

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



INFLUENCIA DE LA FRAGMENTACIÓN POR PERFORACIÓN Y
VOLADURA EN EL THROUGHPUT DE CHANCADORA

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

WALTER EDWIN MEJÍA SALAZAR

LIMA – PERÚ

2009

DEDICATORIA

Un agradecimiento especial a mis
Padres por el gran apoyo dado durante
toda mí vida personal y profesional.
A mí esposa e hijas por ser el motivo
de mí esfuerzo y sacrificio.

SUMARIO

El presente trabajo tiene como fin alinear los objetivos de producción de Mina y Procesos a través de las mejoras en fragmentación que permita maximizar el *throughput* de Chancado Primario y reducir los tiempos de carguío en las Palas.

Para ello partimos de la necesidad de aumentar el tonelaje en el *Throughput* de Chancado para poder cumplir con los planes de Producción del año y las onzas puestas en el *Leach Pad*. El siguiente paso fue cambiar algunos parámetros de Perforación y Voladura para fragmentar mejor la roca en base a pruebas llegando parámetros óptimos de *búrden* y espaciamiento.

Al final hacemos un análisis de cómo influye la fragmentación optimizada en el tiempo de carguío de las Palas, en el mejoramiento del *throughput* de chancado y en la utilización del *throughput*. Como consecuencia de esto se ve una reducción en los costos de chancado de Mineral por mayor tonelaje pasado y menor costo de carguío en la Palas por reducir los tiempos de carguío.

INDICE

| | Pag |
|---|-----------|
| CAPITULO I : GENERALIDADES | 9 |
| 1.1. UBICACIÓN Y ACCESO | 9 |
| 1.2. VISION EMPRESARIAL | 10 |
| 1.3. VALORES | 10 |
| • Comportarse como dueños | |
| • Actuar con un sentido de urgencia | |
| • Ser un miembro del equipo | |
| • Mejorar continuamente | |
| • Entregar resultados | |
| 1.4. SISTEMA DE GESTIÓN AMBIENTAL – NORMA ISO14001..... | 12 |
| • DECLARACIÓN DE COMPROMISOS AMBIENTALES | |
| 1.5. PROCESO GENERAL DE LAS OPERACIONES EN LA ACTUALIDAD Y DE SUS PROCESOS | 13 |
| 1.5.1. PROCESO DE MINADO | 14 |
| • Perforación | |
| • Voladura | |
| • Carguío | |
| • Acarreo | |
| 1.5.2. PROCESO METALÚRGICO | 18 |
| • CHANCADO PRIMARIO | |
| • CHANCADO SECUNDARIO | |
| • LIXIVIACIÓN: | |
| • MERRIL CROWE | |
| • REFINERIA: | |

- **CONTROL DE AGUAS DE LLUVIAS**

| | |
|--|----|
| CAPITULO II: GEOLOGÍA | 26 |
| 2.1. RESUMEN GEOLÓGICO | 26 |
| 2.2. GEOLOGÍA REGIONAL | 29 |
| 2.3. ESTRATIGRAFÍA | 30 |
| • GRUPO CHICAMA | |
| • FORMACIÓN CHIMÚ | |
| • MANIFESTACIONES MIOCENAS DEL GRUPO CALIPUY | |
| 2.4. MARCO ESTRUCTURAL DEL DEPOSITO | 33 |
| 2.5. ALTERACIÓN – MINERALIZACIÓN | 34 |
| 2.6. SECUENCIA EVOLUTIVA DEL YACIMIENTO | 35 |
| 2.7. LITOLOGIA | 37 |
| 2.8. RESERVAS POR TIPO DE LITOLOGÍA | 38 |
| | |
| CAPÍTULO III: PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS | 40 |
| 3.1. PERFORACIÓN | 40 |
| 3.1.1. CRITERIOS PARA EL DISEÑO DE MALLAS POR TIPO DE ROCA (PEARSE) | 42 |
| 3.1.2 PLAN USADO PARA MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN | 52 |
| 3.1.3 MALLAS DE PERFORACIÓN USADAS | 53 |
| 3.2. VOLADURA | 54 |
| 3.2.1. MODELAMIENTO DE LA FRAGMENTACIÓN (KUZ RAM) | 54 |
| • Ecuación de Rosin-Rammler | |
| 3.2.2 PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS EN LAGUNAS NORTE .. | 67 |
| 3.2.3 CONSIDERACIONES DURANTE EL DISEÑO | 68 |

| | |
|--|------------|
| CAPÍTULO IV: MEDICIÓN DE RESULTADOS LUEGO DE LA VOLADURA | .70 |
| 4.1 MINA | 70 |
| 4.1.1 EVOLUCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN (P80) | 70 |
| 4.1.2 EVOLUCIÓN DEL FACTOR DE POTENCIA (Kg/t) | 73 |
| 4.1.3 EVOLUCIÓN DEL TIEMPO DE CARGUÍO | 74 |
| 4.1.4. EVOLUCIÓN MINERAL PASADO POR CHANCADO PRIMARIO (<i>Throughput</i>) | 74 |
| 4.2. PROCESOS | 76 |
| 4.2.1. EVOLUCIÓN DEL TROUGHPUT (CHANCADO PRIMARIO) | 76 |
| 4.2.2. EVOLUCIÓN DE LA DISPONIBILIDAD | 77 |
| 4.2.3. EVOLUCIÓN DE LA UTILIZACIÓN | 78 |
| | |
| CAPÍTULO V: EVALUACIÓN ECONOMICA DE MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN POR VOLADURA | 80 |
| 5.1. EVALUACIÓN DE COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR FRAGMENTACIÓN | 80 |
| 5.1.1. COMPARACIÓN DEL COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA DE LA MALLA NORMAL Y MALLA OPTIMIZADA | 80 |
| 5.1.2. DIFERENCIA DE COSTOS DE LA MALLA OPTIMIZADA | 83 |
| 5.2 VALOR POR HORA DE LA CHANCADORA PRIMARIA | 84 |
| 5.3 AHORRO POR MEJORAMIENTO EN LOS TIEMPOS DE CARGUÍO | 86 |
| 5.4 ANALISIS COSTO / BENEFICIO AL MEJORAR FRAGMENTACION POR PERFORACION Y VOLADURA | 87 |
| | |
| CONCLUSIONES | 92 |
| RECOMENDACIONES | 94 |
| BIBLIOGRÁFIAS | 95 |

INTRODUCCION

Debido a la disminución de las toneladas pasadas en el Chancado Primario (*throughput*) se vio la necesidad de ver que factores afectan dicha disminución y que procesos podríamos mejorar en la operación dentro de la mina, por tal motivo se observó que un mejoramiento en la fragmentación entre 15 – 15.5 cm ayudaba en mejorar el *throughput*.

Luego de realizar pruebas variando Búrden y Espaciamiento en las mallas se optimizo una malla la cual será motivo de este estudio. Como consecuencia de esto los costos en el chancado primario disminuirían debido al mayor tonelaje que procesarían. Para ello se partirá de la malla de optimizada (6.5m x 5.5m, analizando su fragmentación a través de fotos para determinar el P80 . Estos resultados se compararan con la malla normal de (7m x 6m) para analizar la inversión en mina y el beneficio que se verá en el Chancado.

También esta la fragmentación influye directamente en un menor tiempo de carguío de los camiones, esto se verá reflejado en el análisis hecho para determinar el ahorro por menor tiempo de carguío de Camiones.

Debemos mencionar que la prueba se realizo en roca de Arenisca Silicificadas la cual representa el 87% del total de las rocas con contenido de Oro que se encuentran en el yacimiento minero. Es en la chancadora primaria donde valoraremos el beneficio económico de la prueba.

Como vemos estamos hablando de un caso que se da en minería pero que no es tratado tetra dimensionalmente en la empresa y que cometemos el error de tratarlo mono dimensionalmente, espero que este trabajo ayude a tener un enfoque diferente como profesionales y no buscar el problema en nuestra área sino determinar cómo influiría nuestros resultados en el cliente (Procesos).

Espero también que este trabajo sirva de guía para los estudiantes del pre grado y afiance su formación profesional para el futuro ya que las empresas estas exigiendo pensar en formar global, exigiendo mejoras en base a nuestros conocimientos y habilidades.

CAPITULO I:

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESO

Lagunas Norte se ubica en Los Andes peruanos, en el distrito de Quiruvilca, provincia de Santiago de Chuco, en la zona norte del país y a una altura entre 3.700 y 4.200 metros sobre el nivel del mar. Dista a 140 kilómetros de la ciudad de Trujillo, capital de la Región La Libertad. Ver figura 1.

El yacimiento a tajo abierto comenzó sus operaciones en Junio del 2005 - antes de lo programado- y significó una inversión en su construcción de US\$340 millones. Sobre la base de las reservas existentes, de 8,8 millones de onzas, la vida útil esperada de la mina es de 10 años aproximadamente.



Figura 1 : Ubicación de la Mina - fuente Geología

1.2. VISION EMPRESARIAL

Ser la mejor compañía productora de oro del mundo, a través de la exploración, adquisición, desarrollo y producción de reservas de oro de calidad, de manera segura, rentable y socialmente responsable.

1.3. VALORES

Comportarse como dueños. Aceptamos la responsabilidad de nuestras acciones y de sus resultados. Manejamos los activos de la compañía como propios. Somos emprendedores y buscamos oportunidades para

hacer crecer a nuestra empresa. Actuamos con integridad, operando según la letra y el espíritu de la ley y el Código de Ética de Barrick.

Actuar con un sentido de urgencia. Somos decididos, tomamos la iniciativa y tomamos decisiones difíciles cuando son necesarias. Fijamos las prioridades y actuamos según ellas.

Ser un miembro del equipo. Trabajamos siguiendo las prácticas de seguridad de la empresa en todo momento. Respetamos a nuestros colegas y a aquellos con quienes nos relacionamos fuera de nuestra organización. Escuchamos a otros para entender y pedimos ayuda. Construimos confianza y celebramos nuestros éxitos. Ayudamos a otros para que mejoren su eficiencia. Promovemos la seguridad y la confianza mutua en nuestras capacidades.

Mejorar continuamente. Siempre estamos comprometidos a mejorar. Construimos en base a buenas ideas, aprendemos de nuestros errores y desafiamos el status quo. Pensamos con amplitud y tenemos un deseo de tener éxito y agregar valor a nuestro trabajo.

Entregar resultados. Tenemos una visión clara hacia dónde vamos y de cómo llegar allí. Enfocamos nuestros recursos para lograr nuestros objetivos. Prestamos mucha atención al detalle y mantenemos nuestros compromisos. Entregamos resultados.

1.4. SISTEMA DE GESTIÓN AMBIENTAL – NORMA ISO14001

En el 2007 la Mina Lagunas Norte obtuvo la certificación ISO14001 como reconocimiento a nuestro sistema de gestión ambiental por el buen desempeño en el cuidado del medio ambiente.

Nuestra política ambiental basada en un documento público preparado por la alta dirección en el cual la empresa describe sus compromisos respecto al medio ambiente, es decir su desempeño ambiental general.

DECLARACIÓN DE COMPROMISOS AMBIENTALES

1. Prevenir la contaminación ambiental en todas sus actividades, procesos y productos.
2. Revisar y mantener el Sistema de Gestión Ambiental para hacer el seguimiento de su desempeño ambiental, buscando la mejora continua.
3. Colaborar voluntariamente con organizaciones públicas y privadas en el desarrollo de una mutua comprensión de asuntos ambientales.

4. Promover trabajos de investigación que apliquen al conocimiento científico en materia ambiental, relacionados con la actividad minera.
5. Cumplir con la legislación ambiental peruana y otras normas suscritas por la empresa.
6. Comunicar y difundir la Declaración de Compromisos Ambientales a los trabajadores y ponerla a disposición del público en general.
7. Promover programas de educación ambiental en las comunidades de su entorno inmediato.
8. Requerir que sus proveedores de servicios y productos empleen una buena práctica ambiental.

1.5. PROCESO GENERAL DE LAS OPERACIONES EN LA ACTUALIDAD Y DE SUS PROCESOS

El proceso general de las operaciones se inician con el Minado de Mineral desde la Mina hasta la Chancadora donde es fragmentada a 1½” luego ese material es llevado al Leach Pad para ser lixiviado, finalmente la solución rica es tratada en la Planta Merrill Crow y Refinería para obtener la Barra Dore (Au-Ag).

PROCESO GENERAL DE MINA LAGUNAS NORTE – BARRICK



1.5.1. PROCESO DE MINADO

Fragmentación de la roca, a través del proceso de Voladura de tal manera que el mineral pueda ser removida de su posición original (in situ), para luego cargarla y transportarla para su proceso o depósito fuera de la mina como material suelto a una granulometría manejable, estos destinos de acuerdo al material pueden ser a Chancadora (Mineral), Botaderos (Desmonte) y Stocks (Mineral Carbonoso o Sulfuroso). Ver grafico 1.

Grafico 1: Proceso de Minado



Fuente: Departamento de Mejora Continua Operaciones Mina

Perforación

Es la primera etapa en la explotación minera para la minería a cielo abierto. Por medio de Perforadoras SKS 12 crean un hoyo de 9 7/8 pulgadas y conos de detritus en el borde los cuales son muestreados y analizados en el laboratorio metalúrgico para determinar las características mineralógicas del hoyo o taladro, los cuales en conjunto servirán posteriormente para la creación de polígonos en el campo luego de la voladura (desmonte o mineral).

Figura 2: Proceso de Perforación



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura

Voladura:

Actividad que permite la fragmentación del macizo rocoso mediante un control adecuado de utilización de agentes de voladura.

Figura 3: Proceso de Voladura



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura

Carguío:

Lagunas Norte cuenta con 2 Palas Hidráulicas Komatsu PC4000 de 21 yd³ de capacidad y un Cargador Frontal Komatsu WA1200 de 20 yd³. Estos equipos realizan la carga de mineral y roca de desmonte en los camiones de acarreo.

Figura 4: Proceso de Carguío



Fuente: Departamento de Operaciones Mina

Acarreo:

En esta etapa se usan camiones Komatsu 730 E de 190 toneladas de capacidad los cuales se direccionan de acuerdo al tipo de material cargado a la chancadora (Mineral) o a los botaderos (Desmonte).

Figura 5: Proceso de Acarreo – Camiones Komatsu 730E

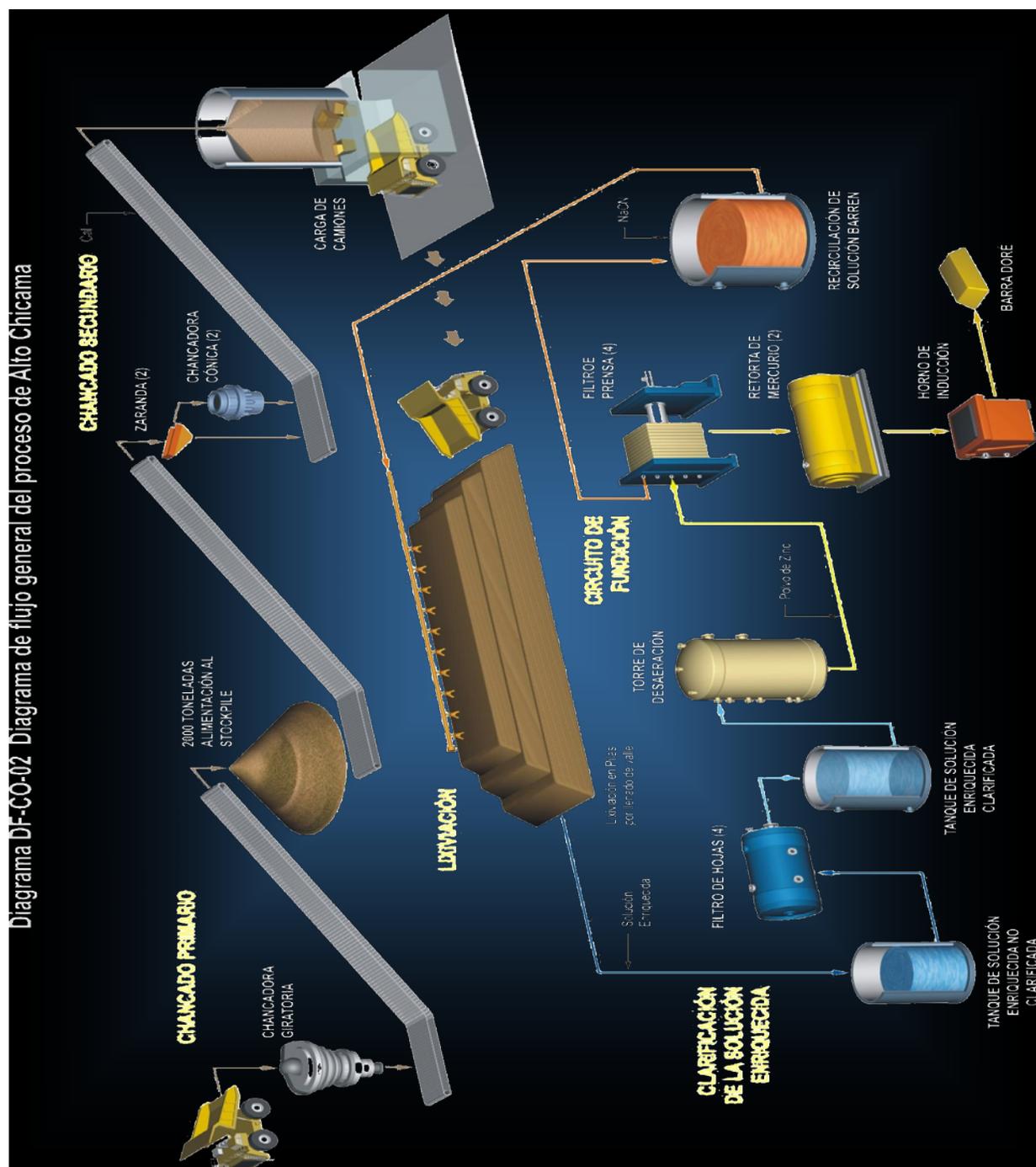


Fuente: Departamento de Operaciones Mina

1.5.2. PROCESO METALÚRGICO

Proceso por el cual el material acarreado de mina y descargado Chancadora - es triturado por el chancado primario a 6" y luego por un chancado secundario a 1 ½ pulgada, éste es transportado por camiones Komatsu 730E del Ore Bin al PAD. Este material es sometido a riego con solución cianurada de 100 ppm donde el oro es capturado y llevado a una poza de solución rica para que luego ser tratada en la planta Merrill Crow y obtener la barra dore en la Refinería.

