	86	0	320	0	86	14	110	14	28	0
Total LINEAS A y B	48	120	48	48	48	24	24	24	168	24	24	24
Diferencia (hrs)	50	-120	38	-48	272	-24	62	-10	-58	-10	4	-24

Total horas de oportunidad [h]	294
--------------------------------	-----

Además se consideraron las horas de detención de las plantas por bajo *stockpile* correspondientes a 138 horas (ver en capítulo III “Análisis situación base”). Teniendo claras las horas de operación anual de los *bulldozers*, se utilizó el gráfico de rendimiento de los equipos para obtener la producción por hora al tener una distancia promedio de empuje de 60 metros, que es el promedio real dentro del *stockpile* Los Colorados. Luego, se calcula el tonelaje por hora asumiendo una densidad aparente del mineral de 1.8 t/m³ y una eficiencia del 80% en la operación del *bulldozer*.

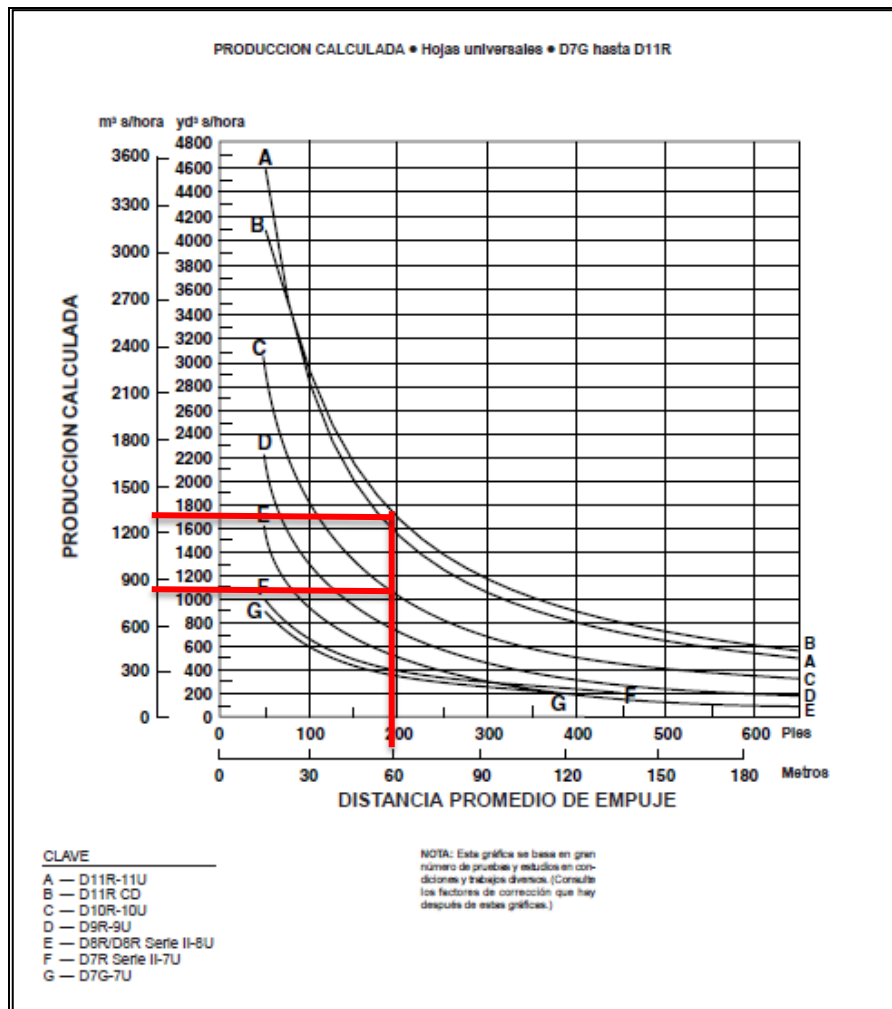


ILUSTRACIÓN 34: GRÁFICO DE RENDIMIENTO BULLDOZERS

TABLA 29: PRODUCCIÓN EQUIPOS DE ACUERDO A DISTANCIA MEDIA DE EMPUJE

Operacional	D10R	D11R
Producción [m ³ /h]	800	1,300
Producción [t/h]	1.152	1.872

Es necesario también evaluar los riesgos asociados al reemplazo de estos equipos sobre el *stockpile*, para esto se adoptó la evaluación sugerida por HSE, analizando los impactos, los riesgos, los controles de riesgo que existen y las pérdidas que se pueden ocasionar. Esta evaluación puede encontrarse en Anexo G.

4.3 Mejoras de Estructura y Liderazgo

4.3.1 Desarrollo protocolo de comunicación

A partir de la encuesta realizada se observó que no existe claridad o acuerdo en el procedimiento de comunicación cuando ocurren imprevistos, tanto en despacho como en chancado y correas y plantas concentradoras. Esto genera que la información no se

comparta a tiempo, que no sean informados quienes deben serlo, y que sea más engorrosa la toma de decisiones para la solución de los imprevistos.

Luego, es necesario solucionar esta situación normando las comunicaciones de manera tal que sea efectivo el traspaso de información. Se propuso la confección de un protocolo de comunicación enfocado en la toma de decisiones efectiva, en el adecuado traspaso de la información y en la optimización de la producción en los quiebres operacionales tales como los cambios de turno y el horario de tronadura.

Para una mejor comprensión, y para generar un cambio progresivo, se generó inicialmente un protocolo entre el Despacho y Chancado y correas y posteriormente un protocolo entre Chancado y correas y la planta concentradora.

Con el fin de estudiar el efecto de la puesta en marcha de los protocolos se estudió la línea base de la producción en los horarios críticos (post tronadura y en cambio de turno) realizando gráficos de control de proceso de la producción para poder compararlos con la producción resultante tras la implementación. En el caso del horario Post tronadura, se graficó el tonelaje alimentado hacia chancado entre las 14.00 y las 16.00 hrs., y luego se analizó la variabilidad diaria:

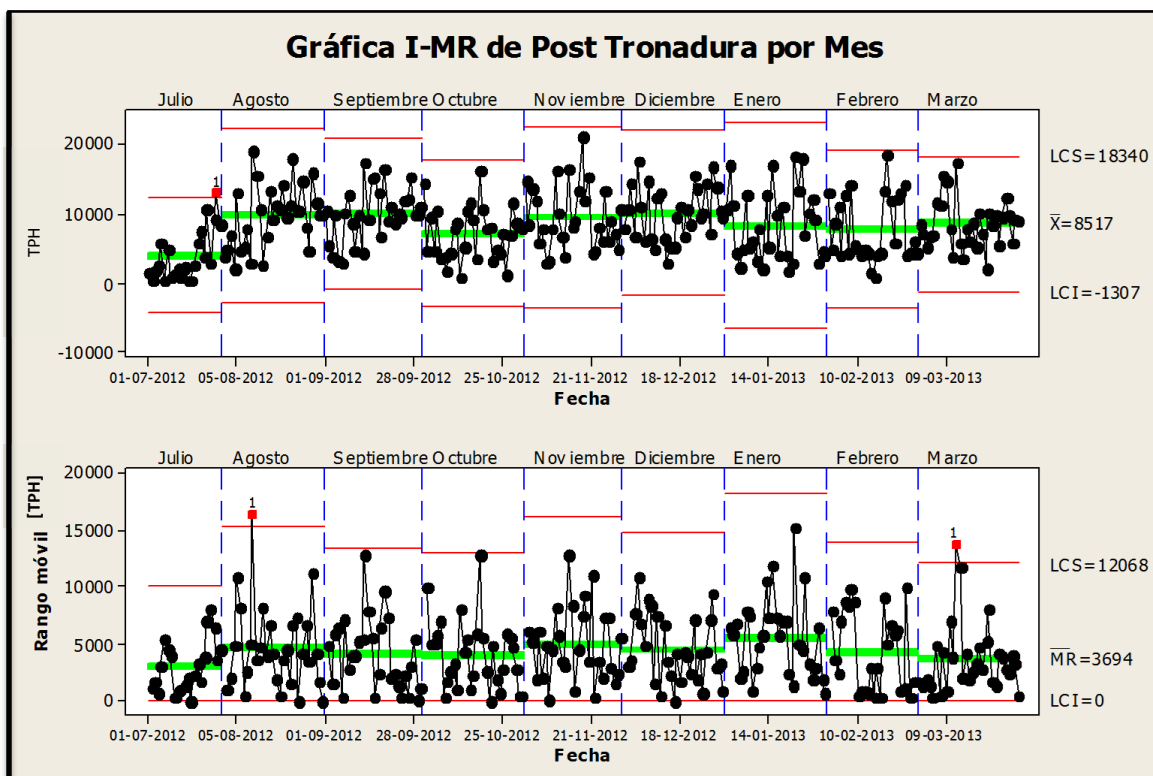


ILUSTRACIÓN 35: GRÁFICA DE CONTROL ALIMENTACIÓN A STOCKPILE POST TRONADURA

Se observa que existe gran variabilidad en la alimentación diaria en el horario post tronadura, que el promedio varía mes a mes y que durante febrero y marzo la varianza fue menor que en los meses anteriores. Esta última condición gatilló una investigación de

cuáles eran las prácticas que llevaron a estos resultados, prácticas que serían consideradas e incorporadas en el protocolo de comunicación entre mina y chancado.

En el caso del cambio de turno se graficó el promedio diario de la alimentación durante las 8.00 y las 8.30 y las 20.00 y las 20.30 hrs. Posteriormente se graficó la diferencia diaria de producción.

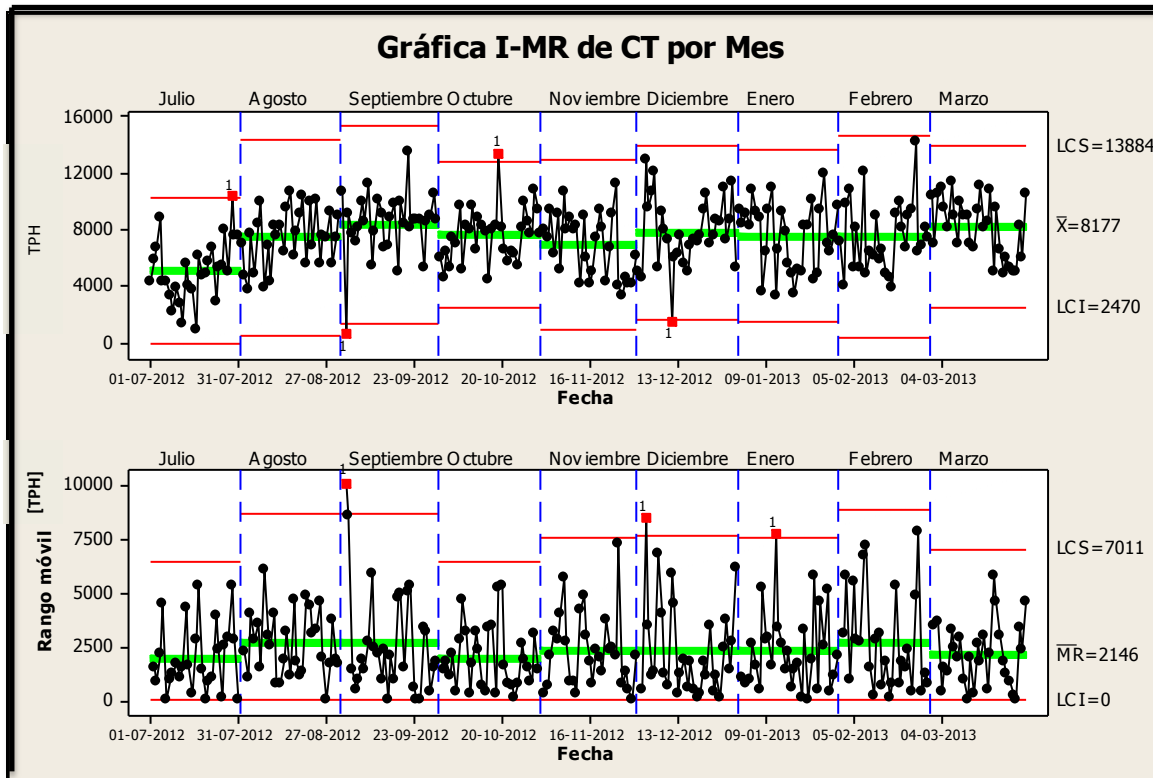


ILUSTRACIÓN 36: GRÁFICA DE CONTROL ALIMENTACIÓN A STOCKPILE CAMBIO DE TURNO

En este caso, se observa una gran diferencia entre alimentación diaria y un amplio rango de toneladas, que van desde las 1.000 a las 12.000 toneladas. Esto indica que no existen prácticas establecidas para cubrir la alimentación hacia chancado durante estas horas.