Grafico 2: Diagrama de flujo general de Proceso Metalúrgico



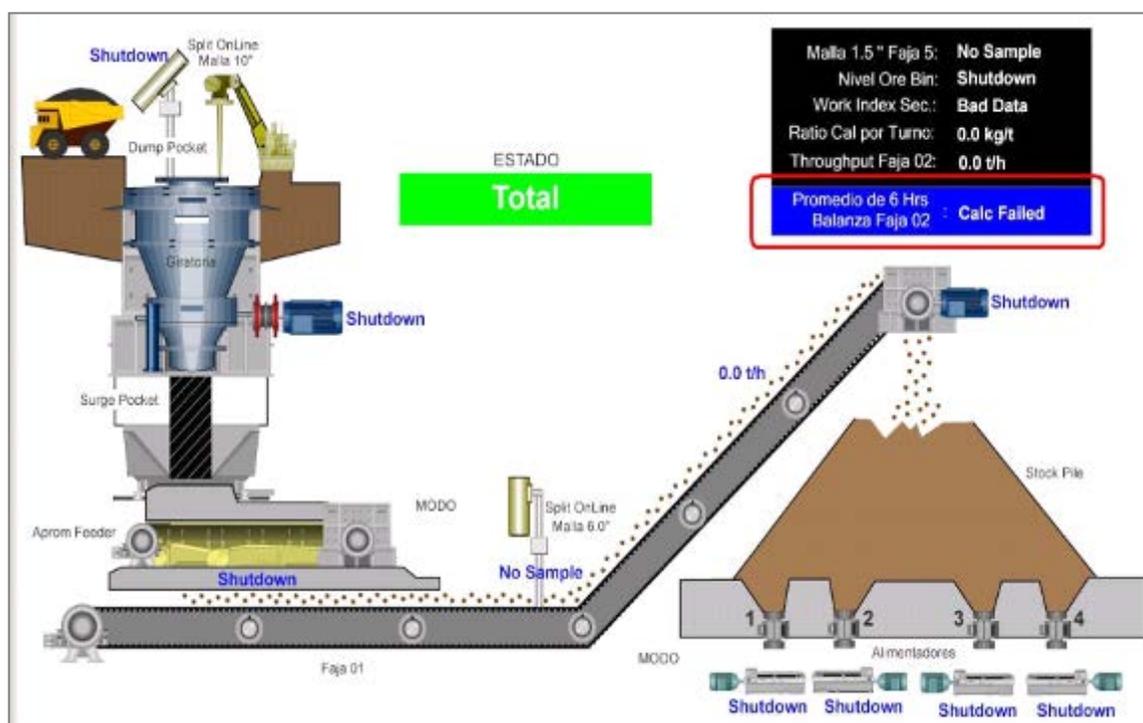
Fuente: Informe de Procesos “Del Mineral al Lingote”

CHANCADO PRIMARIO

El mineral es transportado de la mina en un volquete de 190 t de capacidad y echado al alimentador de la chancadora primaria giratoria de 50 x 65”.

Luego este mineral chancado de 6” sale hacia el alimentador de placas. (Apron Feeder). Ver grafico 3.

Grafico 3: Chancado Primario

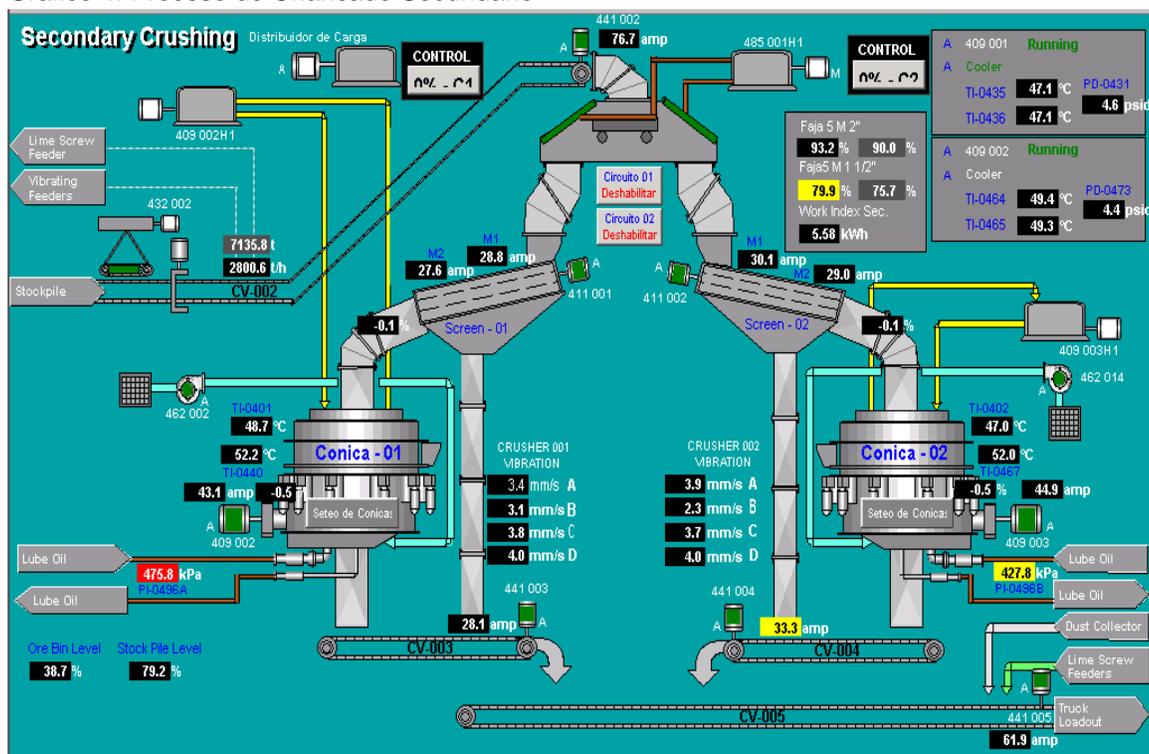


Fuente: Informe de Procesos "Del Mineral al Lingote"

CHANCADO SECUNDARIO

El chute de pantalón donde llega el mineral tiene 2 puertas y debajo de cada uno de ellas tiene una zaranda vibratoria y una chancadora secundaria de conos lo cual permite chancar el mineral a 1 ½” esto permite sacar de operación a un grupo de ellas mientras que el otro grupo (zaranda-chancadora) puede seguir operando. La zaranda de doble malla tiene la malla superior con una abertura de 100 mm y una malla inferior de abertura 32 mm. Ver grafico 4.

Grafico 4: Proceso de Chancado Secundario

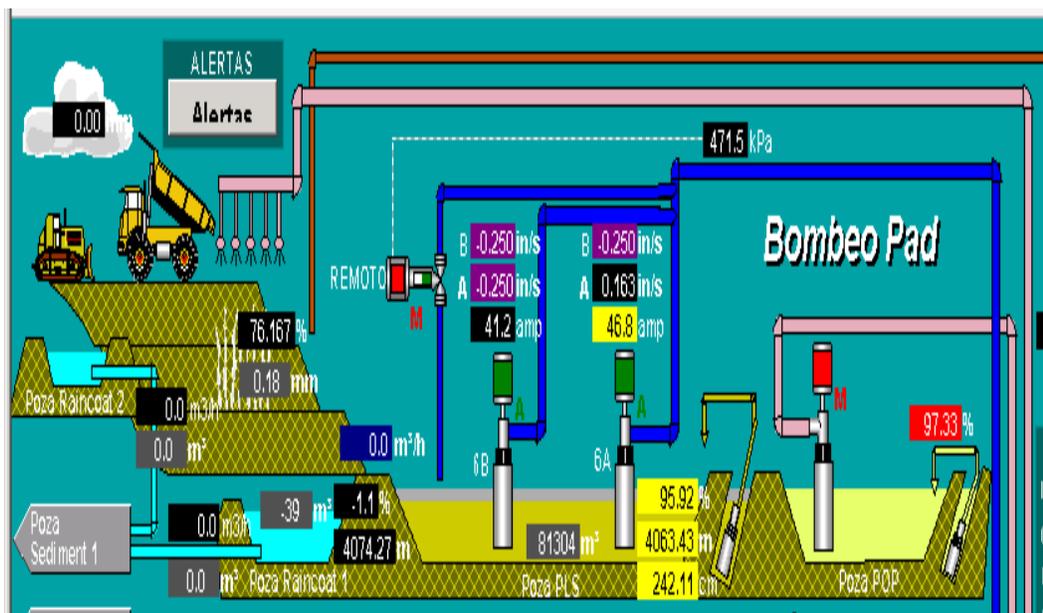


LIXIVIACIÓN:

En esta fase el mineral luego de ser reducido y llevado a las canchas de lixiviación denominadas “Pads”, este mineral es regado con una solución cianurada de 100 ppm de baja concentración la cual disuelve selectivamente el oro y la plata del mineral en 45 días, esta solución con los metales preciosos en solución la “Solución Rica”, ver grafico 5. Los equipos que intervienen en la lixiviación son:

- ❖ Tractor Komatsu de Orugas 375A
- ❖ Poza de Solución rica
- ❖ Bomba Vertical (con 2 impulsores)

Grafico 5: Proceso de Lixiviación.



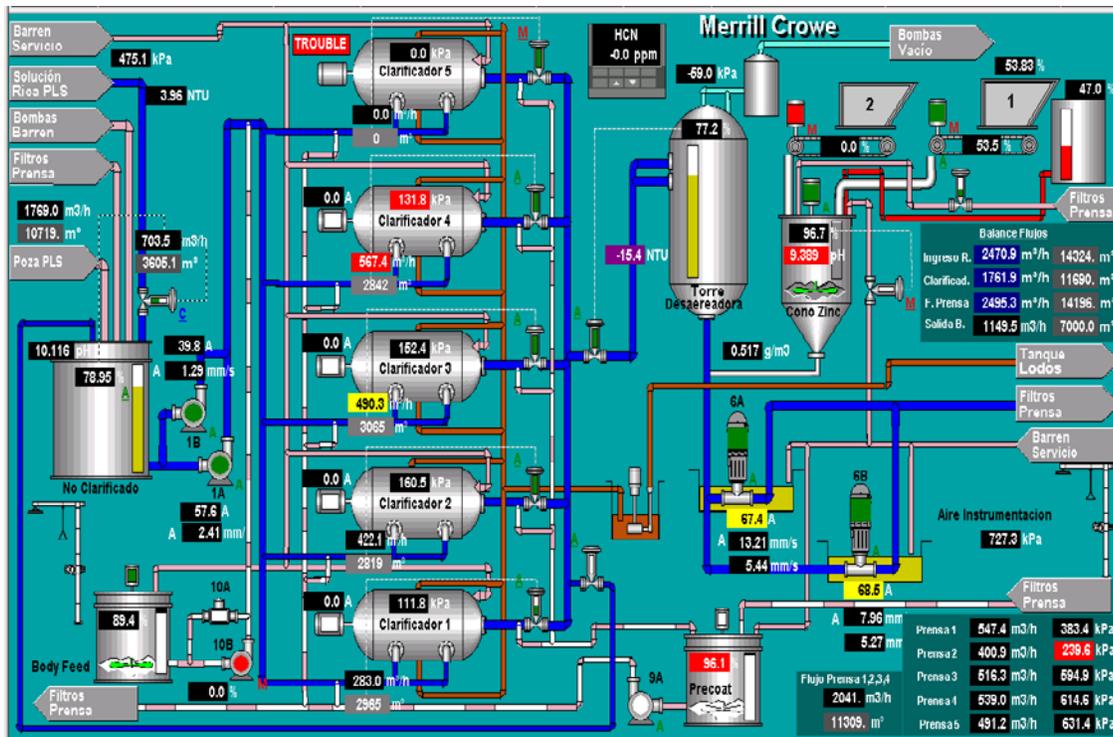
Fuente: Informe de Procesos “Del Mineral al Lingote”

MERRIL CROW

La “Solución Rica” se le añade polvo de Zinc para que ocurra la precipitación oro de la solución. Todo esto a través de los procesos como clarificación, des aireación y adición de polvo de zinc, ver grafico 6. Los equipos que intervienen en este proceso son:

- ❖ Tanque de solución no clarificada.
- ❖ Filtros Clarificadores.
- ❖ Cono de dosificación de polvo de Zinc.
- ❖ Torre de vacío para sacar oxígeno disuelto de la solución.

Grafico 6: Proceso Merrill Crow.



Fuente: Informe de Procesos “Del Mineral al Lingote”

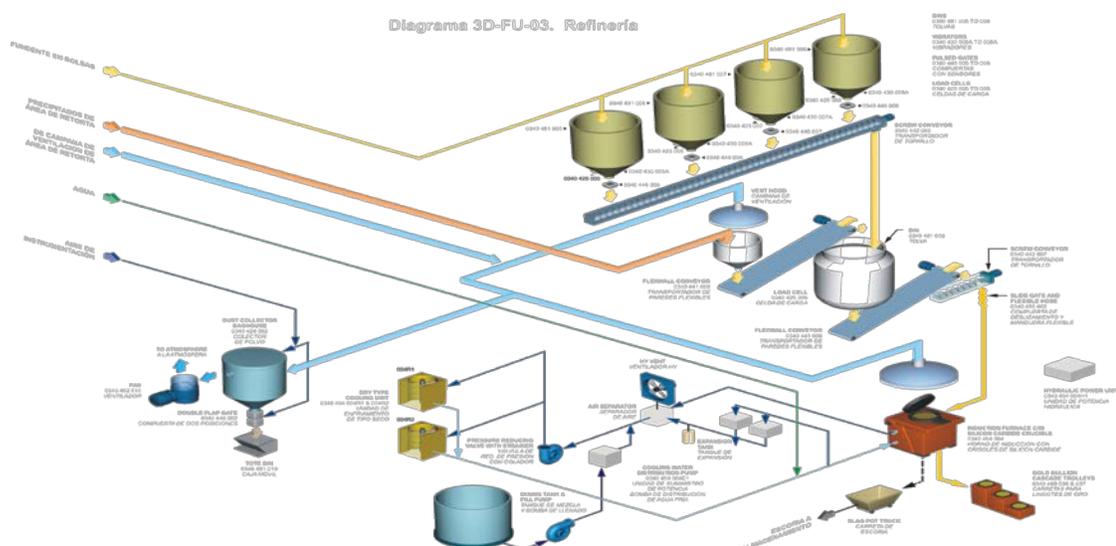
REFINERIA:

Consiste en eliminar las impurezas como zinc, sílice y otros metales mediante la mezcla del precipitado de oro y plata exento de mercurio con fundentes como bórax, carbonato de sodio, nitrato de sodio, y espato fluor. La mezcla es colocada en horno de inducción para fundir la mezcla y permitir que se formen dos fases. Fase escoria donde se han ido las impurezas como el zinc y los otros metales y otra fase metal (Dore, aleación oro plata), ver grafico 7.

Los equipos que intervienen en este proceso son:

- ❖ Filtros prensa.
- ❖ Condensadores (para retortas)

Grafico 7: Proceso de Refinería.



CONTROL DE AGUAS DE LLUVIAS

Como política en el cuidado del medio ambiente y generación de aguas cianuradas debido a reboces en la pozas, las zonas en regadío y zonas ya regadas son cubiertas con liners en época de lluvia para evitar el contacto de aguas de lluvia y solución lo cual aumentaría el volumen de solución cianurada en la pozas y puedan provocar contaminación por rebose. Estas aguas de lluvia son captadas a través de cunetas para ser llevadas a pozas de agua limpia para su posterior evacuación, con esto disminuimos los costos por tratamiento y destrucción del cianuro para purificar el agua.

CAPITULO II: GEOLOGÍA

2.1. RESUMEN GEOLÓGICO

El yacimiento epitermal de oro de Alta Sulfuración de Lagunas Norte se ubica en la Cordillera Occidental de los Andes del Norte del Perú, entre el Batolito de la Costa y el macizo del Marañón; geológicamente emplazado en una zona de magmatismo de arco calcoalcalino de composición andesítica a dacítica, inducido por subducción de la placa oceánica bajo el continente sudamericano. La historia geológica del yacimiento se remonta al Mesozoico Intermedio a Superior, tiempo en el cual comenzaron las deposiciones silicoclásticas en una cuenca trasarco que posteriormente alojó gran parte de la depositación económica del yacimiento. A fines del Cretácico Superior, debido a cambios en el régimen tectónico, se desencadenó una fuerte deformación de la corteza terrestre en la cuenca, dándose inicio a la Orogenia Andina, que produjo la emergencia de la plataforma mesozoica submarina, la cual fue intensamente plegada y fallada durante un prolongado periodo de tiempo. Este proceso de levantamiento cortical fue originado por esfuerzos compresivos,

intercalados por intervalos de distensión o calma geodinámica, en los que se generaron extensas superficies de erosión y, magmatismo manifiesto en arcos volcánicos continentales que migraban intermitentemente hacia el este. El arco volcánico desarrollado en la región se conoce actualmente como Grupo Calipuy, cuyas manifestaciones en Lagunas Norte son de edad miocénica. Aunque estos procesos tuvieron una extensión considerable en el tiempo, la formación del yacimiento está restringida a tan solo unos pocos cientos de miles de años en el Mioceno Medio a Tardío, durante los cuales hubo de mantenerse un régimen sismogénico activo para ayudar a regenerar constantemente la permeabilidad de la roca, sincronizado con el aporte de fluidos mineralizantes en condiciones fisicoquímicas favorables para dicho efecto. Lagunas Norte es parte de un corredor metalogenético que se extiende desde la parte central de Chile hasta el norte del Perú, asociado al magmatismo del arco volcánico oligomiocénico, generado por la subducción Andina, que alberga diversos yacimientos en especial en el norte y centro del país. Tal vez la característica más importante de este singular depósito es que la mayor parte de su mineralización se hospeda en secuencias sedimentarias, en las areniscas, con evidente actividad hidrotermal en sus fracturas y brechas y, aunque no es único en su género, es el mas grande yacimiento epitermal de oro de alta sulfuración alojado en rocas sedimentarias hasta

ahora encontrado en el Perú, siguiéndole depósitos auríferos similares en la misma franja metalogénica como Santa Rosa, La Virgen, etc. La secuenciación de eventos hidrotermales parece iniciarse con una intensa actividad freática, con intercalaciones freatomagmáticas y de extrusiones piroclásticas focalizadas en un diatrema central, las que sufrieron intensa alteración hidrotermal, enriquecimiento aurífero, sellamiento del diatrema y subsiguiente brechamiento, secuencia que se suscitó durante un número indeterminado de veces. Una acelerada cristalización de la cámara favoreció la adecuada exsolución de fluidos hidrotermales enriquecidos, en particular de oro como complejo bisulfurado (dada la saturación de azufre encontrado en el sistema). Si bien es cierto las condiciones iniciales de pH de las fases menos salinas en la exsolución fueron muy ácidas, al ascender y reaccionar con las rocas feldespáticas, estos fluidos se neutralizaron rápidamente, permitiendo una adecuada precipitación de oro como elemento nativo, que llegó a depositarse en cantidades económicamente factibles en las extrusiones dacíticas previas, asociadas a la referida cámara magmática y en las areniscas subyacentes fuertemente fracturadas y brechadas por los procesos geodinámicos previos. Cabe recalcar también que las extrusiones dacíticas asociadas a la mineralización son muy escasas en volumen, en comparación con las manifestaciones andesíticas estériles al rededor. Dadas las evidencias, el

sistema fue ocluido por lo menos por un último evento freatomagmático y posteriores intrusiones dómicas de naturaleza andesítica, afectados por eventos estériles de alteración hidrotermal tardía.

2.2. GEOLOGÍA REGIONAL

La Geología Regional del Área de Alto Chicama esta dominada por gruesas secuencias de rocas sedimentarias silicoclásticas marinas del Mesozoico Medio a superior; Infra yaciendo discordantemente a las secuencias volcánicas dacíticas y andesíticas del Grupo Calipuy, cortadas además por numerosos cuerpos intrusivos terciarios. La Secuencia Mesozoica ha sido afectada por lo menos por dos etapas de deformación compresiva durante la Orogenia Andina, con intercalaciones de distensión o calma geodinámico.

La mineralización de Lagunas Norte, la cual es del tipo epitermal de alta sulfuración, se encuentra diseminada y hospedada en tufos y brechas volcánicas y sedimentarias. La mineralización aflora en superficie y ha sido definida sobre un área de 1600 m de largo por 750 metros y hasta 300 metros de profundidad.

El yacimiento a tajo abierto comenzó sus operaciones el segundo trimestre del 2005 -antes de lo programado- y significó una inversión de US\$340 millones.

Las proyecciones indican que la producción de oro este año alcanzará a un millón de onzas. Sobre la base de las reservas existentes, de 9,1 millones de onzas, la vida útil esperada es de al menos 10 años.

Las reservas del mineral en prueba representa casi el 87% (99,883 millones TM) del total de reservas con una ley promedio de 1 gr /TM.

2.3. ESTRATIGRAFÍA

Localmente se manifiestan las secuencias sedimentarias silicoclásticas de la Formación Chimú del Valanginiano Inferior a Medio (Benavides, 1956; Reyes, 1980), suprayaciendo con ligera discordancia angular a las secuencias titonianas pelíticas del Grupo Chicama (Cossio, 1964). Sobreyaciendo al Mesozoico se presentan, con fuerte discordancia angular, manifestaciones miocenas del Grupo Calipuy (Rivera et al, 2005).

GRUPO CHICAMA

Conforma el basamento no mineralizado del depósito y se caracteriza en la zona por estar compuesta predominantemente de limolitas y lutitas carbonosas con transición a areniscas finas cerca al contacto con la Formación Chimú. Como evidencia del paso de fluidos hidrotermales presenta eventuales vetillas de pirita y azufre nativo, así como vetillas de cuarzo muy cerca al contacto con las areniscas cretácicas.

FORMACIÓN CHIMÚ

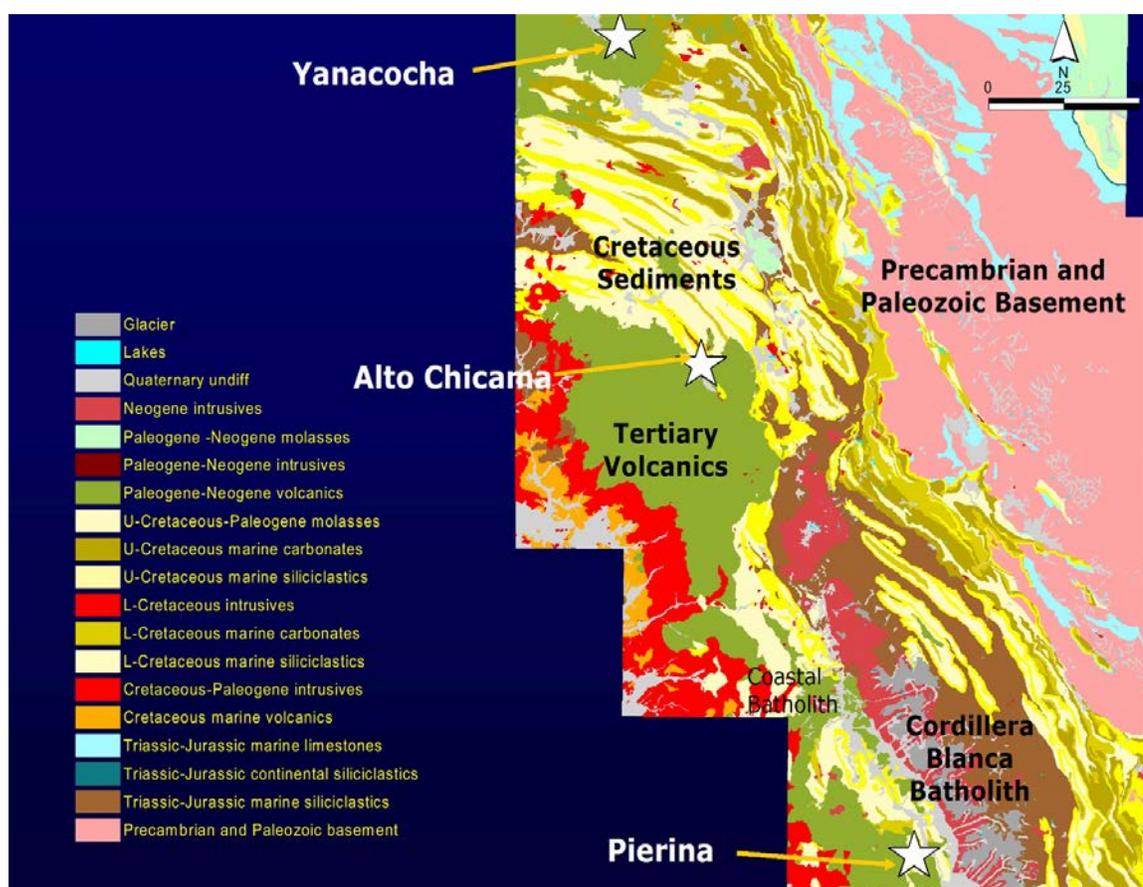
Está compuesta por areniscas cuarzosas de grano medio, limpias, bien seleccionadas, con intercalaciones de limolitas, lutitas carbonosas y carbón. El paquete completo tiene espesores de alrededor de los 600 metros (Macharé, com. pers., 2002) y particularmente en la zona de mineralización se presenta fuertemente fracturada y brechada.

MANIFESTACIONES MIOCENAS DEL GRUPO CALIPUY

Se caracterizan por ser de composición principalmente andesítica en los alrededores a modo de secuencias piroclásticas, de flujo y domos del Mioceno Medio a Tardío; sin embargo, en la zona mineralizada estas manifestaciones son mas bien piroclásticas y de flujo dacíticas (ocasionalmente con aglomeraciones de abundantes ojos de cuarzo), así como brechas freáticas y freatomagmáticas. Para un estudio más

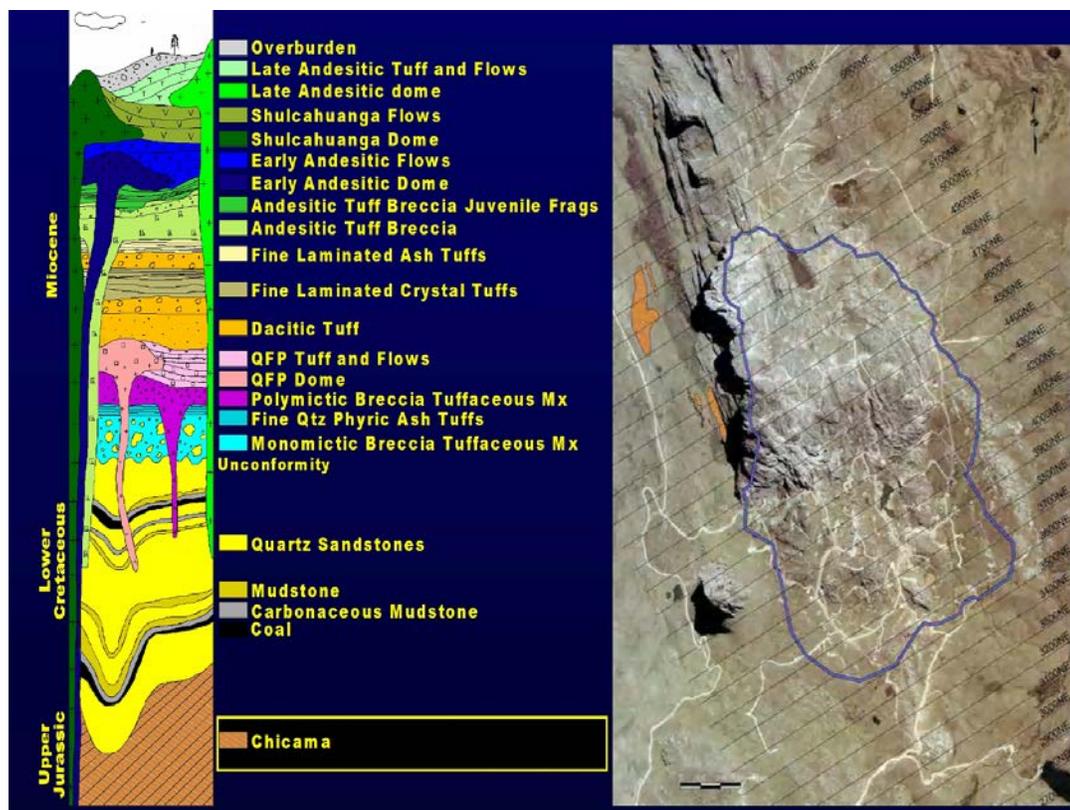
detallado se han dividido en sub unidades, como se muestra en las figuras 6 y 7.

Figura 6: Geología Regional



Fuente: Departamento de Geología Lagunas Norte

Figura 7: Estratigrafía en el Yacimiento Lagunas Norte



Fuente: Departamento de Geología

2.4. MARCO ESTRUCTURAL DEL DEPOSITO

Lagunas Norte se ubica estructuralmente en un sinclinal parásito del flanco este de uno de los anticlinales de la Formación Chimú, alineados con dirección andina (rumbo NNW). En la Fig. 02 se aprecian las mayores fallas con rumbo andino y buzamiento aprox. 70°SW, frecuentemente cortadas por fallas del mismo rumbo pero con buzamiento al NE. Existe un número mucho mayor de discontinuidades transversales con dirección EW

y NE–SW y buzamiento subvertical, cuya intensidad diferencia estructuralmente la zona mineralizada de los alrededores estériles.

Se han definido tres dominios estructurales, las secuencias sedimentarias de Josefa que presentan un plegamiento sutil orientado con rumbo NNW, buzamientos subhorizontales de los estratos e intenso fracturamiento en dirección transversal al plegamiento; las secuencias sedimentarias de Alexa y Dafne, discordantes con el anterior dominio estructural, tienen en general rumbo 150° y buzamiento 70°SW, aunque hacia el norte (Alexa), en la parte superior se aprecia una inflexión de los estratos buzando hacia el NE, lo que sugiere la conexión con el anticlinal principal. Las areniscas se presentan intensamente fracturadas en la zona mineralizada. En el tercer dominio estructural que está comprendido por los volcánicos dacíticos sobreyaciendo el Cretácico, el fracturamiento es menor aunque guarda los mismos rasgos de rumbo y buzamientos de las fracturas en las areniscas.

2.5. ALTERACIÓN – MINERALIZACIÓN

La mineralización aurífera se hospeda principalmente con sulfuros e hidróxidos de hierro entre las fracturas de las areniscas, en las oquedades de las tobas y brechas con sílice residual y como reemplazo de sílice con

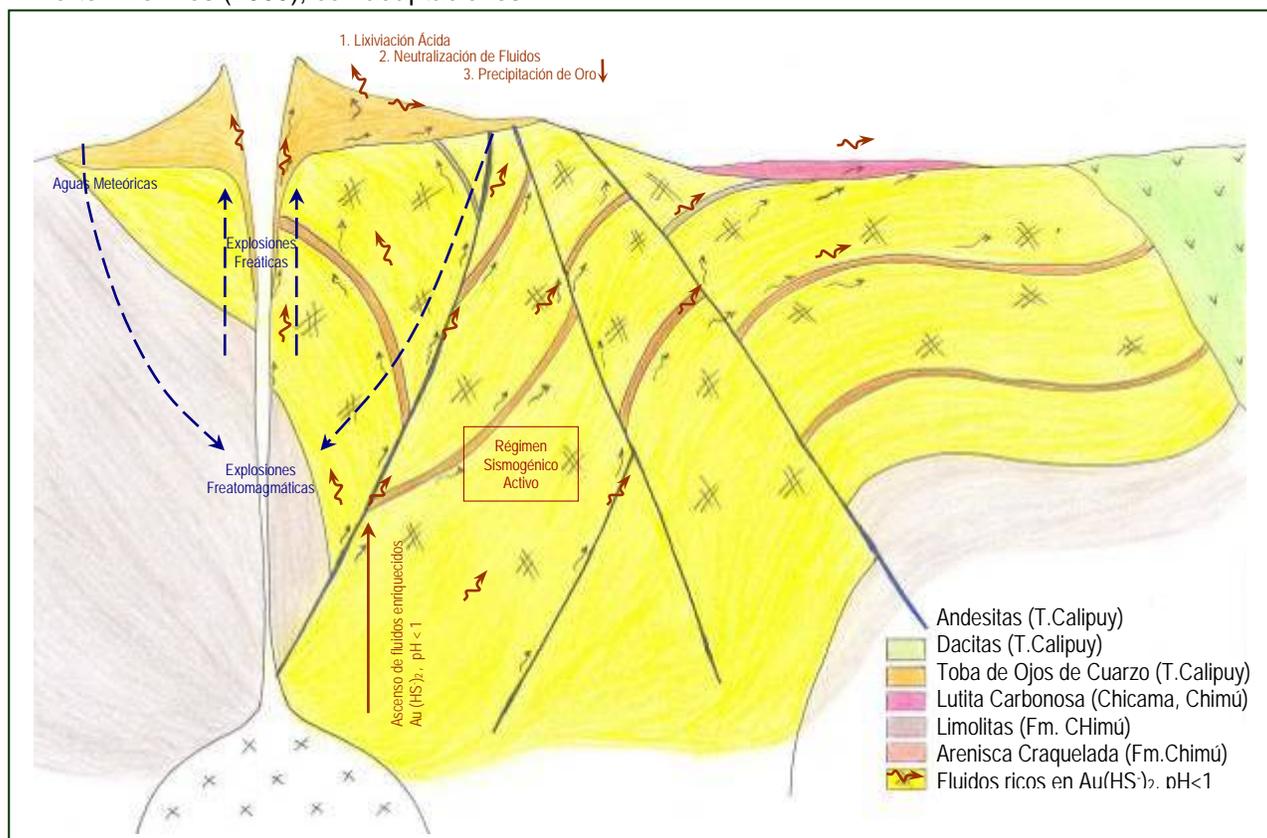
óxidos en las limolitas y tobas; el oro se presenta como elemento nativo, con tamaños de grano en el orden de los 20μ y, según dataciones $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ en una alunita que sería coetánea con la mineralización se determinó una edad de 17.1 ± 0.4 MA (Montgomery et al, 2004). El sulfuro predominante en el yacimiento es la pirita, que se manifiesta en diversos estadios (Rios, 2005), con menor enargita y trazas de calcopirita (Cuitiño, 2002). Entre los productos de oxidación se tiene abundante goetita con escasa hematita y menor jarosita, también se presentan trazas de covelita, escorodita y calcosita. Entre los minerales translúcidos que suelen acompañar a la mineralización se incluyen principalmente la baritina y el cuarzo *drussy*, el rutilo también se presenta en escala microscópica junto con la sílice parda. Se determinó también eventos de alteración postmineral por datación $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ en una alunita con 16.5 ± 0.2 MA (Montgomery et al, 2004). La alteración argílica (dickita, caolín, illita) está restringida en general a estadios estériles del yacimiento La alteración propilítica se manifiesta débilmente hacia los volcánicos frescos, con presencia de cloritas, trazas de epídota y ocasionales zeolitas.