El protocolo entonces, no solo norma las comunicaciones, sino que también estipula las reglas operacionales en los horarios críticos, esto es: el número de camiones que debe quedar con carga, las estrategias a considerar en caso de imprevistos y los tiempos de intercambio de información.

4.3.1.1 Protocolo de comunicación Despacho- Operaciones Chancado & Correas

Los objetivos principales de este protocolo son reducir los tiempos de espera de camiones que ocurren en los chancados y reducir los tiempos por demoras no programadas de los procesos, es decir, generar una atención más eficiente de imprevistos.

El primer paso para realizar este protocolo fue determinar el flujo de comunicaciones actual, a partir de la información recopilada en las encuestas. El flujo resultante es el siguiente:

Flujo Comunicación Despacho – Operaciones Chancado & Correa

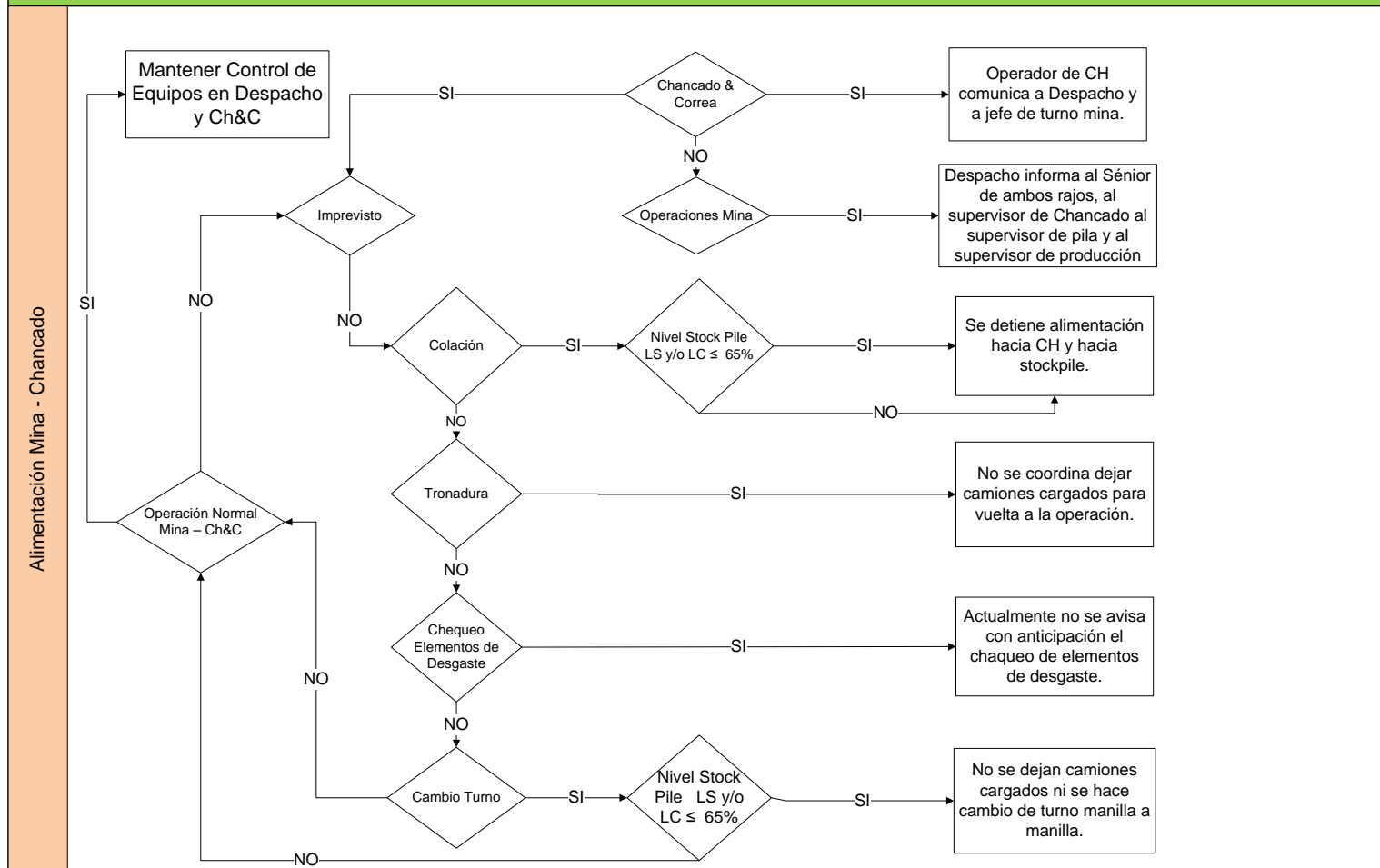


ILUSTRACIÓN 37: FLUJO DE COMUNICACION ANTES DE LA IMPLEMENTACIÓN DEL PROTOCOLO DE COMUNICACIÓN MINA-CHANCADO

Este flujo demuestra la falta de planes de acción en caso de imprevistos, la inexistencia de flujos de comunicación y la descoordinación existente.

Posteriormente se determinó el flujo de comunicaciones esperado de acuerdo a la responsabilidad de cada actor en el proceso productivo y la decisión que se deba tomar.

A la vez se realizó una matriz de responsabilidades, para dejar claro quién es el responsable de cada actividad relacionada al protocolo. Esta es una matriz RACI, que indica con una inicial el rol de cada cargo de acuerdo a lo siguiente:

TABLA 30: DESCRIPCIÓN MATRIZ RACI

Descripción del Rol	
R	Responsable
A	Aprobador
C	Consultado
I	Informado

El flujo de comunicaciones se muestra a continuación, mientras que la matriz de responsabilidades se muestra en el anexo C.

Al tener identificados los flujos de comunicación necesarios y las responsabilidades de cada persona involucrada, se procedió a la redacción del protocolo comunicacional entre el Despacho y CH&C. La implementación de este protocolo se realizó durante las últimas semanas de abril, luego a partir de mayo se pueden analizar resultados.

Flujo Comunicación Despacho – Operaciones Chancado & Correa

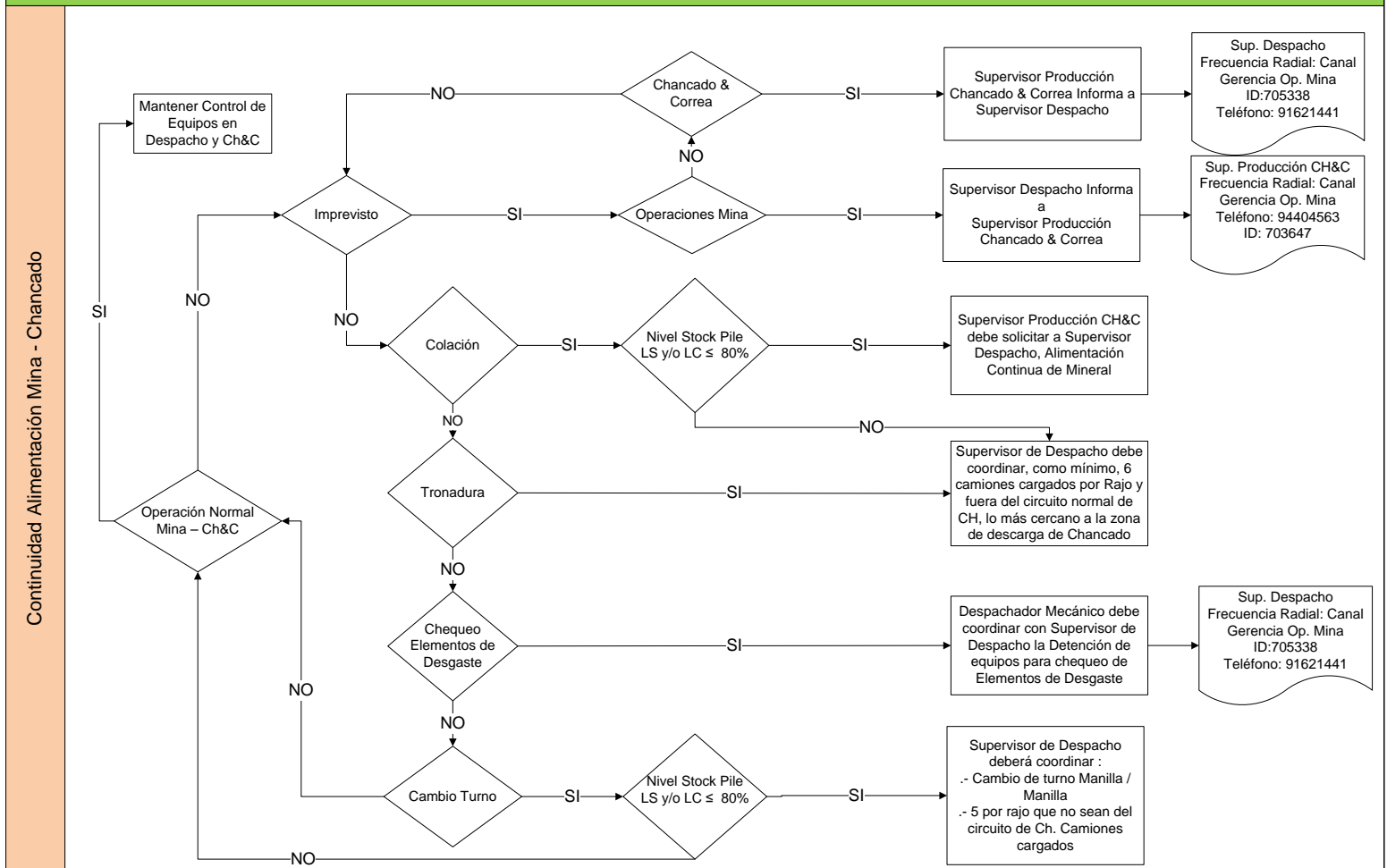


ILUSTRACIÓN 38: FLUJO DE COMUNICACIONES PROTOCOLO MINA-CH&C

4.3.1.2 Protocolo de comunicación Ch&C – Planta Concentradora.

Una vez realizado el protocolo entre la mina y Chancado, fue necesario realizar un protocolo que normara las comunicaciones entre Chancado & Correas y las Plantas Concentradoras. Para esto se comenzó con el análisis de la línea base, considerando las detenciones de las plantas y su importancia en la producción. Se realizaron reuniones con las áreas involucradas para levantar las inquietudes y las falencias comunicacionales existentes, a la vez se consideraron las inquietudes levantadas por los operadores al realizarles la encuesta transversal.

Teniendo la línea base, se desarrolló el flujo de comunicaciones actual entre Chancado y las Plantas Concentradoras, este flujo demuestra, al igual que en el caso de las comunicaciones entre la Mina y Chancado, una falta de planes de acción ante imprevistos, descoordinación entre las áreas y la necesidad de un conducto regular para el traspaso de información.

El flujo de comunicaciones inicial entre chancado y las plantas es el siguiente:

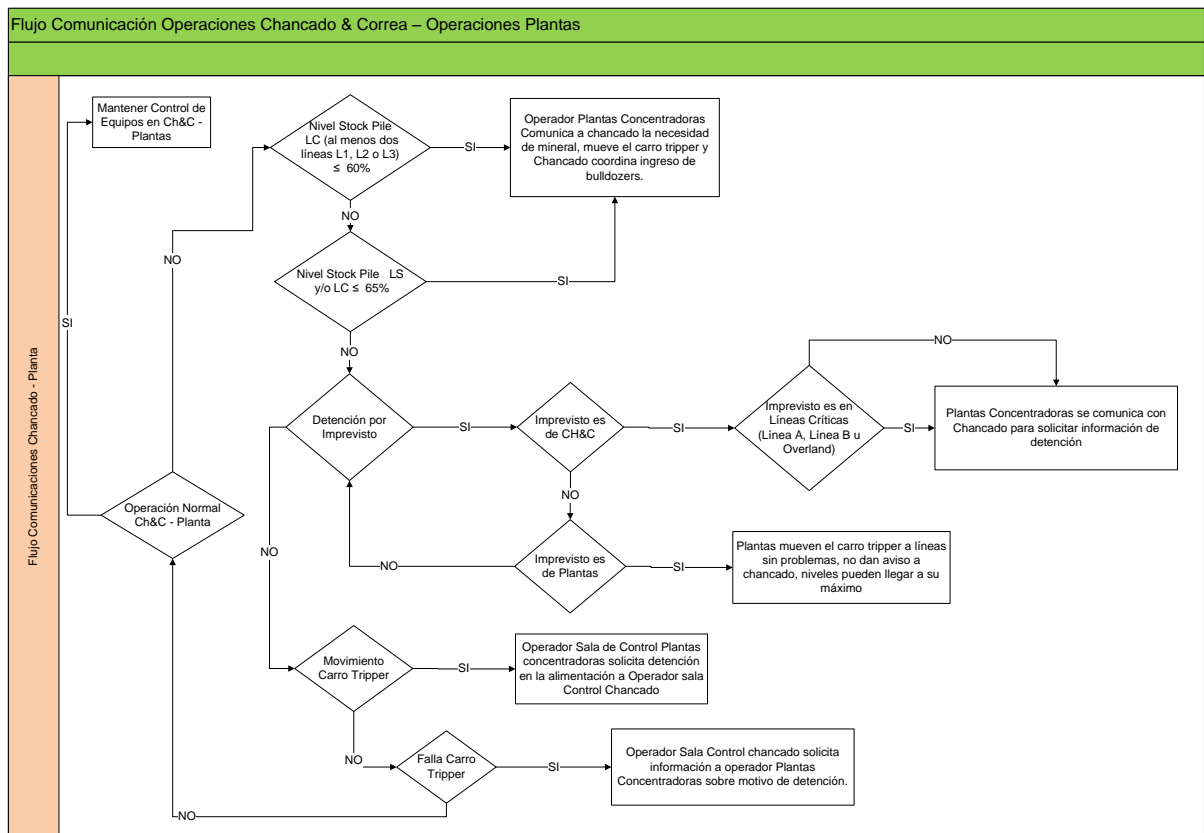


ILUSTRACIÓN 39: FLUJO DE COMUNICACIÓN CH&C PLANTAS CONCENTRADORAS ANTES DEL PROTOCOLO

La matriz de responsabilidades asociada al protocolo se muestra en el Anexo D.

El flujo esperado es el siguiente:

Flujo Comunicación Operaciones Chancado & Correa – Operaciones Plantas

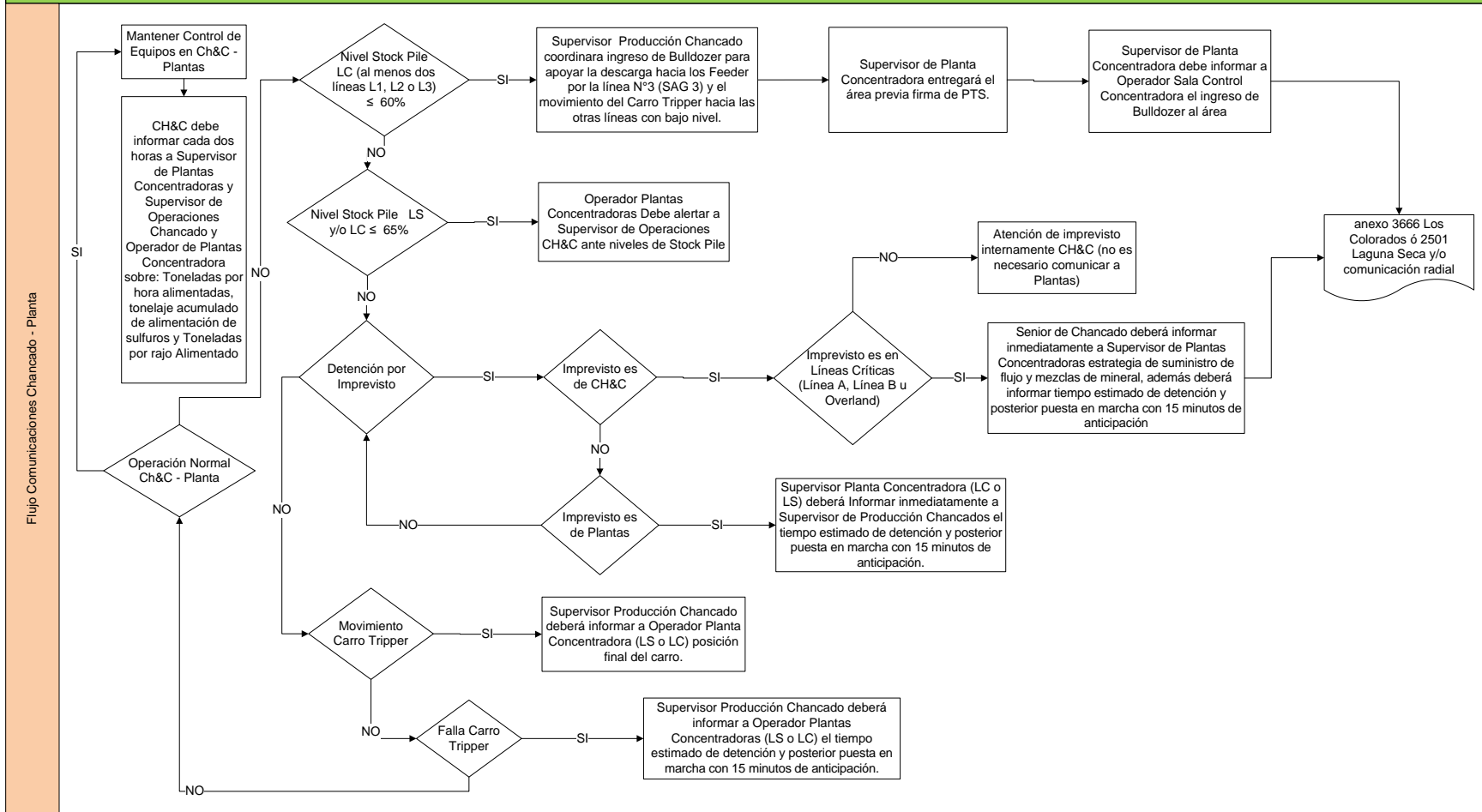


ILUSTRACIÓN 40: FLUJO DE COMUNICACIONES ESPERADO ENTRE CH&C Y PLANTAS CONCENTRADORAS

Capítulo V: Resultados gestión e implementación de Mejoras

5.1 Protocolos de comunicación

5.1.1 Protocolo Mina-Chancado

Un mes después del periodo de capacitación, tras la implementación del protocolo ya es posible la obtención de resultados, por lo que se procedió a la medición y análisis de los cambios obtenidos.

5.1.1.1 Espera de camión

De acuerdo a los objetivos del protocolo se espera una disminución de los tiempos de espera de chancado por camiones con mineral. Se realiza el análisis de cómo varió este tiempo en los meses posteriores a la puesta en marcha del protocolo con respecto a los meses anteriores. Los resultados que se muestran a continuación grafican el tiempo de espera de camión de cada turno por mes:

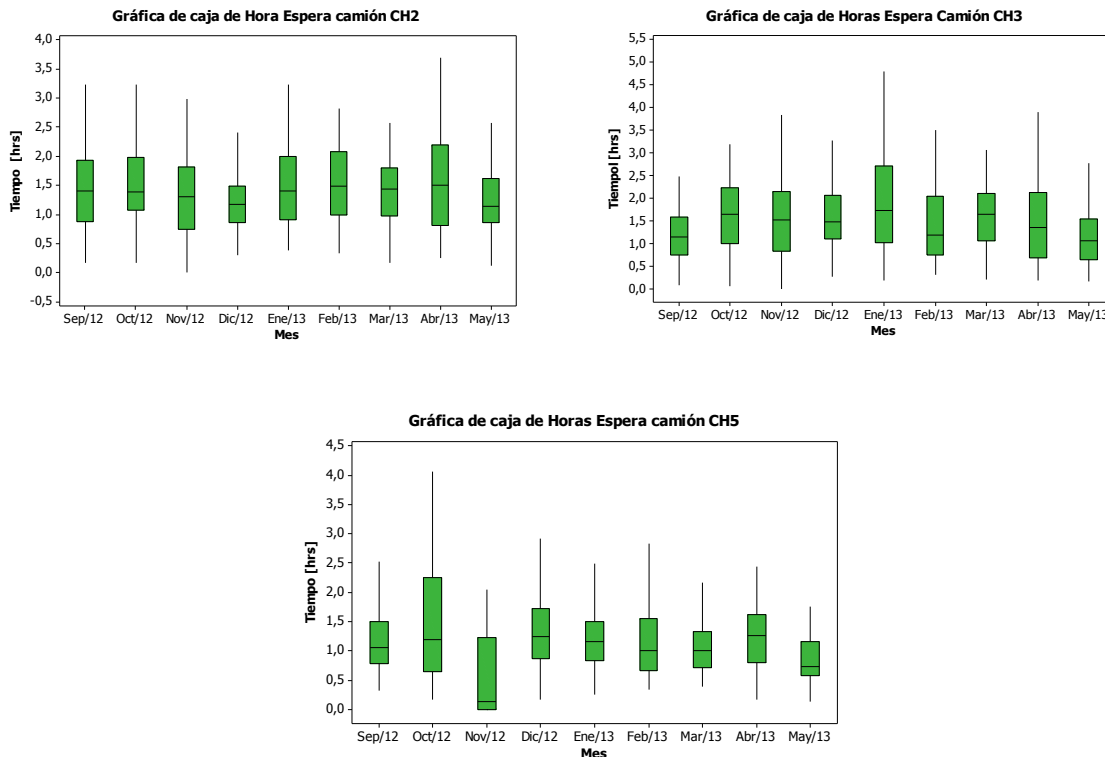


ILUSTRACIÓN 41: GRÁFICOS DE CAJA TIEMPOS DE ESPERA DE CAMIÓN POST PROTOCOLO MINA - CHANCADO

A modo de facilitar la lectura de los gráficos, se entregan los tiempos de espera por camión de los tres chancadores de sulfuros en los periodos antes de la implementación, durante la capacitación y posterior a la implementación del protocolo.