2.6. SECUENCIA EVOLUTIVA DEL YACIMIENTO

De acuerdo a las correlaciones de sondajes diamantinos y mapeo superficial se ha definido a la actividad freática como la primera

manifestación hidrotermal del sistema, formando un intenso brechamiento, en especial en la zona del diatrema de Dafne. Seguidamente empezaron a ascender fluidos hidrotermales enriquecidos, depositando niveles de sílice, pirita y enargita finas, azufre nativo, etc. A medida que el sistema adquiría mayor energía se manifestaron explosiones piroclásticas dacíticas, las que cubrieron gran parte de la paleosuperficie cretácica, dejando a la vez un intenso brechamiento freatomagmático en el diatrema, luego ascenderían fluidos de pH muy bajo enriquecidos con oro como complejo bisulfurado, que al lixiviar las rocas feldespáticas, se alteraron estas a sílice residual y, en sus oquedades (dado el aumento de pH) se precipitó el oro así como los sulfuros. De acuerdo a los fragmentos mineralizados de brechas previas encontrados en brechas posteriores, el ciclo de brechamiento, alteración y mineralización (y consiguiente sellamiento del sistema) sobrepresurización de vapor y explosión freática, se repitió un número indeterminado de veces y fue clave en el enriquecimiento de las brechas. El régimen sismogénico activo existente fue también muy importante para reactivar la permeabilidad de las rocas. Al parecer el sistema finalizó con explosiones freatomagmáticas estériles, excepto porque ocasionalmente puedan contener fragmentos previamente mineralizados, ocluyéndose el diatrema con intrusiones dómicas andesíticas afectadas por eventos tardíos de alteración argílica. Esto se observa mejor en la Fig.8.

Fig 8. Modelo Genético preliminar del Yacimiento Epitermal de Oro de Alta Sulfuración Lagunas Norte. De Rios (2005), con adaptaciones.



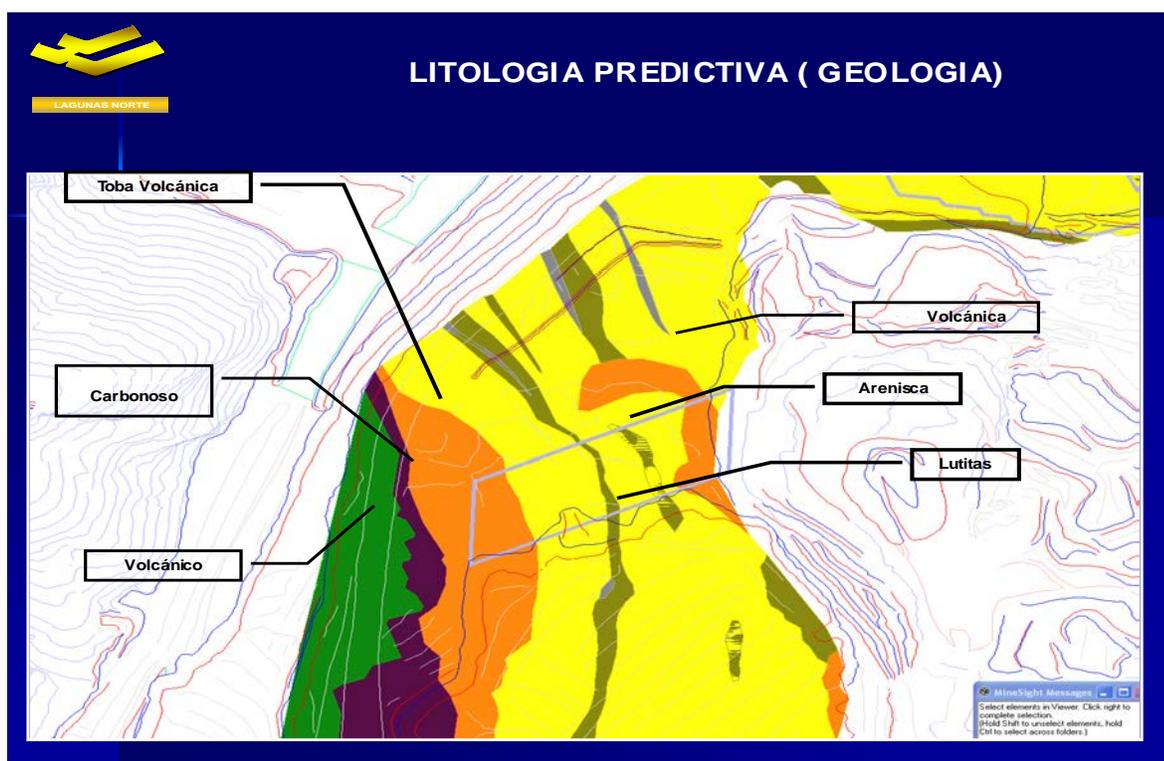
Fuente: Departamento de Geología

2.7. LITOLOGIA

En Lagunas Norte existen varios tipos de Litología asociadas al mineral de las cuales las principales son: las Tobas Volcánicas, Rocas Carbonosas, Rocas Volcanicas Sedimentarias e Intrusivas, Areniscas Silicificadas (87% del Yacimiento), Lutitas, Andesita, Limolitas. Cada una con una característica la cual es importante en el momento de realizar los diseños de Perforación y Voladura. Cabe mencionar que la Arenisca Silicificada es

donde se encuentra la mayor cantidad de Oro en el Yacimiento pero su tratamiento es peculiar ya que por su característica produce mucho desgaste de los componentes de los equipos tanto en Mina como en Chancadora. La Litología es observada en la Fig. 9.

Figura 9: Litología Predictiva



Fuente: Departamento de Geología.

2.8 RESERVAS MINERAL POR LITOLOGÍA

Las reservas de mineral probadas por Litología y las que más predominan en el Yacimiento son las que se muestran en el cuadro adjunto, en este cuadro se observa que la más importante y abundante

es el Mineral en Arenisca Silicificadas con 87.9% con una ley promedio de 0.998 g/t. Ver Cuadro 1.

Cuadro 1: Reservas de Mineral por Litología

RESERVAS DE MINERAL POR LITOLOGIA

| | Au (g/t) | Ag (g/t) | Leco_TC M (%) | Leco_S2 (%) | Density (t/m3) | Au_Rec (g/t) | Ag_Rec (g/t) | Model Rec % | 3/4" Test Rec % | Tonnage (kt) | Volume (m3 x 1,00) | Distrib % |
|----------------|--------------|--------------|---------------------|----------------|-------------------|-----------------|-----------------|----------------|--------------------|-----------------|-----------------------|--------------|
| M1-Vol | 1.979 | 3.826 | 0.03 | 0.05 | 2.41 | 1.723 | 0.956 | 87% | 87% | 6,990 | 2,902 | 6.1% |
| M1-Sa | 0.998 | 3.104 | 0.03 | 0.05 | 2.54 | 0.859 | 0.776 | 86% | 89% | 99,883 | 39,297 | 87.9% |
| M1-Mu | 1.532 | 3.173 | 0.03 | 0.11 | 2.53 | 1.303 | 0.793 | 85% | 89% | 6,172 | 2,439 | 5.4% |
| M1-Undef | 0.827 | 1.425 | 0.03 | 0.03 | 2.57 | 0.725 | 0.356 | 88% | 88% | 651 | 253 | 0.6% |
| CHLF-M1 | 1.087 | 3.142 | 0.03 | 0.05 | 2.53 | 0.935 | 0.786 | 86% | 89% | 113,696 | 44,891 | 100% |

Fuente: Departamento de Servicios Técnicos - Lagunas Norte

CAPÍTULO III: PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS

3.1. PERFORACIÓN

En Lagunas Norte trabajamos con 4 perforadoras Terex Reedrill SKS - 12 Infinity Series con un pulldown máximo de 86 000 lbs.

Cuentan con un motor diesel CAT 3412 E DITTA el cual desarrolla 800 HP. Dos de ellas cuentan con compresor de 2000 CFM a una presión máxima de 100 psi. Las otras perforadoras cuentan con compresor de 1500 CFM a una presión máxima de 350 psi.

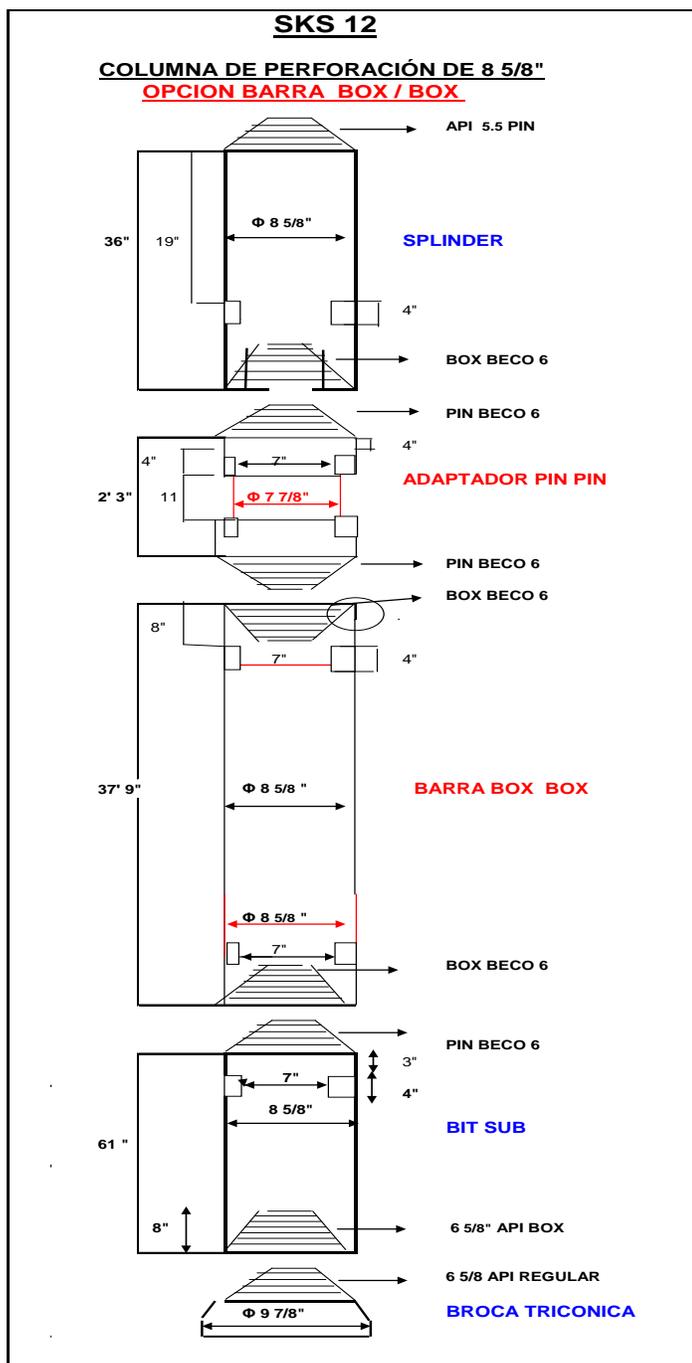


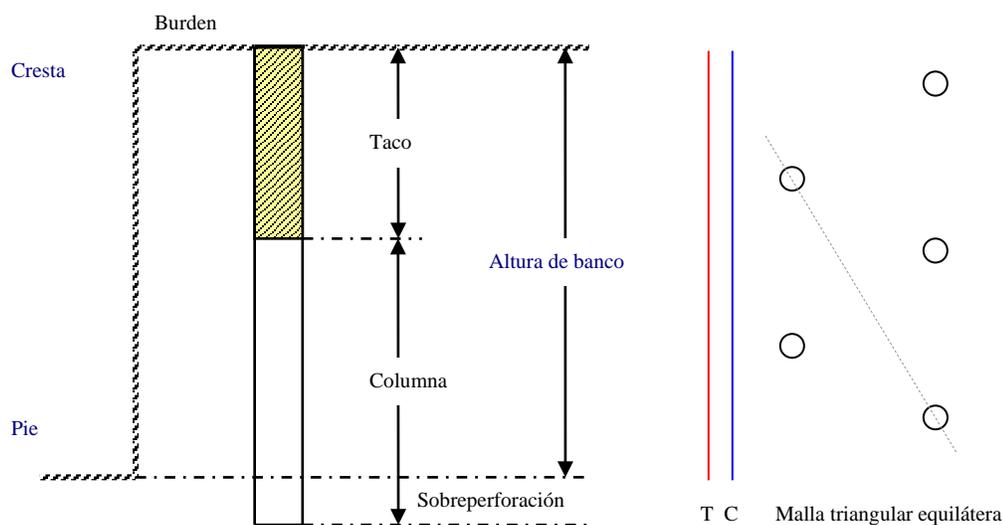
Grafico 8: Columna de Perforación – Fuente Dpto. P&V

3.1.1. CRITERIOS PARA EL DISEÑO DE MALLAS POR TIPO DE ROCA (PEARSE)

Para el diámetro de perforación se tomaron en cuenta las propiedades físicas de la roca, los costos de perforación y voladura, la fragmentación, el control de perforación, el tamaño de la perforadora, la accesibilidad, la altura de banco, etc.

Se seleccionó entonces el diámetro de 9 7/8" con mejor resultado que 7 7/8", utilizado en su inicio. Ver grafico 9.

Grafico 9: Diseño de Malla de Perforación



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura

El burden se define como la distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detona. Normalmente, se considera como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una fila disparada previamente. Con un burden pequeño, las rocas son lanzadas a distancias considerables de la cara, el golpe de aire es alto. Por otro lado, si el burden es muy grande se presenta rompimiento trasero, posibles tiros sopladados y se forman cráteres pues los taladros sólo tienen alivio hacia arriba. Con un burden excesivo se alcanzan altos niveles de vibración por exceso de confinamiento y fragmentación gruesa. El taco ayuda al confinamiento, controla la sobre presión de aire y el flyrock.

La sobre perforación asegura un piso plano para la excavación.

Para el diseño de mallas utilizamos el criterio de Pearse.

$$B = K_v \times D_e / 1000 \times (PD/RT)^{0.5} \quad (1)$$

Donde:

B = Burden (m)

K_v = Constante que depende de las características de la roca (0.7 a 1.0)

D_e = Diámetro del explosivo (mm)

PD = Presión de detonación del explosivo (Kg/cm²)

RT = Resistencia a la tracción (kg/cm²)

La constante K_v , se puede determinar a partir del índice de calidad de la roca (RQD)

$$K_v = 1.96 - 0.27 \times \ln(\text{ERQD})$$

Donde:

$$\text{ERQD} = \text{RQD} \times \text{Factor de corrección (JSF)}$$

Factores de corrección para estimar las resistencias de las fracturas.

| Resistencia Discontinuidades | Factor Corrección (JSF) |
|---|--|
| Alta | 1 |
| Media | 0.9 |
| Baja | 0.8 |
| Muy baja | 0.7 |

En Volcánico

Diámetro = 251 mm.