TABLA 31: TIEMPOS PROMEDIO DE ESPERA DE CAMIÓN POR CHANCADOR

	Tiempo Promedio Espera [hr]		
	Ch2	Ch3	Ch5
Antes	1.37	1.34	0.973
Capacitación	1.51	1.35	1.26
Después	1.15	1.06	0.73

Los resultados indican una disminución de los tiempos de espera de camiones por parte de chancado durante el mes de Mayo, lo que indica una mejor coordinación entre Operaciones mina y Operaciones Chancado. El tiempo promedio mensual de espera de camiones por turno disminuyó en 25 minutos (0,42 horas) desde marzo a mayo, lo que significan, considerando la disponibilidad (85%) y la utilización (70%) de chancado, en 2.337 toneladas más alimentadas al *stockpile* por turno considerando que las Líneas A y B funcionan al 85% de su capacidad (3.400 y 6.000 t/h respectivamente). También se generó una diferencia menor entre los valores máximos y mínimos del tiempo de espera, indicando una estabilización en los tiempos de coordinación.

Se puede observar también cómo influye el proceso de capacitación durante el mes de Abril, donde la diferencia entre el tiempo máximo y el mínimo de espera por mineral es mayor que el mes anterior en los 3 chancadores, y el tiempo promedio aumentó en el caso del Ch#5 y disminuyó sólo levemente en los chancadores 2 y 3.

5.1.1.2 Niveles de *stockpile*

Una vez implementado el protocolo, se midieron los efectos sobre los niveles de stock en los horarios críticos tales como la primera hora de turno y el horario post tronadura. Las gráficas siguientes muestran el comportamiento de los niveles de *stockpile* antes de la implementación, durante el periodo de capacitación y después de la implementación del protocolo. Cabe mencionar que los niveles se midieron con el sistema de medición puntual que opera sobre el acopio Los Colorados.

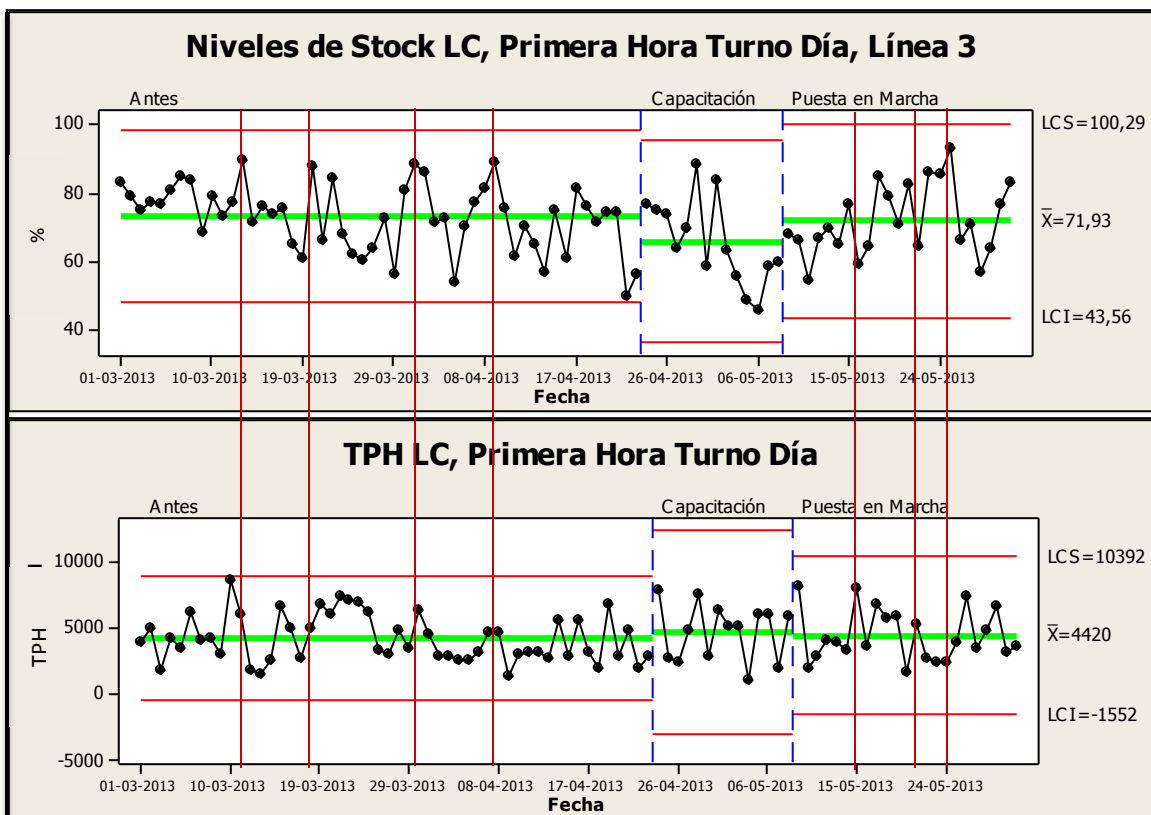


ILUSTRACIÓN 42: GRÁFICA VARIACIÓN DE NIVELES Y TONELAJE ALIMENTADO HACIA STOCKPILE PRIMERA HORA CAMBIO DE TURNO DÍA

Se desprende de estos gráficos que si bien no ha aumentado el tonelaje promedio alimentado al *stockpile*, los niveles se han mantenido sobre el 60%, y que la dinámica de los niveles es consistente con el tonelaje alimentado: Las líneas rojas verticales muestran que, tras la implementación del protocolo de comunicación, cuando los niveles del *stockpile* son bajos, la alimentación aumenta, mientras que cuando los niveles son altos la alimentación descende, no así antes de la implementación del protocolo, donde no existía una dinámica clara entre niveles y alimentación. Esta condición indica buena comunicación entre chancado y Operaciones mina, una coordinación con el objetivo de mantener los niveles de acuerdo a lo requerido para la continuidad operacional.

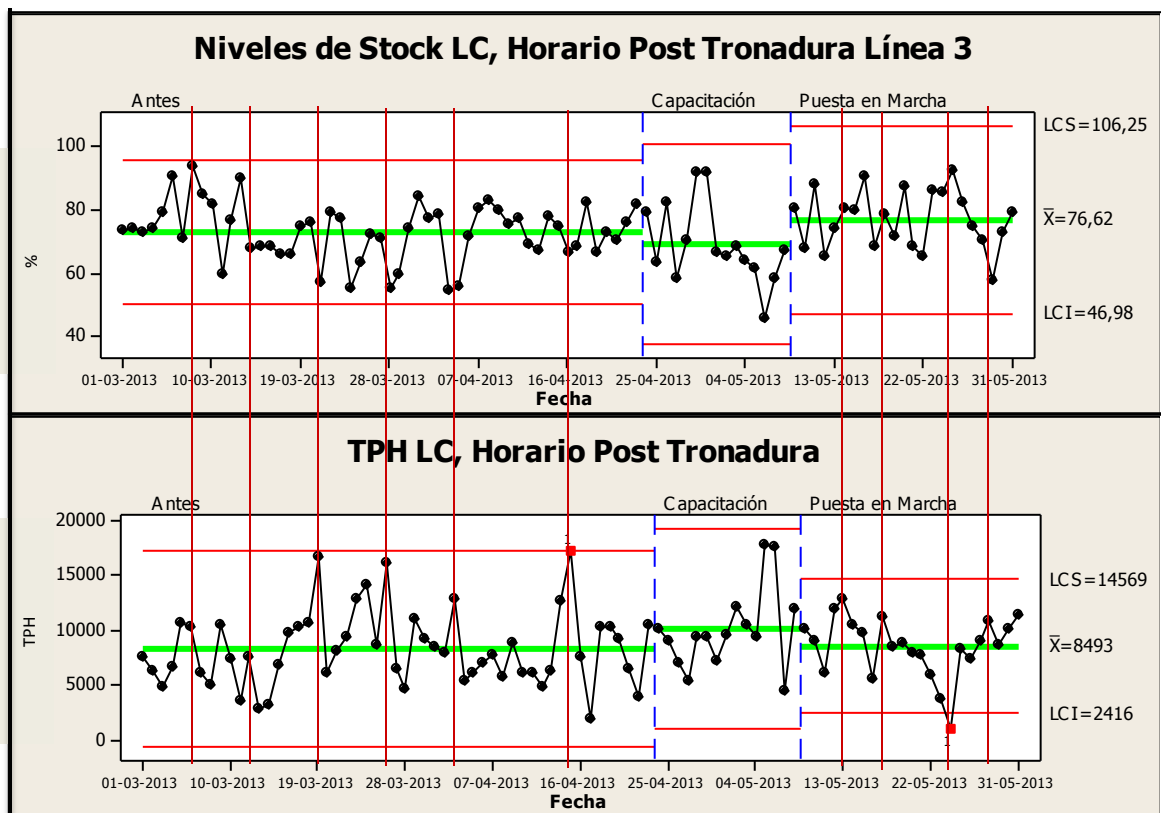


ILUSTRACIÓN 43: GRÁFICA VARIACIÓN DE NIVELES Y TONELAJE ALIMENTADO HACIA STOCKPILE HORARIO POST TRONADURA.

Es importante considerar que el horario post tronadura considera los niveles promedio y el tonelaje promedio entre las 14:00 y las 16:00 hs. En este horario es posible notar el mismo efecto que en el cambio de turno, donde la alimentación es consistente con los niveles de *stockpile*.

5.1.1.3 Variación de la alimentación a la Planta Los Colorados

La estabilización de los niveles en el *Stockpile* generado por el protocolo de comunicación entre la Mina y Chancado permite estabilizar a la vez el tonelaje alimentado hacia las plantas. Los siguientes gráficos indican la variación de la alimentación hacia la línea #3 y la planta en general, por horario y por mes, tomando como base los datos del peso de las correas que alimentan a los molinos SAG. Se muestra la línea #3 ya que es la que tiene prioridad en la alimentación por su mayor capacidad de tratamiento.

Se puede observar cómo, en ambos casos, la variación en la alimentación ha disminuido gradualmente, lo que indica que la planta está siendo alimentada con mineral de manera constante, generando un rendimiento mayor que se traduce en mayor continuidad y confiabilidad en la operación.

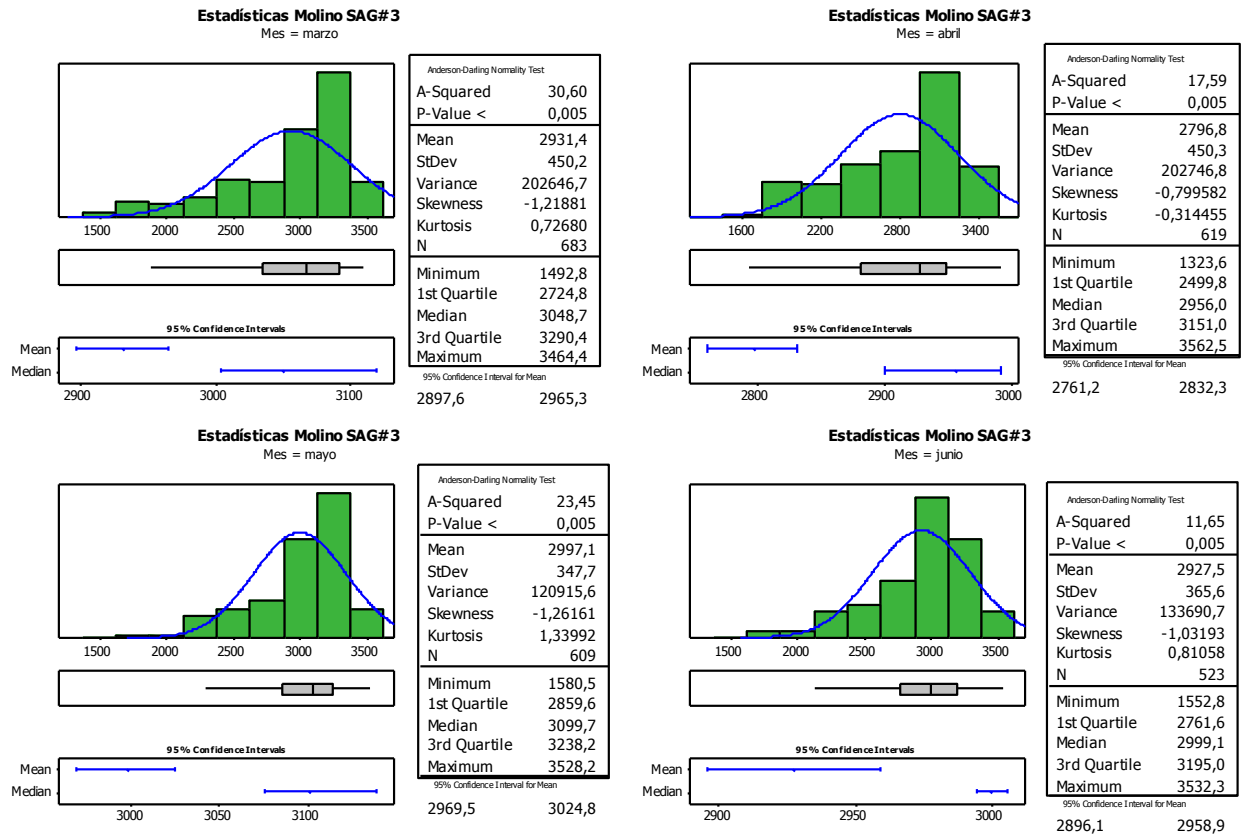


ILUSTRACIÓN 44: VARIACIÓN EN LA ALIMENTACIÓN A SAG#3

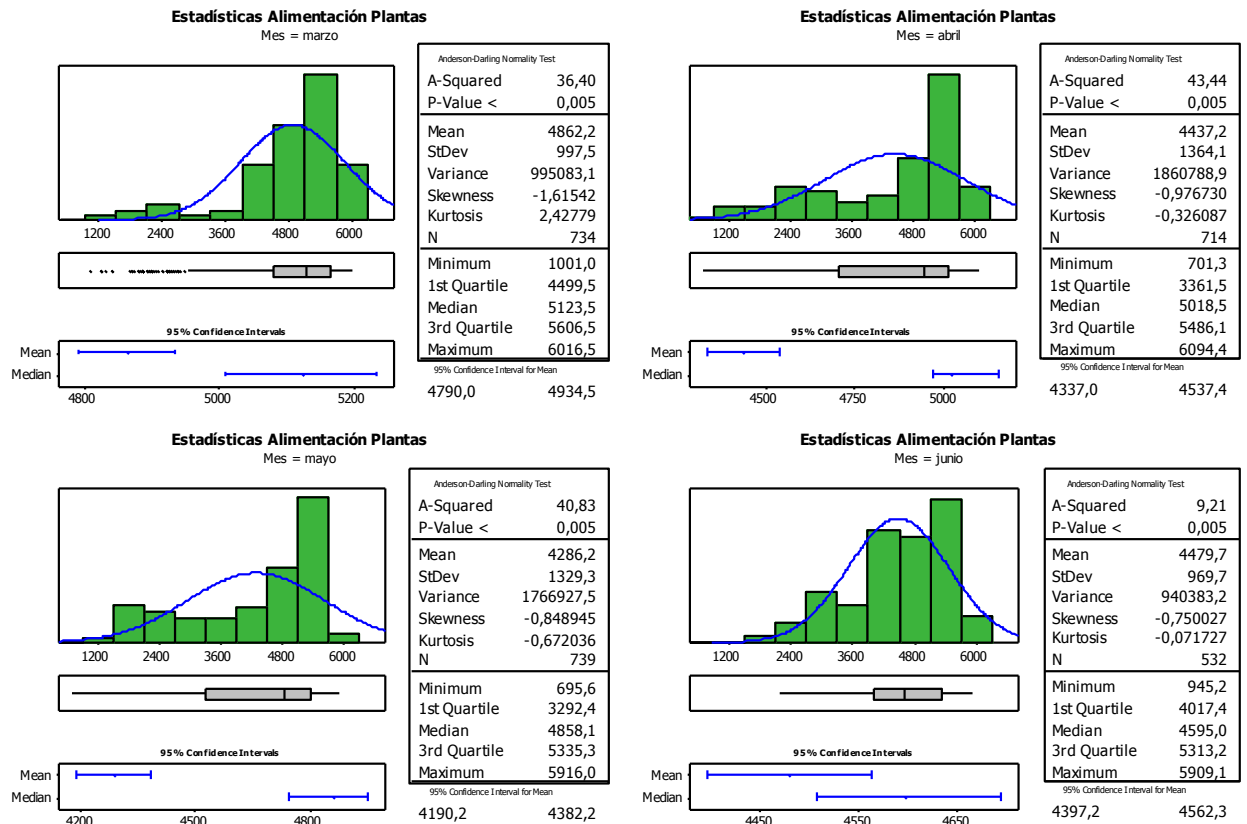


ILUSTRACIÓN 45: VARIACIÓN ALIMENTACIÓN PLANTA CONCENTRADORA LOS COLORADOS

5.1.2 Protocolo Chancado Planta

La gestión de este procedimiento, llegó hasta la etapa de implementación, al término del periodo de memoria el personal involucrado en la ejecución y seguimiento del protocolo se encontraba en capacitación. Se espera que los resultados sean favorables al igual que los obtenidos con el Protocolo de comunicación Mina-Chancado, generándose continuidad en la alimentación hacia las plantas.

5.2 Gestión del movimiento de carros *tripper*

Los resultados de estas pruebas fueron favorables, el control de los carros funciona correctamente y las cámaras permiten visualizar la totalidad de los movimientos y posiciones de los carros, por lo que se recomienda realizar el traspaso de la operación de los carros *tripper* a CH&C. De este modo se estarán recuperando al menos 76 horas de carga al *stockpile*, pudiendo aumentar el tonelaje alimentado a este en más de 400.000 toneladas anuales si se considera que las Líneas A y B funcionan al 85% de su capacidad (3.400 y 5.950 t/h respectivamente) y que la disponibilidad de chancado es de 85% y la utilización es del 70%.

5.3 Reemplazo de *bulldozers* D10R por D11R dados de baja.

Teniendo el rendimiento de los equipos, es posible realizar el cuadro comparativo de acuerdo a las condiciones de operación. El siguiente cuadro contiene la inversión programada para los años fiscales 14 y 15 tanto para los equipos D10R que actualmente operan, como para los equipos D11R que entrarían en operación.

TABLA 32: RESUMEN CONDICIONES DE OPERACIÓN

	Rend. [t/h]	Ren. Efectivo (30%) [t/h]	Inversión FY14 [MUS\$]	Inversión FY15 [MUS\$]	Inversión Total [MUS\$]	Horas operación post mantenimiento [h]	Operación por oportunidad [h/a]	Operación bajo stockpile [h/a]	Total [h/a]	Tonelaje movido [t/a]
D10R	2.304	553	\$1,01	\$1,02	\$ 2,03	32.000	294	138	432	238.713
D11R	3.744	899	\$2,2	\$1,02	\$ 3,22	30.000	294	138	432	387.908

El tonelaje movido por año, sería el que podrían llegar a mover los equipos si trabajaran las 432 horas anuales que se forman por la suma de las horas de operación por oportunidad (desfase mantenimientos Chancado- Planta) y las horas en que la planta no recibe suficiente mineral por bajo *stockpile*.

Teniendo la base de la operación de cada equipo, se realiza la comparación entre los equipos para obtener la diferencia en tonelaje y en beneficio que significa tener equipos de mayor capacidad de empuje. Para el cálculo del beneficio se considera una ley promedio de 1,07% y que la recuperación es de 80,92%. Se considera un margen de 0,59 US\$/lb, que corresponde al ingreso obtenido por una libra de cobre menos todos los costos que significa producir esa misma libra.

TABLA 33: COMPARACIÓN PRODUCCIÓN EQUIPOS D10R Y D11R

Comparación				
	Tonelaje Movido [t/a]	Cu Fino [t/a]	Cu Fino [Mlb/a]	Beneficio [MUS\$/a]
D10	238.713	2.067	4,6	\$ 2,7
D11	387.908	3.359	7,4	\$ 4,4
Delta	149.196	1.292	2,8	\$ 1,7

Estos resultados nos indican que efectivamente se alimentarán 149.196 toneladas más de mineral a la planta, lo que podría traducirse en 1.292 toneladas de cobre fino adicionales a la producción (dependiendo de la recuperación metalúrgica y ley del mineral), lo que traería anualmente un beneficio adicional de 1,7 millones de dólares anuales para Escondida.

Teniendo estos resultados, se realizó la evaluación económica del proyecto, considerando una tasa de descuento de 8,16% y la inversión correspondiente a la diferencia entre el presupuesto en Budget para los equipos D10R y el costo de los *Overhaul* de los D11R.

TABLA 34: EVALUACIÓN ECONÓMICA REEMPLAZO BULLDOZERS

Delta inversión [MUS \$]	-\$ 1,2
Tasa dcto. Oficial MEL	8,16%
Van 4 años [MUS\$]	\$ 4,4
TIR	138%
Periodo de Payback	1er año

Tras la evaluación económica del reemplazo de equipos, se le presentó el proyecto al Gerente General de Operaciones Mina quien aprobó la iniciativa. Tras esto se consigue el visto bueno para la generación del caso de negocio. Se genera el plan de negocio y se planifica el reemplazo del equipo.

TABLA 35: CARTA GANTT REEMPLAZO BULLDOZER

Reemplazo Bulldozers CAT D10R por D11R	Ago-13	Sept-13	Oct-13	Nov-13
Traslado Equipos D11R desde Faena a La Negra				
Overhaul Equipos D11R				
Traslado Equipos D11R desde La Negra a Faena				
Marcha Blanca Operación Equipos D11R				
Dada de baja Equipos D10R				

5.4 Sistema Supresor de polvo

Durante la realización de las pruebas de operación del sistema supresor de polvo, se tomaron muestras de las condiciones ambientales para cuantificar el efecto del supresor. Además se tomaron fotografías que reflejan el impacto en la calidad del aire que tiene el supresor de polvo.