Densidad Explosivo = 1.25 g/cm³

Velocidad de Detonación = 5000 m/s

Resistencia a la Compresión = 100 Mpa (la más significativa)

RQD = 80

Factor JSF = 1

La PD (Mpa) se obtiene de la VOD (m/s) y la Dex densidad del explosivo (g/cm³):

$$PD = Dex \times \frac{VOD^2}{4} \times 10^{-3}$$

4

$$PD = 1.25 \times \frac{5000^2}{4} \times 10^{-3} = 7812 \text{ MPa}$$

4

La RT (Mpa) se obtiene del UCS y aproximadamente equivale de 1/10 del UCS:

$$RT = \frac{100}{10} = 10 \text{ Mpa}$$

10

$$Kv = 1.96 - 0.27 \ln (80 \times 1) = 0.77$$

Reemplazando en (1)

$$B = 0.77 \times 251/1000 \times (7812/10)^{0.5} = 5.4$$

En Arenisca

| | |
|-----------------------------|----------------------------------|
| Diámetro | = 251 mm. |
| Densidad Explosivo | = 1.09 g/cm ³ |
| Velocidad de Detonación | = 4817 m/s |
| Resistencia a la Compresión | = 180 Mpa (la más significativa) |
| RQD | = 25 |
| Factor JSF | = 0.8 |

La PD (Mpa) se obtiene de la VOD (m/s) y la Dex densidad del explosivo (g/cm³):

$$PD = Dex \times \frac{VOD^2}{4} \times 10^{-3}$$

$$PD = 1.09 \times \frac{4817^2}{4} \times 10^{-3} = 6322 \text{ MPa}$$

La RT (Mpa) se obtiene del UCS y aproximadamente equivale de 1/10 del UCS:

$$RT = \frac{180}{10} = 18 \text{ Mpa}$$

$$K_v = 1.96 - 0.27 \ln (25 \times 0.8) = 1.27$$

Reemplazando en (1)

$$B = 1.27 \times 251/1000 \times (6322/18)^{0.5} = 6.0$$

Para ambos casos corroboramos con el criterio de Konya:

$$B = 0.012 \left[2 \frac{S_{Ge}}{S_G} + 1.5 \right] D_e \quad (1)$$

Donde

B = Burden (m)

S_{Ge} = Gravedad específica del explosivo (g/cm³)

S_G = Gravedad específica de la roca (g/cm³)

D_e = Diámetro del explosivo (mm)

Se deben hacer correcciones por el número de filas y apilamientos anteriores:

| Condición Filas | Kr |
|--|-----------|
| Una o dos filas | 1.0 |
| Tercera fila y subsecuentes o voladuras con apilamientos anteriores | 0.9 |

Considerando la forma del depósito tenemos que agregar:

| Orientación de los estratos | Kd |
|------------------------------------|-----------|
| Estratos hacia el corte | 1.18 |
| Estratos hacia la cara | 0.95 |
| Otro tipo de depósito | 1.00 |

También debemos tomar en cuenta la naturaleza de la estructura geológica, las fracturas, la resistencia de las juntas y su frecuencia:

| Estructura Geológica | Ks |
|---|-----------|
| Altamente fracturada, juntas débiles | 1.30 |
| Capas delgadas bien cementadas con juntas estrechas | 1.10 |
| Roca intacta y masiva | 0.95 |

Para calcular el taco:

$$T = 0.7 B \quad (2)$$

Donde :

T = Taco (m)

B = Burden (m)

La sobre perforación asegura un piso plano para la excavación:

$$J = 0.3 B \quad (3)$$

Donde

J = Sobre perforación (m)

B = Burden (m)

Finalmente, debemos considerar la Relación de Rigidez (L/B) para controlar:

| L/B (altura de banco/burden) | 1 | 2 | 3 | 4 |
|------------------------------|--------|---------|-------|-----------|
| Fragmentación | Pobre | Regular | Buena | Excelente |
| Sobrepresión de aire | Severa | Regular | Buena | Excelente |
| Flyrock | Severa | Regular | Buena | Excelente |
| Vibración | Severa | Regular | Buena | Excelente |

Así tenemos los siguientes resultados para mineral:

En Volcánico

Diámetro = 251 mm.

Densidad Roca = 2.6 g/cm³

Densidad Explosivo= 1.25 g/cm³

Reemplazando en (1)

$$\text{Binicial} = 0.012 \times (2 \times 1.25/2.6 + 1.5) \times 251 = 7.4$$

Corrigiendo por filas, orientación y estructura tenemos:

$$B_c = \text{Binicial} \times K_r \times K_d \times K_s = 7.4 \times 0.9 \times 0.95 \times 0.95 = 6$$

Sabemos que podemos trabajar con un +/- 15% de este valor por lo tanto, tomamos el límite inferior:

$$B = B_c \times (1 - 0.15) = 6 \times 0.85 = 5.1$$

Para la malla triangular equilátera tomamos

$$B = 5.2$$

$$S = 6.0 \text{ (geométricamente)}$$

En cuanto al taco y la sobre perforación reemplazamos en (2) y (3):

$$T = 0.7 \times 5.2 = 3.6$$

$$J = 0.3 \times 5.2 = 1.5$$

En campo finalmente ajustamos la malla para roca volcánica de la siguiente manera:

$$\mathbf{B = 5.2}$$

$$\mathbf{S = 6.0}$$

$$\mathbf{T = 4.0}$$

$$\mathbf{J = 1.0}$$

De la misma forma procedemos al cálculo de la malla para roca arenisca:

En Arenisca

$$\text{Diámetro} = 251 \text{ mm.}$$

$$\text{Densidad Roca} = 2.4 \text{ g/cm}^3$$

$$\text{Densidad Explosivo} = 1.1 \text{ g/cm}^3$$

Reemplazando en (1)

$$\text{Binicial} = 0.012 \times (2 \times 1.1/2.4 + 1.5) \times 251 = 7.3$$

Corrigiendo por filas, orientación y estructura tenemos:

$$\mathbf{Bc = Binicial \times Kr \times Kd \times Ks = 7.3 \times 0.9 \times 0.95 \times 1.1 = 6.8}$$

En cuanto al taco y la sobreperforación reemplazamos en (2) y (3):

$$T = 0.7 \times 6.8 = 4.7$$

$$J = 0.3 \times 6.8 = 2$$

En campo finalmente ajustamos la malla para roca arenisca de la siguiente manera:

$$\mathbf{B = 6.5}$$

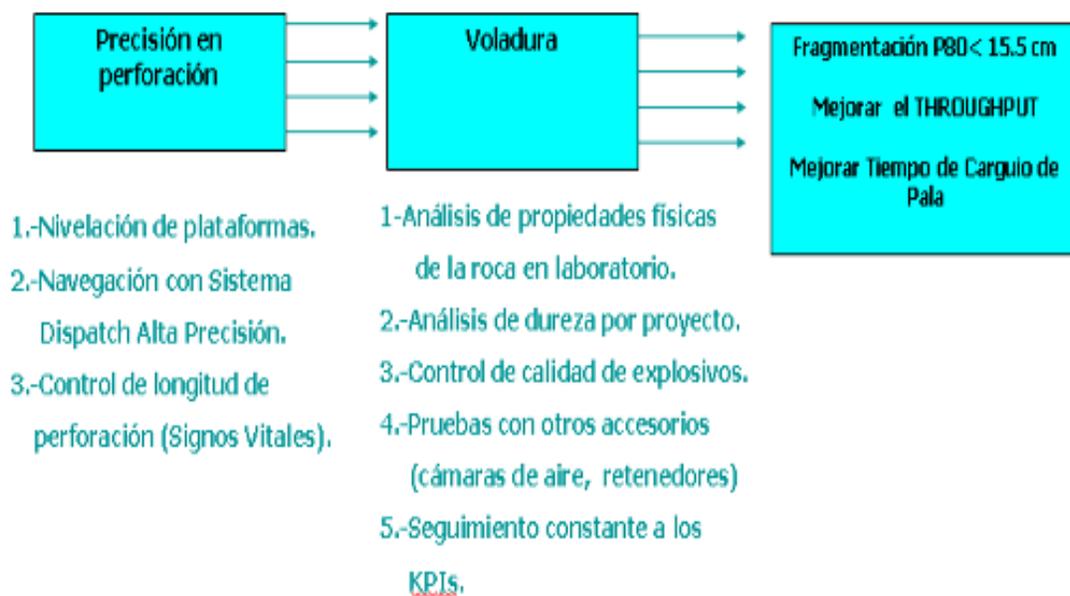
$$\mathbf{S = 7.5}$$

$$\mathbf{T = 5.0}$$

$$\mathbf{J = 1.0}$$

3.1.2. PLAN USADO PARA MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN

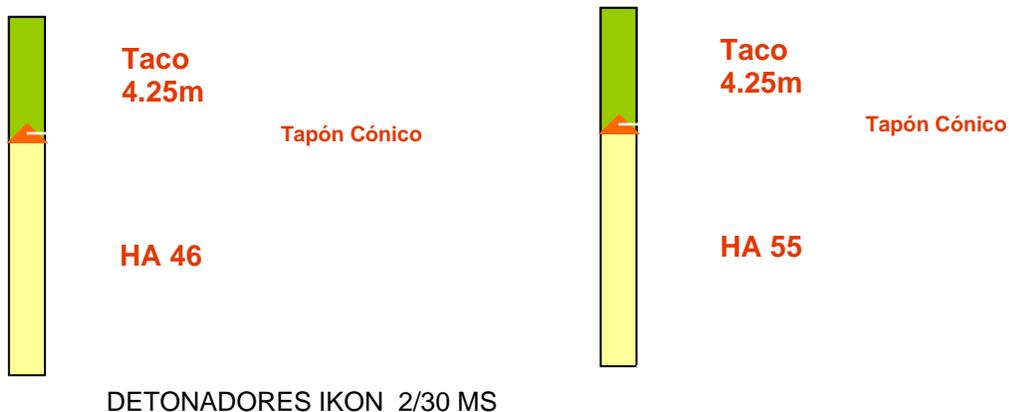
Aquí detallamos los planes de acción realizados en perforación y voladura para reducir la fragmentación de la roca, aumentar el *Throughput* y mejorar tiempos de carguío en la Pala.



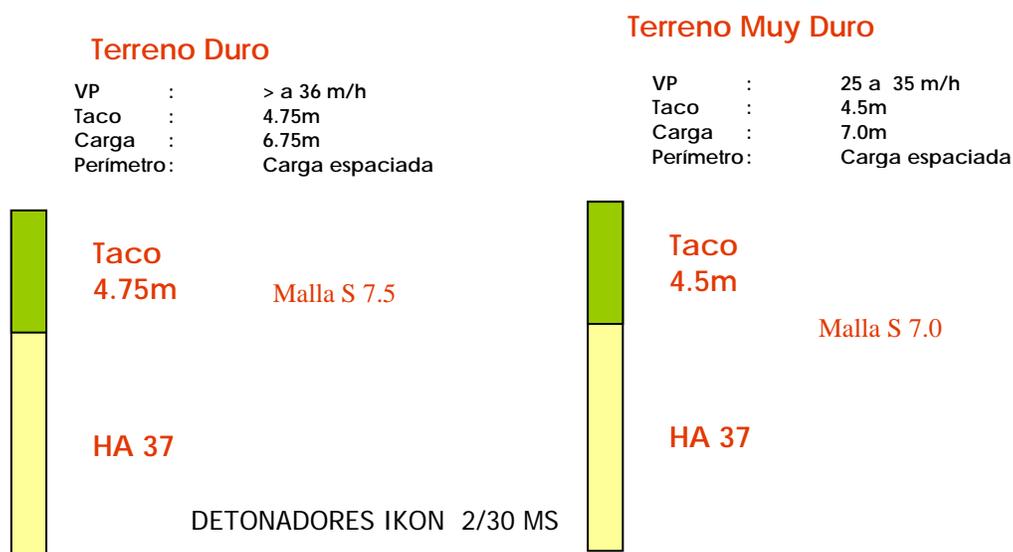
3.1.3. MALLAS DE PERFORACIÓN USADAS

MALLAS EN MINERAL EN ROCA VOLCANICO

| Terreno Duro | | Terreno Muy Duro | |
|---------------------|------------------|-------------------------|------------------|
| VP | : 15 a 25 m/h | VP | : < a 15 m/h |
| Taco | : 4.25m | Taco | : 4.25m |
| Carga | : 7.25m | Carga | : 7.25m |
| Perímetro | :Carga espaciada | Perímetro | :Carga espaciada |



MALLA EN MINERAL EN ROCA ARENISCA



3.2. VOLADURA

3.2.1. MODELAMIENTO DE LA FRAGMENTACIÓN (KUZ RAM)

El modelo de Kuz-Ram fue desarrollado originalmente por Claude Cunningham en 1983. Representa un acercamiento al cálculo de la distribución granulométrica resultante de la voladura. Este modelo combina la ecuación de distribución de tamaño de partícula de Rosin-Rammler (1933) y la ecuación del tamaño medio de los fragmentos de Kuznetsov (1973).

En 1987 Cunningham mejoró el modelo incorporando el Blastability Index BI (Lilly 1986) en el Factor de Roca "A" y ajustando el Exponente o Índice de Uniformidad "n".

Durante los últimos 20 años el modelo de Kuz-Ram ha sido ampliamente aplicado en la industria minera con importante aceptación acorde con las observaciones en campo.

Ecuación de Rosin-Rammler

La distribución de tamaño se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$Y = 100 \left[1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \right]$$

Y : Porcentaje de material menor al tamaño X (%)

X : Tamaño del material (m)

Xc : Tamaño característico (m)

n : Índice de Uniformidad

Tamaño Característico

El tamaño característico se calcula a partir del tamaño medio planteado por la ecuación de Kuznetsov:

$$X_{50} = AK^{-0.8} \times Qe^{0.167} \times (115 / \text{SANFO})^{0.633}$$

- X_{50} : Tamaño medio de los fragmentos (cm)
- A : Factor de Roca A (A = 7 roca media muy fracturada,
(10 roca dura fracturada, 13 roca dura competente)
- Q_e : Consumo específico por taladro (Kg)
- SANFO : Potencia del explosivo respecto al ANFO
- K : Factor de carga (Kg/m³)

El X_c se calcula a partir de X_{50} según la ecuación de Rosin-Rammler:

$$X_c = X_{50}/(0.69)^{1/n}$$

El cálculo “n” esta en función de parámetros geométricos y según Cunningham:

$$n = (2.2-14B/D) \times [(1+S/B)/2]^{0.5} \times (1 - W/B) \times L/H$$

- B = Burden efectivo de acuerdo a la salida (m).
- S = Espaciamiento (m)
- D = Diámetro (mm)
- W = Desviación estándar del error de perforación (m)
- L = Longitud de carga (m)
- H = Altura del Banco (m)

El Factor de Roca

Este factor de roca A se calcula a partir de la ecuación desarrollada originalmente por Lilly (1986) del Blastability Index o Índice de Volabilidad, el cual modifica la fragmentación media dependiendo de la roca y la dirección del disparo.

$$BI = 0.5 (RMD + JPS + JPO + SGI + HF)$$

Donde:

RMD = Descripción del macizo rocoso

JPS = Espaciamiento de las juntas planares

JPO = Orientación de las juntas planares

SGI = Gravedad específica (T/m³)

HF = Dureza de la roca (Hardness)

RSI = 0.05 (RC)

RC = Resistencia a la Compresión Simple (Mpa)

Descripción de la masa rocosa (RMD)

| | |
|---------------------------------------|----|
| Friable, poco consolidado, quebradizo | 10 |
| Fracturado en bloques | 20 |

| | |
|--|----|
| Totalmente masivo | 50 |
| Espaciamiento de los planos de diaclasas (JPS) | |
| Cercano (< 0.1m) | 10 |
| Intermedio (0.1-1m) | 20 |
| Amplio (> 1m) | 50 |
| Orientación de los planos de diaclasas (JPO) | |
| Horizontal | 10 |
| Buzamiento normal al frente | 20 |
| Dirección normal al frente | 30 |
| Buzamiento coincidente con el frente | 40 |

Influencia de la gravedad específica (SGI)

Donde SG es la densidad de la roca (T/m³) $SGI = 25 SG - 50$

Dureza (HF) $HF = 0.05 * RC$ 1-10

Donde RC es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca (MPa)

Factor de Potencia = 0.004 x BI (Kg ANFO/Ton)

$$\text{Factor de Roca} = 0.12 \times BI$$

Continuando con el modelo, en Junio del 2007 se elaboró el siguiente cuadro para el cálculo del factor de roca, a fin de ajustar el modelo a la realidad de Lagunas Norte y la data con la que contamos. En esta primera instancia se tomaron las familias preponderantes de mineral. Observar cuadro 2.

Cuadro 2: Características para realizar la voladura.

| Caracterización para Voladura | | | | Volcánico | Arenisca |
|-----------------------------------|---|-----------|-------|-----------|----------|
| 1.- | Litología | Rangos | Clase | 70 | 40 |
| | Arenisca | | 40 | | |
| | Volcánico | | 70 | | |
| 2.- | Influencia de la Dureza | | | 50 | 40 |
| | Rango de Penetración PR (m/hr) | > 36 | 20 | | |
| | | 26 - 35 | 30 | | |
| | | 16 - 25 | 40 | | |
| | | 0 - 15 | 50 | | |
| 3.- | Tamaño Característico de Bloques (cm) | | | 40 | 30 |
| | | < 15 | 10 | | |
| | | 15 - 25 | 30 | | |
| | | 25 - 50 | 40 | | |
| | | > 50 | 50 | | |
| 4.- | Resistencia a la Compresión (Mpa) | | | 40 | 30 |
| | | < 50 | 10 | | |
| | | 75 - 100 | 20 | | |
| | | 100-150 | 30 | | |
| | | 150 - 200 | 40 | | |
| | | > 200 | 50 | | |
| 5.- | Influencia del peso específico (g/cm ³) | | | 27.5 | 25 |
| | | 2.4 | 25 | | |
| | | 2.5 | 27.5 | | |
| | | 2.6 | 30 | | |
| Indice de Volabilidad | | | | 136.5 | 99 |
| Factor de Roca | | | | 16.38 | 11.88 |
| Factor de Potencia (kg/TM) | | | | 0.546 | 0.396 |

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura.

Para validar estos modelos predictivos elaboramos una hoja de cálculo con el modelo de Kuz-Ram y Lilly obteniendo la correspondiente curva de distribución granulométrica. Asimismo, se tiene un programa mensual de toma de

fotografías de los proyectos disparados que son procesadas digitalmente con el Power Sieve de Orica. De este análisis obtenemos la curva real. Ver Cuadro 3 y Grafico 10.

Cuadro 3: Resultado fragmentación en las pruebas de voladura

The screenshot shows the PowerSieve software interface. On the left is a file list with columns for 'Project/Name', 'Included', and 'Inc. Size'. The main area is divided into 'Selected' and 'Aggregate' sections, each containing a table of particle size data.

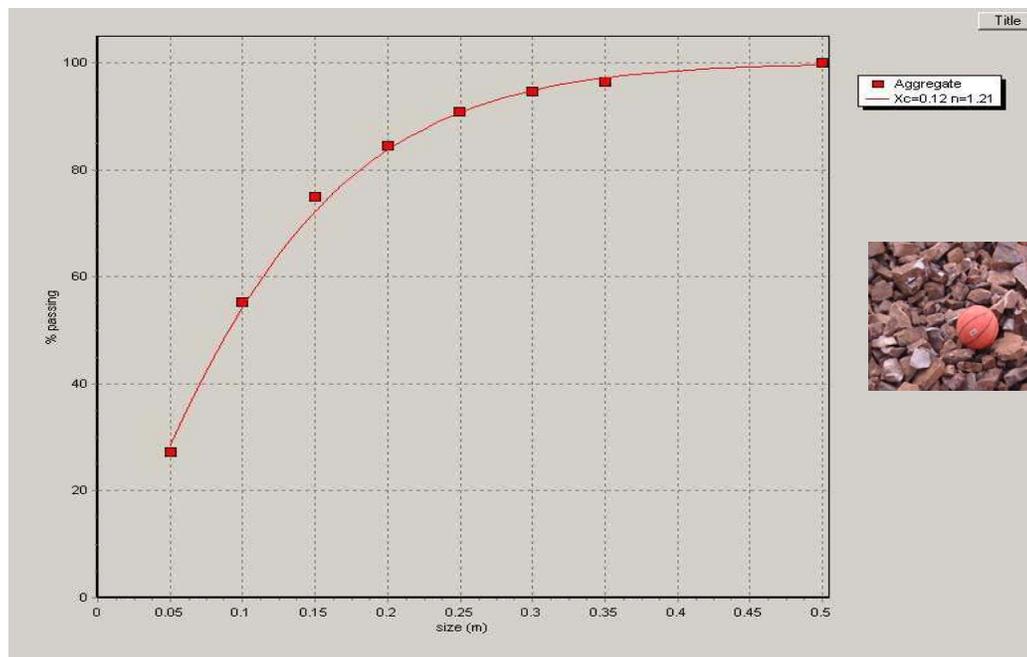
| Selected | | | |
|------------------------------|-----------|----------|----------------|
| 4088-908_0001 ps2 (5 images) | | | |
| # | Size (mm) | Open bin | Cumulative (%) |
| 1 | 0.075 | 15.1 | 15.1 |
| 2 | 0.150 | 29.1 | 45.2 |
| 3 | 0.300 | 29.8 | 74.0 |
| 4 | 0.600 | 15.1 | 89.1 |
| 5 | 0.850 | 4.7 | 93.8 |
| 6 | 0.300 | 3.1 | 97.0 |
| 7 | 0.300 | 0.0 | 97.0 |
| 8 | 0.450 | 0.0 | 97.0 |
| 9 | 0.450 | 3.0 | 100.0 |

| Aggregate | | | |
|-----------|-----------|----------|----------------|
| 24 passes | | | |
| # | Size (mm) | Open bin | Cumulative (%) |
| 1 | 0.075 | 26.7 | 26.7 |
| 2 | 0.150 | 23.6 | 50.3 |
| 3 | 0.300 | 17.8 | 67.3 |
| 4 | 0.600 | 11.8 | 79.9 |
| 5 | 0.850 | 7.2 | 86.1 |
| 6 | 0.300 | 4.3 | 90.4 |
| 7 | 0.300 | 2.9 | 93.3 |
| 8 | 0.450 | 1.8 | 95.1 |
| 9 | 0.450 | 1.5 | 96.6 |
| 10 | 0.600 | 1.4 | 97.8 |
| 11 | 0.850 | 1.4 | 99.0 |
| 12 | 0.850 | 0.0 | 99.0 |
| 13 | 0.850 | 0.0 | 99.0 |
| 14 | 0.300 | 0.0 | 99.0 |

Below the tables, summary statistics are provided for both the selected and aggregate samples, including 'Room Remains', '80% passing size', and 'Total analyzed area'.

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura.

Grafico 10: Resultado P80 de la fragmentación.



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura.

Datos ingresados en la Hoja de Cálculo:

KUZ-RAM LAGUNAS NORTE

| Intact Rock Properties | |
|------------------------|-----------|
| Rock Factor | |
| Rock Type | Volcanico |
| Rock Specific Gravity | 2.5 SG |
| Elastic Modulus (Y) | 60 GPa |
| UCS | 200 MPa |

| Jointing | |
|--------------------------|-------|
| Spacing (JPS) | 20 |
| Orientation Factor (JPO) | 30 |
| In-situ block size (BSI) | 0.5 m |

| Explosives | |
|---------------------------------|--------|
| Density (SG) | 1.25 |
| RWS (% ANFO) | 87.4% |
| Nominal VOD (m/s) | 5000 |
| Effective VOD (m/s) | 4900 |
| Charge Length | 7 |
| Explosive Strength | 0.84 |
| Equivalent Anfo weight per hole | 363.42 |

| Pattern Design | |
|---------------------|------------------------|
| Staggered or square | 1.15 |
| Hole Diameter | 251 mm |
| Charge Length | 7 m |
| Burden | 5.2 m |
| Spacing | 6 m |
| Drill Accuracy SD | 0.1 m |
| Bench Height | 10 m |
| Powder Factor | 0.47 kg/tonne |
| Charge Density | 1.17 kg/m ³ |

| Parameters obtained from PowerSieve | |
|-------------------------------------|---------|
| Uniformity Exponent | 1.27 |
| Characteristic Size | 0.22 m |
| Average size of material | 16.2 cm |

Parámetros del modelo: Ver cuadro 2.

| | |
|---|--------------------|
| Lithology | 15 |
| JF | 50 |
| SGI | 13 |
| H | 40 |
| Blastability Index | 58.75 |
| Rock Constant | 7.05 |
| Powder Factor | 0.235 kg/TM |
| Notes | |
| Square pattern = 1, staggered pattern = 1.15 | |
| Parameters calculated from Kuz-Ram Model | |
| Uniformity Exponent | 1.36 |
| Characteristic size | 0.24 m |
| Average size of material | 18.20 cm |

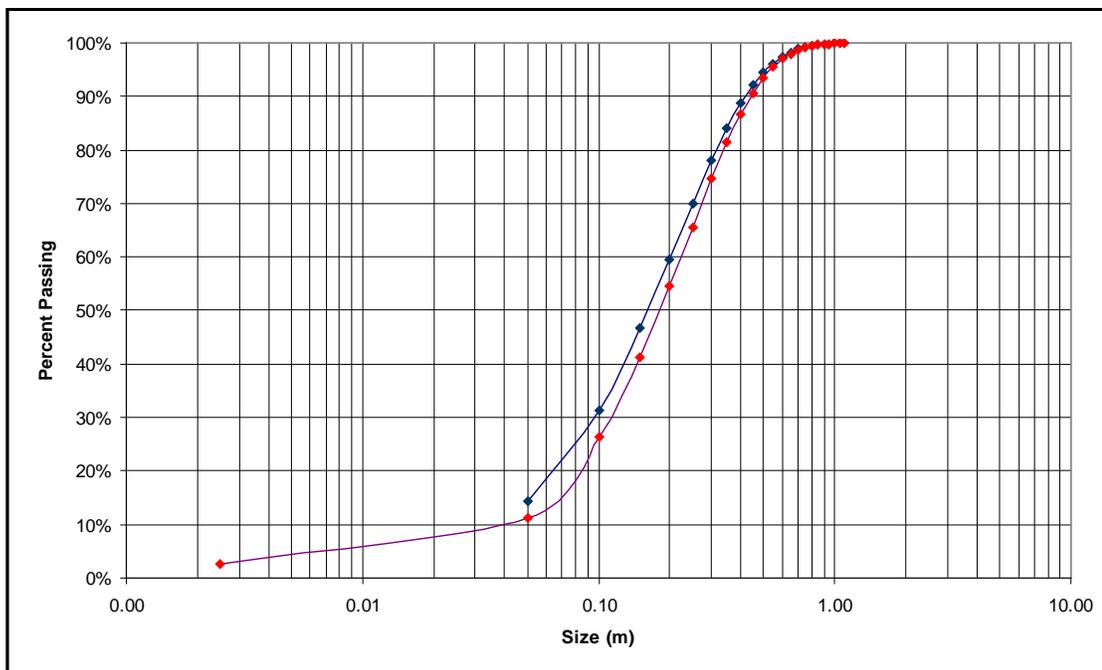
Cuadro 4: Datos de Fragmentación.

| Kuz-Ram | Power Sieve | Size (m) |
|---------|-------------|----------|
| 0.0% | 0.0% | 0.00 |
| 2.5% | | 0.003 |
| 11.3% | 14.4% | 0.05 |
| 26.4% | 31.3% | 0.10 |
| 41.3% | 46.7% | 0.15 |
| 54.5% | 59.6% | 0.20 |
| 65.6% | 70.0% | 0.25 |
| 74.5% | 78.0% | 0.30 |
| 81.5% | 84.2% | 0.35 |
| 86.8% | 88.7% | 0.40 |
| 90.7% | 92.1% | 0.45 |
| 93.6% | 94.5% | 0.50 |
| 95.6% | 96.2% | 0.55 |
| 97.0% | 97.4% | 0.60 |
| 98.0% | 98.3% | 0.65 |
| 98.7% | 98.8% | 0.70 |
| 99.1% | 99.2% | 0.75 |
| 99.4% | 99.5% | 0.80 |
| 99.6% | 99.7% | 0.85 |
| 99.8% | 99.8% | 0.90 |
| 99.9% | 99.9% | 0.95 |
| 99.9% | 99.9% | 1.00 |
| 99.9% | 99.9% | 1.05 |
| 100.0% | 100.0% | 1.10 |

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura

Curvas de distribución obtenidas: Ver Grafico 11.

Grafico 11: Curva de Distribución Granulométrica.



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura.

Aplicando el modelo modificado

| | |
|---------------------------|--------------------|
| Litología | 70 |
| Penetration Rate | 50 |
| Block Size | 40 |
| UCS | 40 |
| SGI | 27.5 |
| Blastability Index | 113.75 |
| Rock Constant | 13.65 |
| Powder Factor | 0.455 kg/TM |

Notes

Square pattern = 1, staggered pattern = 1.15

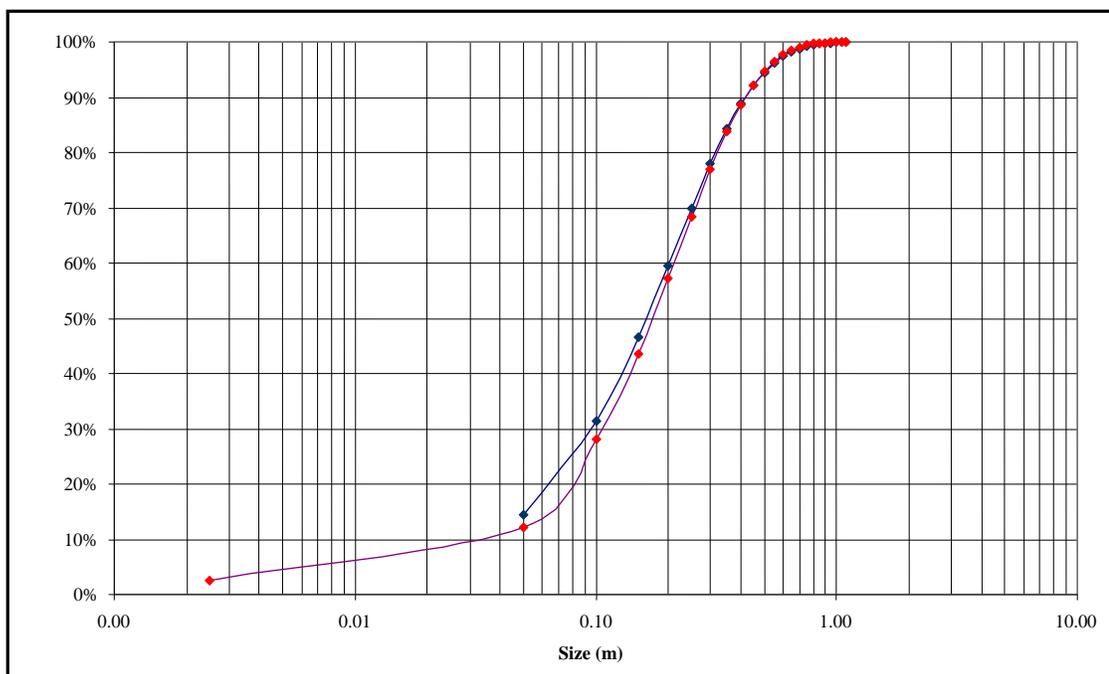
| Parameters calculated from Kuz-Ram Model | |
|--|----------|
| Uniformity Exponent | 1.36 |
| Characteristic size | 0.23 m |
| Average size of material | 17.24 cm |

Cuadro 5: Datos de fragmentación.

| Kuz-Ram | Power Sieve | Size (m) |
|---------|-------------|----------|
| 0.0% | 0.0% | 0.00 |
| 2.5% | | 0.003 |
| 12.1% | 14.4% | 0.05 |
| 28.1% | 31.3% | 0.10 |
| 43.6% | 46.7% | 0.15 |
| 57.2% | 59.6% | 0.20 |
| 68.3% | 70.0% | 0.25 |
| 77.1% | 78.0% | 0.30 |
| 83.8% | 84.2% | 0.35 |
| 88.7% | 88.7% | 0.40 |
| 92.3% | 92.1% | 0.45 |
| 94.8% | 94.5% | 0.50 |
| 96.5% | 96.2% | 0.55 |
| 97.7% | 97.4% | 0.60 |
| 98.5% | 98.3% | 0.65 |
| 99.1% | 98.8% | 0.70 |
| 99.4% | 99.2% | 0.75 |
| 99.6% | 99.5% | 0.80 |
| 99.8% | 99.7% | 0.85 |
| 99.9% | 99.8% | 0.90 |
| 99.9% | 99.9% | 0.95 |
| 99.9% | 99.9% | 1.00 |
| 100.0% | 99.9% | 1.05 |
| 100.0% | 100.0% | 1.10 |

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura.

Grafico 12: Curvas de distribución para mineral volcánico modificadas



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura.

Con esta curva tenemos un coeficiente de correlación de 99%.

Tenemos para la arenisca las siguientes curvas de predicción y de resultados en campo. Ver Grafico 13 y Grafico 14 – Departamento de Perforación y Voladura.