Antes

Después



ILUSTRACIÓN 46: IMAGENES COMPARATIVAS ANTES Y DESPUÉS DEL SUPRESOR DE POLVO

Estas imágenes reflejan el efecto en la calidad del aire al interior del acopio, influyendo directamente a la visual del operador para el mejor manejo del bulldozer sobre la pila.

A continuación se muestra el contraste entre la línea base y las mediciones con el sistema supresor en funcionamiento, de acuerdo a la clasificación de exposición según gravedad (ver tabla 18).

TABLA 36: CONTRASTE ENTRE EMISIONES SEGÚN NORMATIVA CHILENA

CARGO / GES / IDENTIFICACIÓN	17-abr-13		26-jun-13	
	MPR	SiO2	MPR	SiO2
	LPP 594 1,65 mg/m3	LPP 594 0,055 mg/m3	LPP 594 1,65 mg/m3	LPP 594 0,055 mg/m3
Cabecera de Correa 2C (Goldden West)	8	2	2	0,598
Cabecera correa 3 C (Golden West)	4	0,913	0,002	0,012
Parte Inferior de silo 3 C (Golden West)	56	5	0,294	0,012
Traspaso silo correa 003 (Golden West)	0,369	0,066	0,147	0,012

TABLA 37: CONTRASTE EMISIONES SEGÚN NORMATIVA APLICABLE A BHPB

CARGO / GES / IDENTIFICACIÓN	17-abr-13		26-jun-13	
	MPR	SiO2	MPR	SiO2
	OEL BHPB 2.36 mg/m3	OEL BHPB 0.094 mg/m3	OEL BHPB 2.36 mg/m3	OEL BHPB 0.094 mg/m3
Cabecera de Correa 2C (Goldden West)	7,59	1,55	2,26	0,598
Cabecera Correa 3C (Golden West)	4,29	0,913	0,002	0,012
Parte Inferior de silo 3 C (Golden West)	55,79	4,72	0,294	0,012
Traspaso silo correa 003 (Golden West)	0,369	0,066	0,147	0,012

Se puede observar que en la mayoría de los sectores, la clasificación a la exposición baja de categoría a una de menor gravedad o bien se mantiene, pero en todos los casos disminuye la cantidad de emisiones. Esto indica que el sistema supresor sí tiene efectos positivos en la mitigación del sílice libre y el material particulado.

La mitigación promedio fue de un 82% para Material Particulado Respirable y de un 85% en el caso del Sílice Libre Cristalizado.

5.5 Sistema de monitoreo de nivel

Implementar este sistema trae consigo el potencial de aumentar 174 horas de alimentación hacia el *stockpile* por la línea A que procesa 5.950 t/h al 85% de su capacidad. Esto se traduce, considerando la disponibilidad (85%) y la utilización (70%) de chancado, en 616 mil toneladas de mineral alimentadas potencialmente al *stockpile* por año.

5.6 Cuantificación de los beneficios

La autonomía del *Stockpile* de Los Colorados se ve beneficiada con la implementación de las mejoras en la gestión de los recursos involucrados en su funcionamiento.

El traspaso de la operación de los Carros *Tripper* a Chancado y Correas le entrega el control de su proceso, permitiendo una distribución uniforme del mineral al interior del *stockpile*. Además si se aprovechan las horas de espera por camiones para el movimiento, se ahorrarían 76 horas anuales solo en el movimiento de los carros, lo que significarían 422.800 toneladas adicionales alimentadas al *stockpile* por año.

La implementación de los protocolos trae consigo, sólo en términos de disminución del tiempo de espera por camiones, el aumento en 2.337 toneladas alimentadas por turno hacia el *stockpile*, lo que significan 1,7 millones de toneladas de mineral más por año. Además el uso conjunto de los *feeders* permite una descarga más uniforme del mineral hacia las plantas, que disminuye la consolidación del mineral en el *stockpile* permitiendo un flujo mayor.

El reemplazo de los *bulldozers* D10R por los D11R dados de baja incrementan la alimentación hacia las plantas en 149,196 toneladas por año al aprovechar los tiempos de desfase entre las mantenciones de Chancado y la Planta Concentradora y las oportunidades por bajo *stockpile*.

El sistema supresor de polvo permite disminuir los niveles de polución al interior del *Stockpile*, mejorando la calidad del aire y la visibilidad. Al tener una mejor visibilidad, se permite tener un control más exacto de la posición de los carros *tripper* y de los *bulldozers* operando al interior del *stockpile*. La reducción del material particulado y del sílice libre cristalizado superó el 80% esperado.

El monitoreo de niveles con radares 3D trae consigo el potencial de aumentar la alimentación al *Stockpile* Los Colorados en 616.004 toneladas anuales al disminuir las detenciones por niveles altos.

El beneficio global de las mejoras consiste en un aumento en la alimentación hacia el *Stockpile* de 2,7 millones de toneladas anuales. Un potencial de alimentación a las plantas de 2,8 millones de toneladas por el aumento de la capacidad de empuje de los *bulldozers*. Una estabilidad en la descarga hacia las plantas dada la utilización equitativa de los *feeders*, el mantenimiento de los niveles por sobre el 60% y la sinergia entre el tonelaje alimentado en los horarios críticos y los niveles de mineral.

Conclusiones

El *stockpile* de la Planta Concentradora Los Colorados tiene una capacidad de almacenamiento de 480.000 toneladas, tiene tres líneas de extracción por debajo del *stockpile* que alimentan correspondientemente a tres molinos SAG, donde la línea #3 tiene prioridad en la alimentación dado que el Molino SAG#3 es el de mayor capacidad de procesamiento.

Debido a un diseño no acorde a las características del mineral, se generaban problemas tales como la formación de *ratholes*, la compactación sectorizada y la segregación de mineral. Consecuentemente, la carga viva del acopio es reducida y su autonomía se limitaba como máximo a 3 horas, lo que no representaba un sistema flexible que permita desacoplar los procesos entre la mina y la planta concentradora. Por lo tanto una falla en el proceso aguas arriba impacta directamente la alimentación hacia las plantas.

Dado que el cuello de botella de la producción se estaba generando en el *stockpile*, surge la necesidad de estudiar su comportamiento y sus condiciones de operación para traspasar el cuello de botella hacia las plantas, donde debería estar por diseño.

Por medio de la aplicación de la metodología se logró identificar los problemas que generaban el cuello de botella, se propusieron mejoras aplicadas a los procesos, sistemas, estructura y liderazgo. Estas mejoras consistieron principalmente en mejorar los protocolos de comunicación entre las áreas involucradas, en gestionar los procedimientos de operación, en mejorar las condiciones de visibilidad dentro del *stockpile*, aumentar la capacidad de empuje de los equipos que operan sobre el *stockpile* y mejorar el sistema de monitoreo de nivel del acopio.

El impacto conjunto de las mejoras implementadas se estima en una holgura de producción dada por el aumento en la alimentación hacia el *Stockpile* en 2,7 millones de toneladas anuales y un potencial de alimentación a las plantas de 2,8 millones de toneladas por el aumento de la capacidad de empuje de los *bulldozers*. Además, considerando una ley promedio 1,07% de Cu, y una recuperación del 81% y en caso que la planta tenga la capacidad de aumentar su procesamiento, se traduce en 24.200 toneladas de cobre fino más producidas por año.

De acuerdo a los resultados obtenidos, se puede concluir que se cumplió con el objetivo general propuesto, al disponer de mayor autonomía en la alimentación hacia la planta concentradora.

El desarrollo de la memoria se basó en la identificación de un problema real, que afecta directamente los resultados de la producción, se espera que con las medidas implementadas se logre traspasar el cuello de botella hacia las Plantas Concentradoras, que deberían ser la limitante de la producción de acuerdo a la capacidad de procesamiento de las líneas productivas.

Se recomienda, cuando estén todas las medidas implementadas, analizar el impacto conjunto en la alimentación hacia las plantas del traspaso de la operación de los carros *tripper* hacia chancado, la utilización de todos los *feeders* por igual y el aumento de la capacidad de empuje de los equipos sobre el *Stockpile*.

Se concluye que los correctos lineamientos para la gestión de los procesos productivos, junto con la definición de flujos de comunicación claros, logran mejorar los resultados operativos sin la necesidad de inversiones significativas. La utilización efectiva de los recursos disponibles es primordial para el cumplimiento de los objetivos operacionales planificados de acuerdo a las capacidades del proceso.

Bibliografía

- [1] Jenike, A. W., «Storage and Flow of Solids». Bul. 123, the Univ. Of Utah, Engng Exp. Station, USA, 1964.
- [2] Jenike, A. W., «Gravity Flow of Bulk Solids». Bul. 108, the Univ. Of Utah, Engng Exp. Station, USA, 1961.
- [3] Carson, J. W., “Feeding of Bulk Solids: A Review”. Bulk Solids Handling, Vol. 20, No. 3, 2000, pp. 279-282.
- [4] Roberts, A. W., “Dynamic Modeling of Bulk Solids Storage, Discharge and Handling Systems”, Bulk Solids Handling, Vol. 20, No.2, 2000, pp. 183-189.
- [5] Maton, A. E., “Design review of conical stockpiles, Comparing Mass Flow Hoppers and Vibratory Dischargers”. Bulks Solids Handling, Vol. 20, No. 3, 2000, p. 285-287.
- [6] Roberts, A. W., And Scott, O. J. “Bulk materials handling in the mining industry”. XIII Turkey mining congress.,1993.
- [7] Roberts, A. W., Wiche, S. J. and Krull, T., “Optimizing the live capacity of gravity reclaims stockpiles” .Australian Bulk Handling Review, February 2009, p. 72-76.
- [8] Roberts, A. W., And Teo, L.H. «Design Considerations for Maximum Reclaim Capacity of Conical Stockpiles», Intl. Journal of Bulk Solids Handling, Vol. 10, No.1. 1990
- [9] Cabrejos, F. J., “Total Storage Capacity of Stockpiles Handling Compressible Materials”. Bulk Solids Handling, Vol. 20, No.4, 2000, pp. 421-427.
- [10] Cabrejos, F. y Goodwill D., “Tunnel Reclaim from Ore Stockpiles”, Bulk Solids Handling, Vol. 16, No. 3, 1996, pp. 393-400.
- [11] Hambrick, D. C .and Fredrickson J. W., “Are you sure you have a strategy?”, Academy of Management Executive, Vol. 19, No.4, 2005, pp 51-62.
- [12] Cochilco, “Anuario de Estadísticas del Cobre y Otros Minerales 1993-2012”.
- [13] Jenike y Johanson Chile, en 2006: “Resultado de los ensayos de fluidez y recomendaciones para el manejo y operación de los stockpiles existentes en MEL”
- [14] Ishikawa, K. “Introduction to Quality Control”, 1990, pp 448.

Anexos

Anexo A - Encuesta Transversal Levantamiento Proceso Mina-Chancado-Planta

1. ¿Cuál es el objetivo del proceso?
2. ¿Qué variables le indican la calidad de su gestión? (día, turno, mes)
3. ¿Cuáles son los KPI's del proceso?
4. ¿Quién es su cliente?
5. ¿Quién es su proveedor?
6. ¿Qué apoyo concreto necesita de su Cliente y/o Proveedor?
7. ¿Cuáles son, o cree usted que son, los KPI's de su cliente?
8. ¿Cuáles cree usted son las decisiones que su cliente debe tomar, considerando su opinión?
9. ¿Cree usted que su cliente y/o proveedor tiene claro cuáles son las acciones ejecutadas por ellos, que podrían afectar su proceso y cuál sería el efecto de éstas en el negocio?
10. ¿Es usted informado oportunamente cuando su proveedor o cliente tiene un imprevisto?
11. ¿Con cuánto tiempo de anticipación necesita usted la información de imprevisto de su cliente y/o proveedor?
12. ¿Qué condiciones de operación o decisiones propias pueden afectar el proceso?
13. ¿De qué manera se puede ver afectado el proceso por decisiones de clientes y/o proveedores? ¿cuál o cuáles clientes y/o proveedores?
14. ¿Qué efectos pueden tener estas condiciones en el cumplimiento de su objetivo?
15. ¿Qué efectos pueden tener estas condiciones en el cumplimiento de los objetivos de su cliente?
16. De 1 a 10 ¿cómo calificaría la gravedad de estos efectos? (1 no es grave, 10 muy grave)
17. De 1 a 10, ¿cuál es la probabilidad de que ocurran estos imprevistos? (1 remota, 10 muy alta)
18. ¿Existe algún mecanismo de detección de imprevistos?
19. ¿Qué acciones debe tomar usted en caso de fallas en el proceso?
20. ¿Quién le avisa que existen condiciones que pueden afectar el proceso?
21. ¿A quién le avisa usted si es que tiene problemas en el proceso?
22. ¿Estima necesario avisarle a alguien más?
23. ¿Existe algún procedimiento vigente sobre los canales de comunicación en caso de imprevisto? Si la respuesta es sí ¿Es conocido por todos?
24. ¿Existe algún registro de falla? ¿Es obligatorio realizarlo?
25. ¿Conoce usted a las personas con las que se relaciona día a día?

Anexo B – Pilares de Gestión HSE BHPB

Los siguientes son los pilares de Gestión HSE de BHPB, estos son la base de la gestión de Minera Escondida que definen la estrategia y la obtención de resultados.

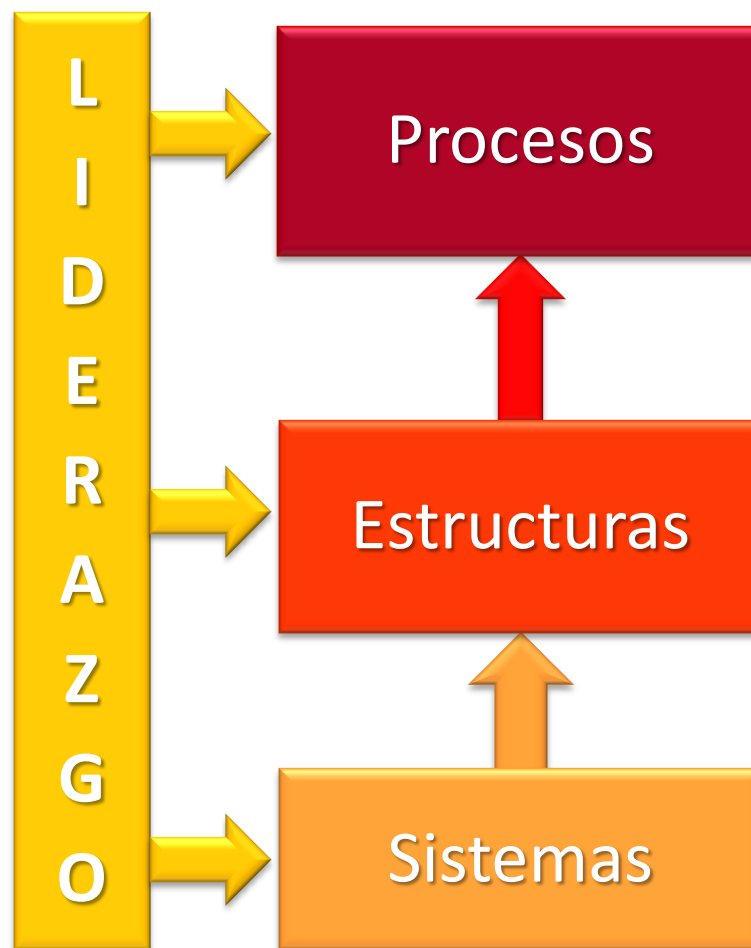


ILUSTRACIÓN 47: PILARES DE GESTIÓN HSE DE BHPB

Procesos:

Las Empresas funcionan en base a procesos operativos con los cuales generan sus productos (producción, mantenimiento, servicios, etc.). Corresponde a la secuencia de eventos o pasos necesarios para obtener un producto o entregar un servicio. Es el punto focal sobre el cual las unidades de negocio y sus actividades se deben organizar.

Estructuras:

Para que los procesos funcionen correctamente, la empresa define estructuras (organigramas, cargos, personas, etc.). Es aquí donde si alguien deja de hacer algo propicia la accidentalidad (SPA, administradores, operadores de contrato, supervisores, áreas de soporte, etc.). Es el cómo las personas se organizan alrededor de los procesos de negocio. Es más que un organigrama, se refiere a roles, responsabilidades, dependencia, reporte de las personas, coordinación de tareas y asignación de recursos para que los procesos se desarrollen según lo definido.

Sistemas:

Para que las estructuras funcionen adecuada y eficientemente, la empresa tiene implementado sistemas que soportan la gestión de las personas (Sistemas de reclutamiento, sistema de compensaciones, sistemas de entrenamiento, etc.). Ayudan a la organización a coordinar/ejecutar el trabajo. Ej: RRHH (Compensaciones, reclutamiento, capacitación), Producción (1SAP, Dispacht), Finanzas (Budget OPEX / Capex), HSEC (Sistema de Gestión). Los sistemas más efectivos, son a menudo, los más simples.

Liderazgo:

Todo lo anterior funciona correctamente con un liderazgo que sostenga a los tres pilares. Si no, el liderazgo funciona a medias, los pilares se comienzan a debilitar, desalinean, caer, fallar o no funcionan según lo esperado por la organización. Los líderes conducen al éxito. Definen las metas y monitorean los procesos y resultados. Definen la visión y estrategia, diseñan la infraestructura, desarrollan a las personas y construyen la cultura.

Anexo C - Matriz RACI Protocolo Mina- CH&C

TABLA 38: MATRIZ RACI PROTOCOLO MINA-CH&C

Tasks	Supervisor Despacho	Supervisor Producción Chancado	Despachador Mecánico	Supervisor Senior Despacho	Supervisor Senior Producción Chancado	Superintendente Gestión de la Producción	Superintendente Producción Chancado & Correas	Superintendente de Producción Mina	1 Room	Control de Mineral
En caso de existir detención imprevista de la alimentación hacia los Chancados, el Supervisor de Despacho deberá informar inmediatamente al Supervisor de Producción de Chancado.	R	I		I	I	I	I	I		
Detenciones programadas chequeo de elementos de Desgaste: "detenciones de palas deben ser una a las vez por rajo (sin detenciones en paralelo). Además 30 minutos antes de las detenciones se debe informar a Supervisor de Producción Chancado para permitir los cambios de configuración en Chancado si lo amerita".	A	I	R	I	I					
Detención o interrupción de alimentación hacia los Chancados por movimiento de Carro Tripper: Supervisor de Producción de Chancado debe informar y coordinar por lo menos con 30 minutos de anticipación al Supervisor de Despacho.	I	R		I	C,I					
Amenaza de Detención o Interrupción de la alimentación hacia los Chancados producto de Stock Alto: Supervisor de Producción de Chancado debe informar y coordinar por lo menos con 30 minutos de anticipación con Supervisor de Despacho.	C,I	R		I	A	I	I	I		

Comunicar en Turno día (Horario de Colación / Tronadura), si los niveles de Stock son inferiores a 80% en alguna de las dos Plantas, se debe solicitar alimentación continua de mineral antes de las 12:00 hrs. En caso contrario, se debe dejar, como mínimo, 6 camiones cargados, lo más cercano a la zona de descarga de Chancado.	C,I	R		C,I	I	I	I	I		
En los cambios de turno y cuando los niveles de Stock sean inferiores a 80% se debe solicitar la incorporación de a lo menos 6 camiones adicionales tomando estos recursos de palas con menor prioridad. Para esto se deben dejar los camiones cargados en estacionamientos de chancados, considerando para el cambio de turno un bus de acercamiento directo.	R	C,I		C,I	C,I					
Cuando los niveles sean iguales o inferiores a 65%, se debe privilegiar tonelaje por sobre mezclas.	C,I	R		I	A	I	I	I	I	I
Comunicar cuando ocurran detenciones No Programadas de Chancado menores a 20 minutos, se deberá autorizar stockear mineral a la espera de salida del chancado. La espera inicial en loza será hasta 5 minutos.	I	R		I	I					
Comunicar en forma inmediata cuando ocurran Detenciones No Programadas mayores a 20 minutos en Chancado.	C,I	R		I	I	I	I	I		
Comunicar cuando se reinicie la operación en Chancado producto de una detención, se debe informar a lo menos 20 minutos de anticipación.	I	R		I	I					

Anexo D - Matriz RACI Protocolo Chancado - Plantas Concentradoras

TABLA 39: MATRIZ RACI PROTOCOLO CH&C- PLANTAS CONCENTRADORAS

Tasks	Supervisor Senior Producción Chancado	Supervisor Planta Concentradora (LS o LC)	Operador de Bulldozer	Operador Sala de Control Plantas Concentradoras (LS o LC)	Supervisor de Producción Chancado	Operador de la sala de Control Chancado
En caso de existir más de una línea en Stock Pile Los Colorados con bajo nivel (<60%) será necesario el ingreso de Bulldozer para apoyar la descarga hacia los Feeder por la línea N°3 (SAG 3) y el movimiento del Carro Tripper hacia las otras líneas con bajo nivel.	R	I	I	C,I	C,I	I
En caso de ser necesario el ingreso de Bulldozer a la línea N°3 se deberá entregar el área previa firma de PTS.	R	A	C,I	C,I	I	I
Tras entrega de área para intervención de Bulldozer, se deberá coordinar el ingreso de Bulldozer, además operador de Bulldozer debe comunicarse con operador de sala de control planta concentradora LC y solicitar información de Feeders en operación.	I	I	R	C,I	I	I
Se debe mantener información cada dos horas sobre: Toneladas por hora alimentadas, tonelaje acumulado de alimentación de sulfuros y Toneladas por rajo Alimentado.	R	I		I	I	I
Se debe realizar alerta a Supervisor de Operaciones CH&C ante niveles de Stock Pile (LS o LC) < a 65%.	I	I		R	C,I	I
Ante detenciones de líneas críticas (Línea A, Línea B y Overland) se deberá informar inmediatamente a Supervisor de Plantas Concentradoras estrategia de suministro de flujo y mezclas de mineral. Si la detención es mayor a 20 minutos deberá informar tiempo estimado de detención y posterior puesta en marcha con 15 minutos de anticipación.	R	C,I		I	I	I
Ante eventual puesta en marcha de correas tras retorno de una detención, Operador de la sala de Control Chancado no pondrá en servicio las correas ni reanudará el envío de carga, hasta recibir la retroalimentación del operador de sala de Control Planta de Los Colorados o Laguna Seca, y del operador tractor, según corresponda.	I	I	C,I	C,I	I	R

Ante detención por imprevisto de alguno de los Molinos SAG (mayor a 20 minutos) de Plantas Concentradoras, Supervisor Planta Concentradora (LC o LS) deberá Informar inmediatamente a Supervisor de Producción Chancados el tiempo estimado de detención y posterior puesta en marcha con 15 minutos de anticipación.	I	R		I	C,I	I
Ante detenciones de alimentadores (Feeder), Supervisor Planta Concentradora (LC o LS) deberá Informar inmediatamente a Supervisor de Producción Chancados tiempo estimado de detención y posterior puesta en marcha con 15 minutos de anticipación para regular envío de mineral.	I	R		I	C,I	I
En caso de movimiento de Carro Tripper, Supervisor Producción Chancado deberá informar a Operador Sala de control Planta Concentradora (LS o LC) posición final del carro.	I	I		I	C,I	R
En caso de falla en el movimiento de los carros Tripper, Supervisor Producción Chancado deberá informar a Operador Sala de Control Plantas Concentradoras (LS o LC) el tiempo estimado de detención y posterior puesta en marcha con 15 minutos de anticipación.	I	I	I	I	C,I	R
Ante la necesidad de Plantas Concentradoras (LS o LC) de uso de tractores en la parte externa de los Stock Piles, Supervisor de Plantas concentradoras solicitará al Supervisor de Producción Chancado el servicio de operación de Bulldozer. Antes de la ejecución del servicio Supervisor de Plantas Concentradoras deberá entregar el área con correspondiente firma de PTS.	I	A/R	C,I	I	C,I	I
Se debe asignar la misma prioridad de operación a todos los Feeder para alimentar al molino SAG, con el objetivo de administrar la segregación de tamaño en las pilas de acopio, reducir el tiempo de residencia de mineral en el Stock Pile disminuyendo la compactación	I	R		I	I	I

Anexo E - Correlación de Pearson y p valor.