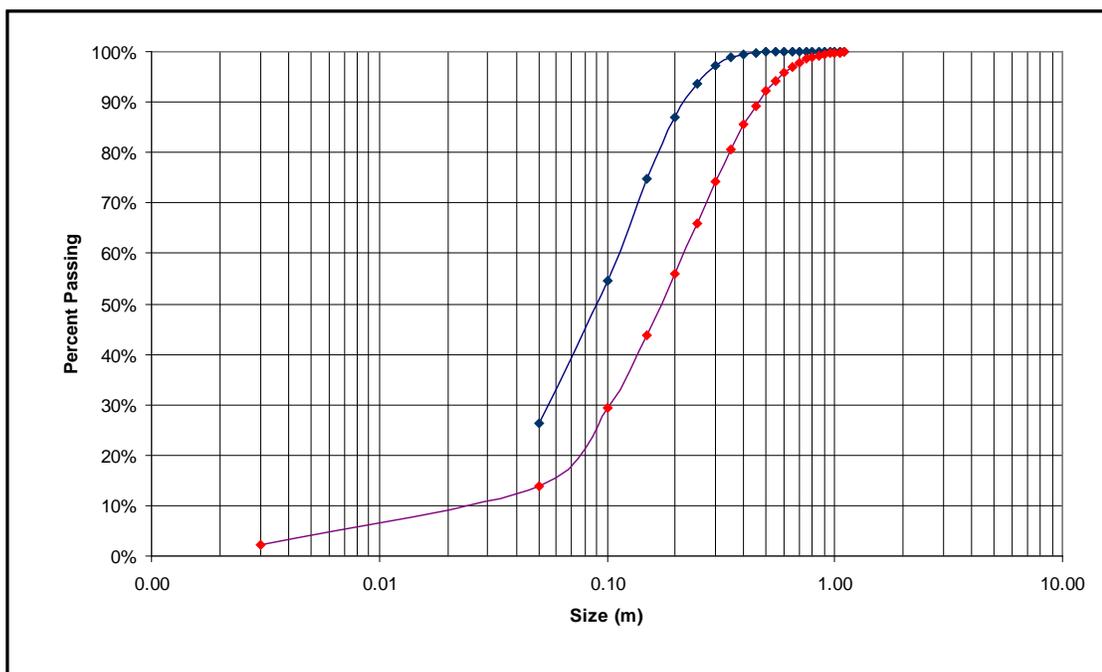


Gráfico 13: Curvas de distribución para mineral arenisca- fuente Dpto. de Perforación y voladura

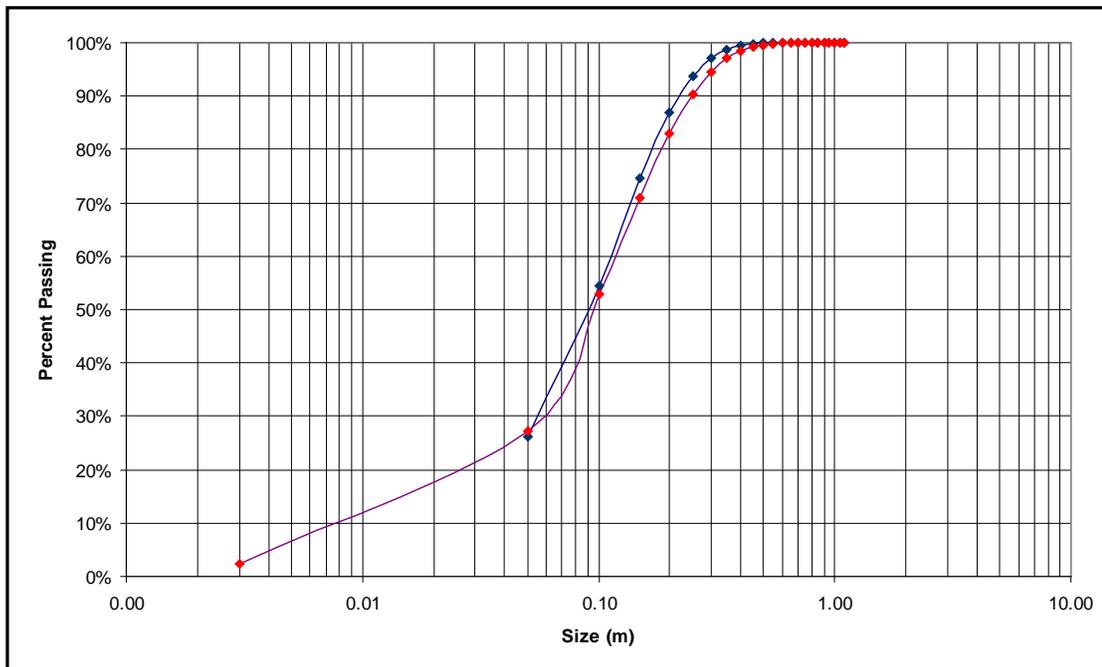


Gráfico 14: Curvas de distribución para mineral arenisca modificadas - Fuente Dpto. de Perforación y Voladura.

La distribución granulométrica es la siguiente: Ver Cuadro 6.

Cuadro 6: Distribución Granulométrica

| Kuz-Ram | Power Sieve | Size (m) |
|---------|-------------|----------|
| 0.0% | 0.0% | 0.00 |
| 2.3% | | 0.003 |
| 27.3% | 26.3% | 0.05 |
| 52.8% | 54.6% | 0.10 |
| 71.1% | 74.7% | 0.15 |
| 82.9% | 87.0% | 0.20 |
| 90.3% | 93.7% | 0.25 |
| 94.6% | 97.1% | 0.30 |
| 97.1% | 98.8% | 0.35 |
| 98.4% | 99.5% | 0.40 |
| 99.2% | 99.8% | 0.45 |
| 99.6% | 99.9% | 0.50 |
| 99.8% | 100.0% | 0.55 |
| 99.9% | 100.0% | 0.60 |
| 99.9% | 100.0% | 0.65 |
| 100.0% | 100.0% | 0.70 |
| 100.0% | 100.0% | 0.75 |
| 100.0% | 100.0% | 0.80 |
| 100.0% | 100.0% | 0.85 |
| 100.0% | 100.0% | 0.90 |
| 100.0% | 100.0% | 0.95 |
| 100.0% | 100.0% | 1.00 |
| 100.0% | 100.0% | 1.05 |
| 100.0% | 100.0% | 1.10 |

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura..

Cabe resaltar que cualquier cambio a los modelos generales son de aplicación particular a la mina.

3.2.2. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS EN LAGUNAS NORTE

En la tabla 2 se muestran las propiedades de los explosivos usados en las voladuras de Lagunas Norte.

Cuadro 7: Propiedades de los explosivos.

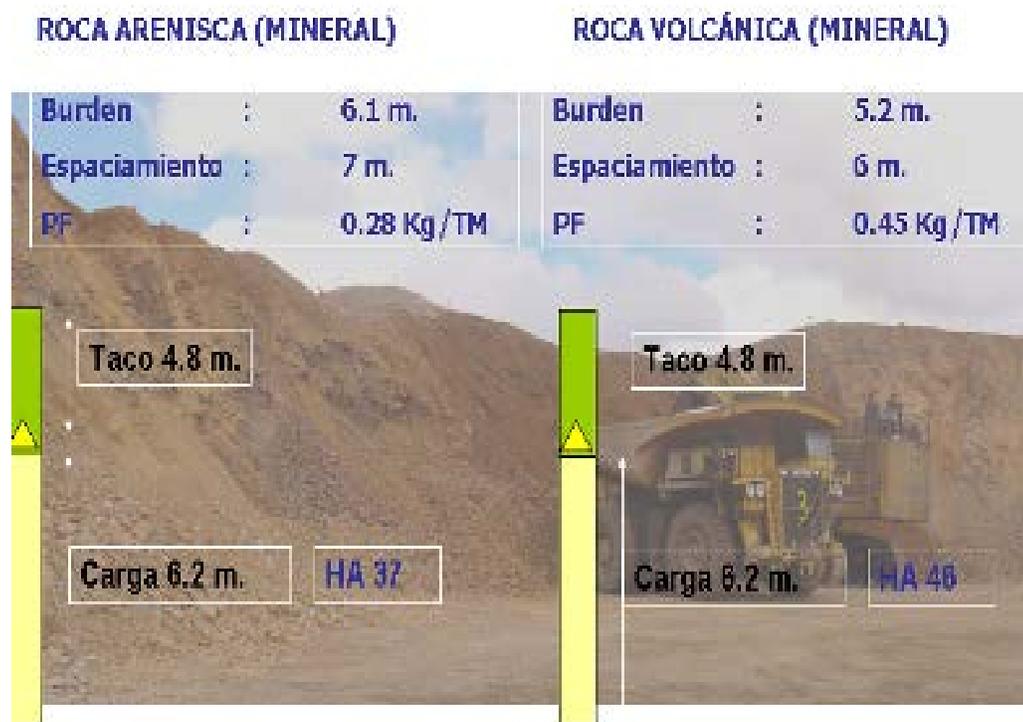
| Explosivo | Diámetro Pulg. | Densidades Gr/cm3 | Energía Kcal/Kg. | VOD m/s | Densidad de Carga Lineal Kg/m |
|------------------|---------------------------|------------------------------|-----------------------------|--------------------|--|
| Nitrato | | 0.78 | | | |
| Emulsión | | 1.30 | | | |
| ANFO | 9.875 | 0.80 | 928,74 | 3979.3 | 39.6 |
| HA28 | 9.875 | 0.86 | 881,39 | 4589.6 | 42.6 |
| HA37 | 9.875 | 1.00 | 845,47 | 4817.3 | 49.5 |
| HA46 | 9.875 | 1.20 | 811,96 | 5000.2 | 59.4 |
| HA55 | 9.875 | 1.24 | 782,06 | 4846.2 | 61.4 |
| HA64 | 9.875 | 1.28 | 749,28 | 4704.4 | 63.3 |

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura.

3.2.3. CONSIDERACIONES DURANTE EL DISEÑO

Durante el diseño de los taladros se consideraron los tipos de malla para cada Litología relacionado a un FP de tal forma que el resultado sea una malla que optimice la fragmentación en la voladura. Ver Fig. 10.

Figura 10: Parámetros de Perforación y Voladura.



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura.

CAPÍTULO IV: MEDICIÓN DE RESULTADOS LUEGO DE LA VOLADURA

4.1 MINA

4.1.1 EVOLUCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN (P80)

Observando los gráficos nos damos cuenta que la tendencia del P80 en el 2006 estaba alrededor de los 20 cm, en el 2007 el P80 debido a las pruebas disminuyó a 15 cm promedio.. En el 2008 el P80 promedio fue de 15.5 y en el 2009 mantenemos el mismo P80, actualmente se está trabajando en disminuir el factor de carga con el fin de reducir costos pero sin perder el fondo que es de mantener el P80 en el tiempo y no perjudicar el *throughput* en chancado. Ver gráficos 16, 17, 18 ,19.

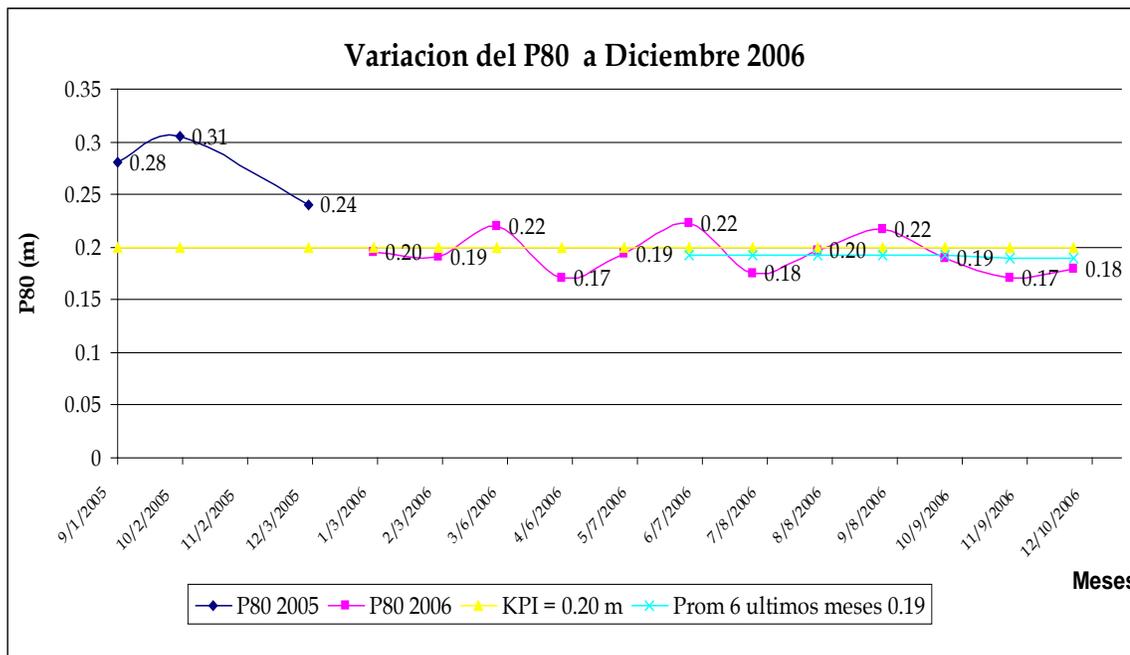


Grafico 16: P80 Histórico - Fuente de Perforación y Voladura.

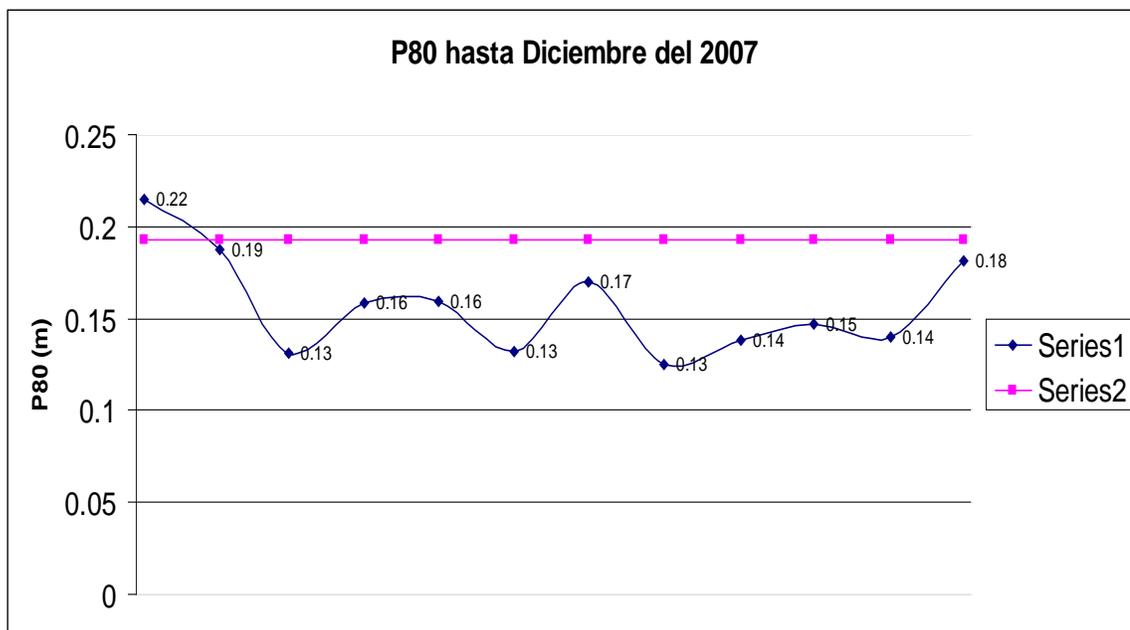


Grafico 17: P80 Histórico - Fuente de Perforación y Voladura.

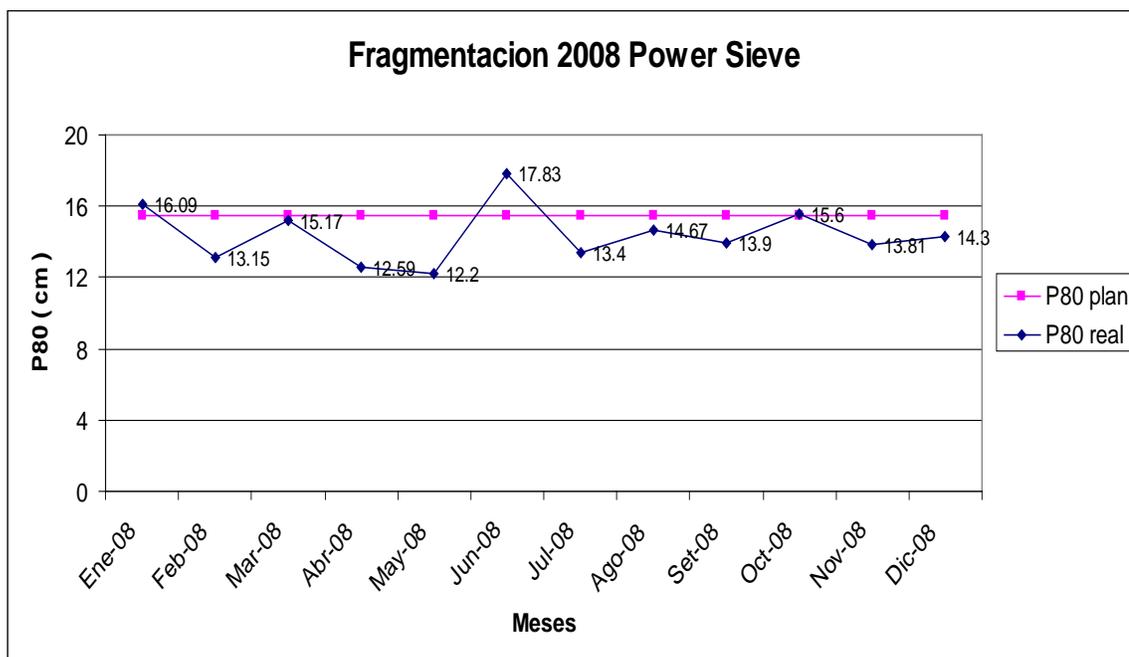


Grafico 18: P80 Histórico - Fuente de Perforación y Voladura.