La correlación mide la relación lineal entre dos variables y su sentido (si es directo o inverso). Cuando la relación es perfectamente lineal dicho coeficiente vale 1 (ó -1). Cuando el coeficiente tiene un valor próximo a cero, o bien no existe relación entre las variables analizadas o bien dicha relación no es lineal.

Se recogen datos experimentales correspondientes a n individuos con información de dos variables V1 y V2. Para calcular el coeficiente de correlación r de Pearson entre estas dos variables se necesita calcular previamente la covarianza entre las dos variables y las desviaciones típicas muestrales.

La covarianza entre dos variables V1 y V2 viene dada por:

$$S_{xy}^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})$$

Donde x_i indica el valor de la variable Var1 para el individuo i, y_i indica el valor de la variable Var1 para el individuo i, \bar{x} la media de Var1 e \bar{y} la media de Var2.

Las desviaciones típicas muestrales s_x y s_y se calculan a partir de las expresiones siguientes:

$$s_x = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2} \quad s_y = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}$$

Siendo s_x la desviación típica de la variable V1 y s_y la desviación típica de la variable V2.

A partir de los coeficientes calculados con anterioridad se calcula el coeficiente de correlación r de Pearson dado por:

$$r = \frac{S_{xy}^2}{S_x S_y}$$

Para realizar el contraste:

$$H_0: r = 0$$

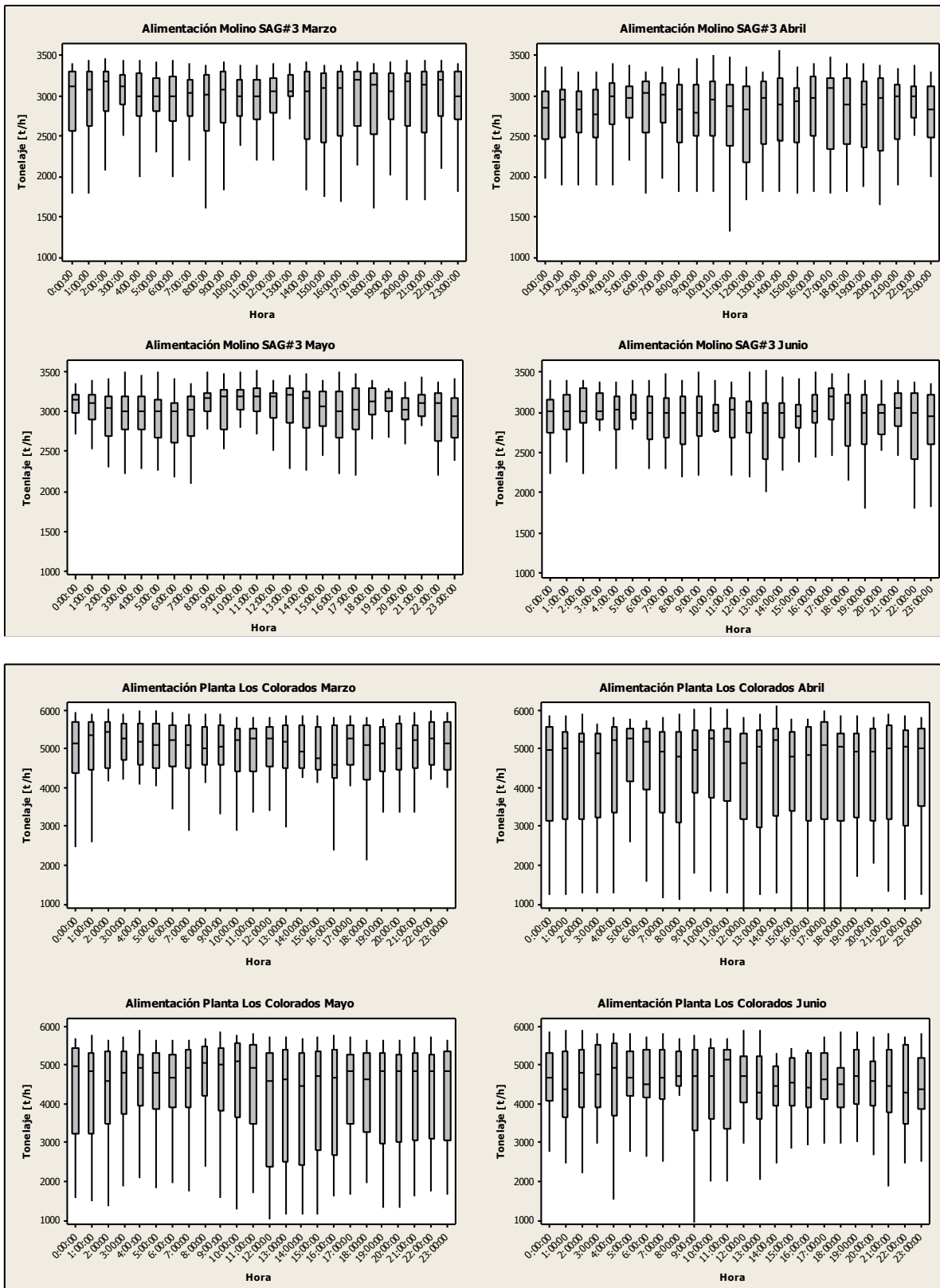
$$H_1: r \neq 0$$

Se construye el siguiente estadístico de contraste:

$$p = r \sqrt{\frac{n-2}{1-r^2}}$$

Que sigue una distribución t-Student con $n-2$ grados de libertad. Si $p < 0.05$ se rechaza H_0 .

Anexo F - Gráficos de caja alimentación Plantas concentradoras



Anexo G - Análisis Riesgos asociados al Reemplazo de los bulldozers

RISK ANALYSIS														
Event Description		Cause Description			Impact Description			Control Description						
Events		Causes		Event Associated	Impacts		Event Associated	Control Name		Type of Control	Descripción del Control	Control Objective	Control Owner	CA or IMP Associated
EV1	Retraso en Mantenimiento Overhaul de equipos D11R dados de baja.	CA1	Incumplimiento de los plazos de entrega estipulados por Mantenimiento Equipos Móviles MEL.	EV1	IMP1	Incumplimiento de plazos del Proyecto	EV1; EV2;EV3;EV4	CO1	Generación de Proyecto con Plazos de entrega definidos y acordados con Mantenimiento Equipos Móviles	Preventivo			G. Delgado	CA1;CA3;CA4
EV2	Falla en la puesta en marcha de Bulldozers en Minera Escondida.	CA2	No cumplimiento de mantenimiento de acuerdo a los parámetros definidos por MEL.	EV1;EV2	IMP2	Menor disponibilidad por mayor utilización de equipos antiguos en espera y/o falla de equipos reacondicionados.	EV1; EV2	CO2	Trabajar con empresas de transporte certificadas por MEL.	Preventivo			Supply	CA5
EV3	Accidente durante el traslado de Bulldozers D11R desde La Negra a faena.	CA3	Problemas de stock de componentes y repuestos del proveedor	EV1	IMP3	Aumento de costos por daños en traslado	EV3; EV4	CO3	Carta Gantt desde carta del proyecto	Preventivo				CA1;CA2;CA3;CA4;CA5;CA6; CA7

EV4	Accidente durante el traslado de Bulldozers D10R desde faena a La Negra.	CA4	El Dealer no cuenta con suficiente personal calificado para atender la demanda	EV1;EV2	IMP4	Incumplimiento de planes de producción	EV1; EV2;EV3;EV4	CO4	Operaciones Chancado debiera contar con personal calificado y asignado a la tarea puesta en marcha.	Preventivo				CA7
		CA5	Incumplimiento de los Estandares HSE por parte del transportista	EV3;EV4	IMP5		EV1; EV2;EV3	CO5	Mantenimiento debiera contar con personal calificado y asignado para el Overhaul de los Equipos.	Preventivo				CA4
		CA6	Atraso en solicitud o asignación de recursos para mantención Overhaul	EV1;EV2				CO6	Cumplimiento de los estándares HSEC MEL en el armado en la Negra y transporte de Bulldozer hacia faena	Preventivo			HSEC Mel/GGM	CA1;CA2;CA5
		CA7	Retraso en la certificación y capacitación de Operadores	EV2										

MFL				Residual Risk Rating					Risk Control Action Plan					
Evento	US\$M	No of fatalities	MFL Rating Basis	Severity US\$	Severity Factor	Likelihood Factor	RRR	RR Rating Basis	Task Name	Task Owner	Start Date	Due date	% Avance	Causa relacionada
EV1;EV2	1.6 US\$M	0	MFL (El caso mas desfavorable) Se supone continuar operando con los Bulldozers D10R, sin hacer el cambio por los D11R reparados,	2,5	10	0.3	3	Caso más probable: El caso más probable es seguir operando con los D10R durante un periodo de marcha blanca de un mes, hasta entrar en régimen de operación.	Aplicación de estándares HSE	Operador de Contrato			0%	No Iniciado
EV3;EV4	12.5US\$M	1	RRR (El caso mas probable en base al riesgo residual) ----- Se supone una fatalidad o una discapacidad permanente >30% del cuerpo a una o más personas 12MUS\$+ 0,5 MUS\$	0,01US\$M	10	1	10	Caso más probable: Idiscapacidad permanente<30% de cuerpo a una o más personas. Dias perdidos debido a heridas o enfermedades. 0,01 US\$M	Analisis de riesgos de las tareas	Operador de Contrato			0%	No Iniciado
									Aplicación de Riesgos Materiales de Seguridad (VCC; VCCP e IS)	Operador de Contrato			0%	No Iniciado

Anexo H- Abreviaciones y siglas

A continuación se detallan abreviaciones y siglas utilizadas en el desarrollo de la memoria:

MEL: Minera Escondida Limitada.

BHPB: BHP Billiton

SP: Stockpile.

CH&C: Chancado y Correas.

PC: Plantas Concentradoras.

LC: Los Colorados.

%HFE: Porcentaje de horas uso Feeders externos con respecto a los demás Feeders.

HSE: Health, security, environment

RMS: Riesgos materiales de seguridad.