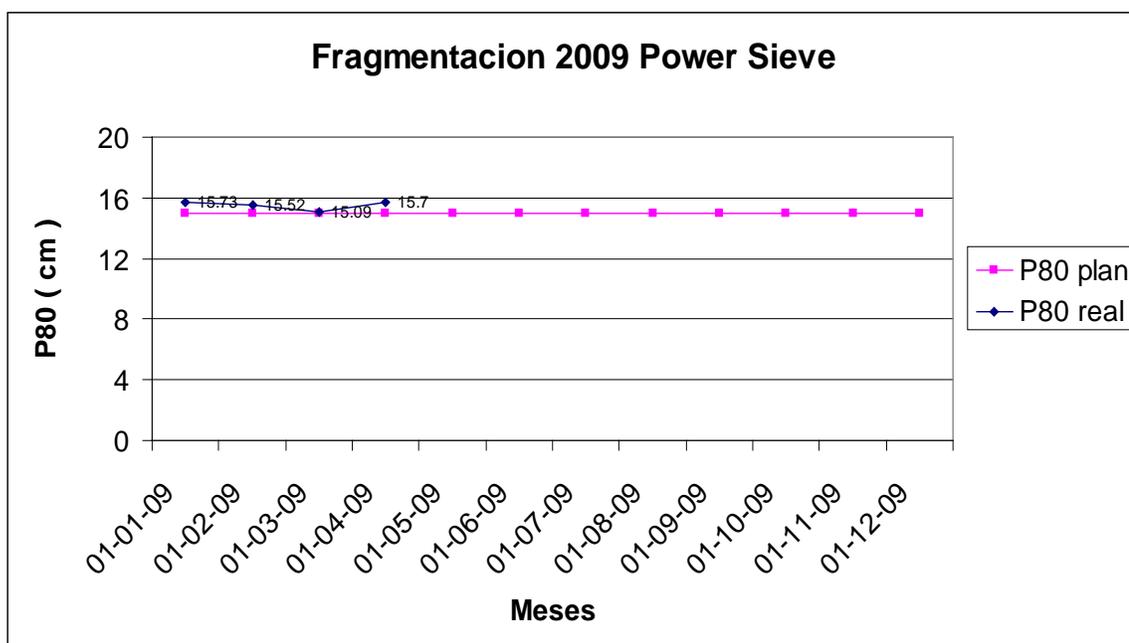


Grafico 19: P80 Histórico - Fuente de Perforación y Voladura.

4.1.2. EVOLUCIÓN DEL FACTOR DE POTENCIA (Kg/t)

La tendencia del factor de Potencia desde 2007 fue considerable debido a las pruebas que se realizaron, ya a fines del 2008 la tendencia es a disminuir para estabilizarse en el 2009 esto con el criterio de mantener una fragmentación entre 15 – 15.5 cm como máximo y ahorrando en explosivos. Ver grafico 20.

| | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 |
|-----|------|------|------|------|
| Ene | 0.38 | 0.42 | 0.44 | 0.40 |
| Feb | 0.36 | 0.53 | 0.49 | 0.34 |
| Mar | 0.46 | 0.34 | 0.45 | 0.31 |
| Abr | 0.42 | 0.50 | 0.40 | 0.35 |
| May | 0.50 | 0.38 | 0.42 | |
| Jun | 0.42 | 0.50 | 0.45 | |
| Jul | 0.41 | 0.49 | 0.35 | |
| Ago | 0.38 | 0.58 | 0.45 | |
| Sep | 0.49 | 0.47 | 0.30 | |
| Oct | 0.47 | 0.60 | 0.32 | |
| Nov | 0.43 | 0.42 | 0.39 | |
| Dic | 0.42 | 0.45 | 0.38 | |

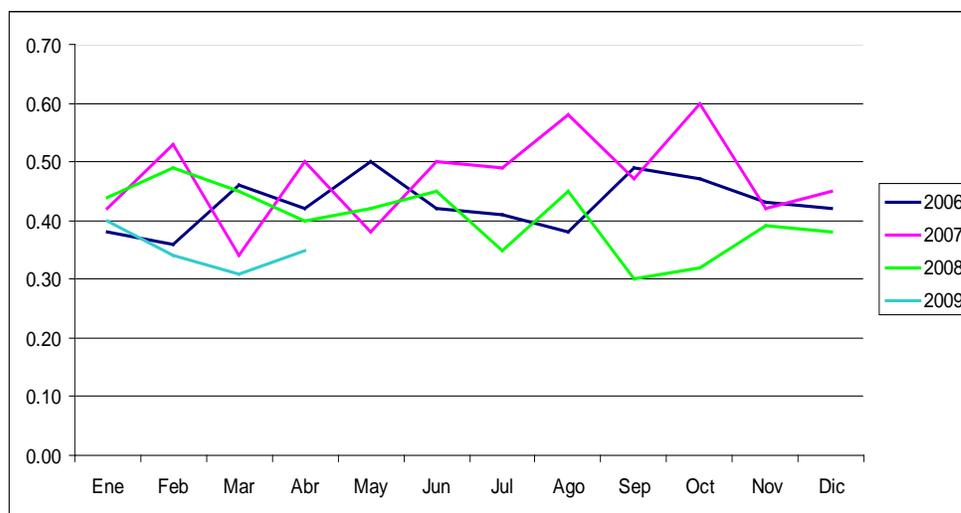
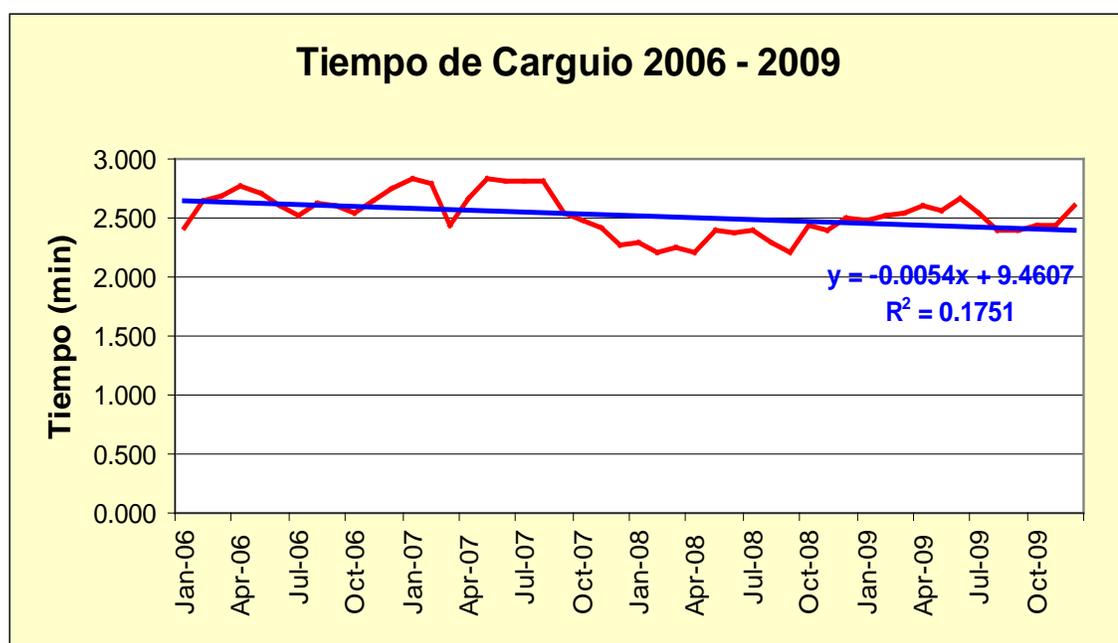


Grafico 20. Factor de Potencia histórico – Departamento Perforación y Voladura.

4.1.3. EVOLUCIÓN DEL TIEMPO DE CARGUÍO

El tiempo de carguío en el tiempo también disminuyó debido al que la granulometría de la roca era menor lo cual permitía a la Pala realizar menos pases para cargar un camión, aumentando la eficiencia del cucharón al cargar. Ver grafico 21.

Grafico 21: Variabilidad histórica 2006 – 2009 del Tiempo de Carguío.



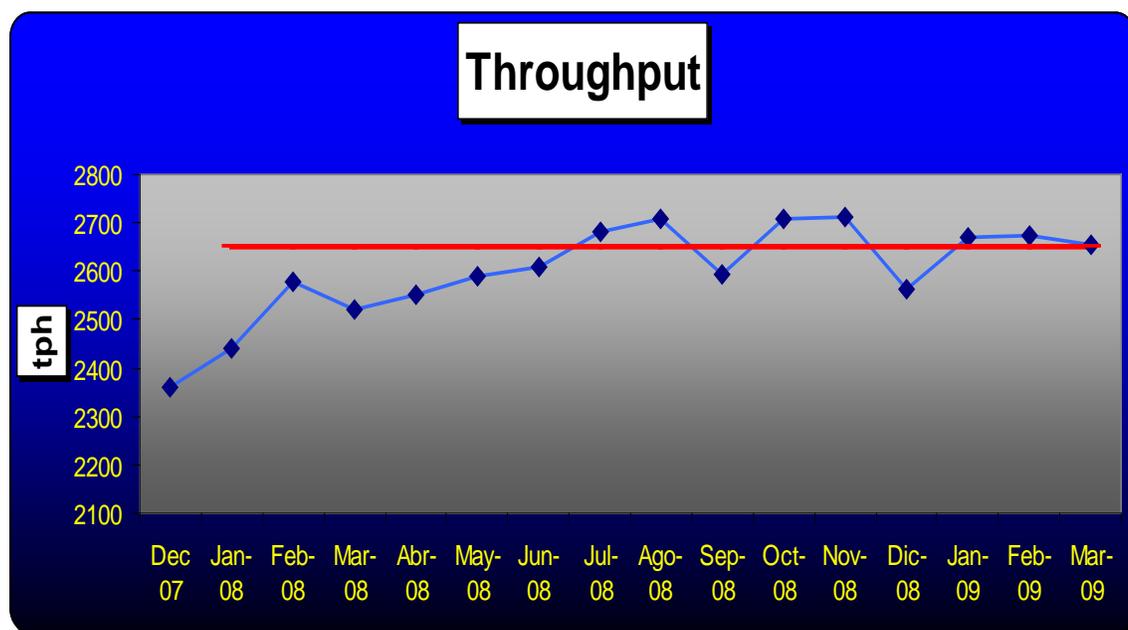
Fuente Dispatch.

4.1.4. EVOLUCIÓN MINERAL PASADO POR CHANCADO PRIMARIO (Throughput)

El *Throughput* en el Chancado Primario también mejoró de Diciembre del 2007 hasta Marzo del 2009.

Esto permite que cumplamos con los planes de producción mensual y nos de posibilidades de aumentar el *throughput* a mas recepción en el futuro y de acuerdo a los permisos legales que obtengamos.
Ver grafico 22.

Grafico 22: *Throughput* de Chancadora.



Fuente: Departamento de Procesos.

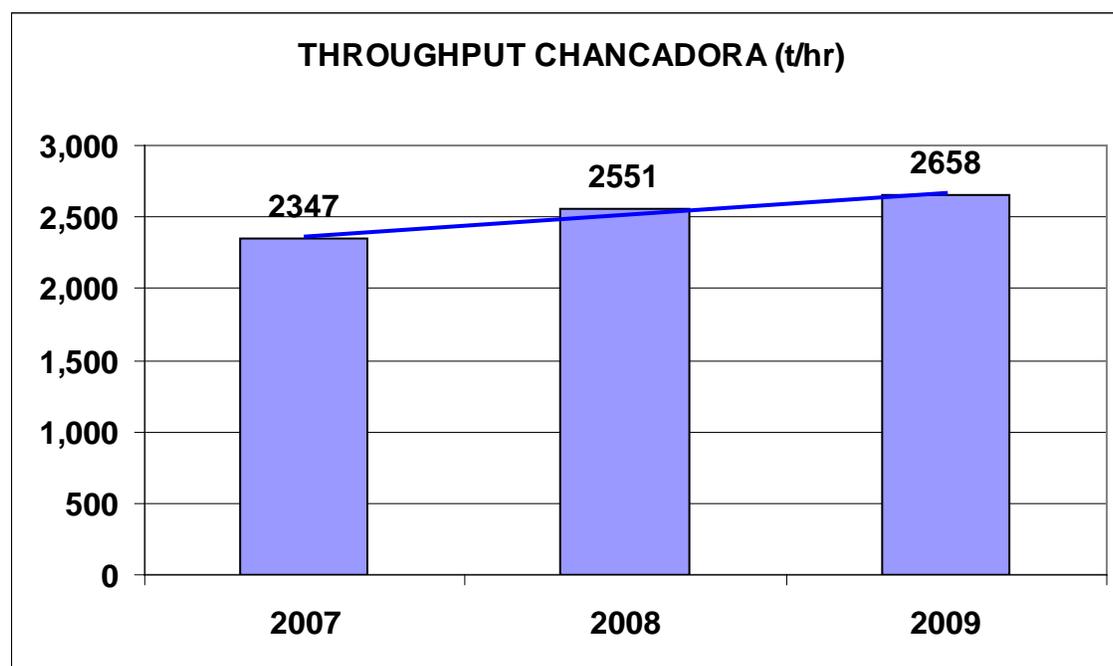
| Dec 07 | Jan-08 | Feb-08 | Mar-08 | Abr-08 | May-08 | Jun-08 | Jul-08 | Ago-08 | Sep-08 | Oct-08 | Nov-08 | Dic-08 | Jan-09 | Feb-09 | Mar-09 |
|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| 2,360 | 2,441 | 2,579 | 2,522 | 2,552 | 2,589 | 2,607 | 2,682 | 2,707 | 2,592 | 2,709 | 2,713 | 2,564 | 2,669 | 2,674 | 2,655 |

4.2. PROCESOS

4.2.1. EVOLUCIÓN DEL THROUGHPUT (CHANCADO PRIMARIO)

En el 2007 cuando cerramos con un *passing*, por hora de 2,360 t surgió la preocupación de mejorar esto, luego me mejorar la fragmentación se observó un mejoramiento sustancial en el *passing* a 2,605 t/hr en el 2008 y ahora en el 2009 estamos con 2,666 t/hr. Ver grafico 23.

Grafico 23: Producción horaria en la chancadora primaria.



Fuente: Departamento de Procesos.

4.2.2. EVOLUCIÓN DE LA DISPONIBILIDAD

Del grafico de la disponibilidad de la planta Chancadora Primaria observamos la evolución histórica, esto es de una disponibilidad en el 2007 de 89.8% pasamos a una disponibilidad de 91 % en el 2008 como consecuencia de la mejor fragmentación de la roca.

En el 2009 continua con un 91% debido a que se llego a un estándar de fragmentación (15 – 15.5 cm) lo que se mantiene actualmente como consecuencia de ir disminuyendo el Factor de Potencia en la voladura sin aumentar la granulometría.

Paralelamente a la mejora en la fragmentación de desarrollaron proyectos de mejora en la calidad de material de las cóncavas lo cual aumento su vida en (30% mas) aumentando el tiempo de cambio, evitando paralelamente tiempos perdidos por ello. Ver grafico 24.

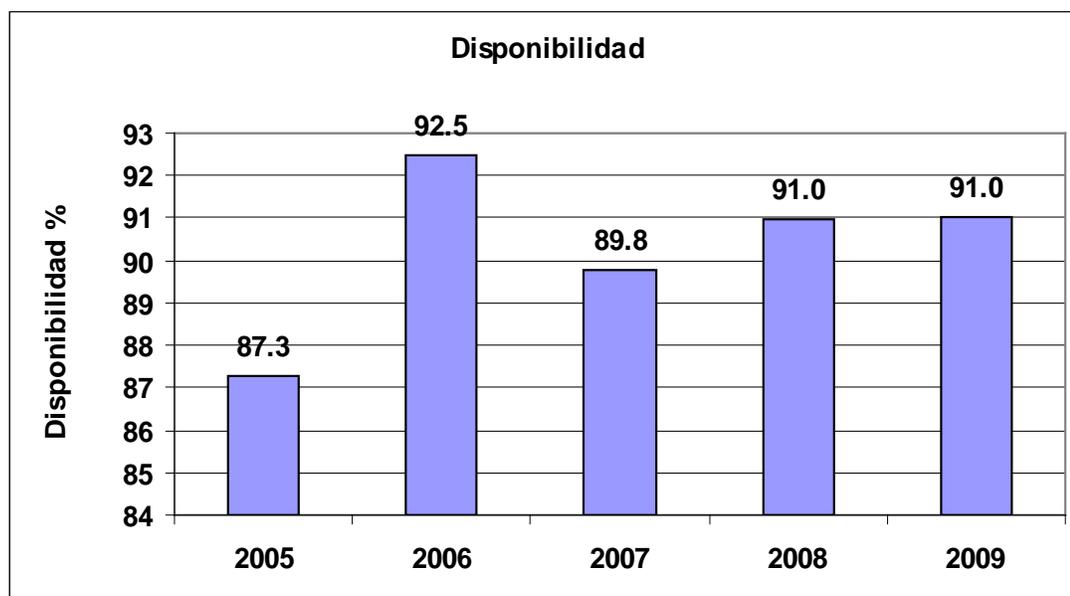


Grafico 24. Variabilidad histórica de la disponibilidad de la Chancadora - Fuente mantenimiento.

4.2.3. EVOLUCIÓN DE LA UTILIZACIÓN

Al igual que se observó un mejoramiento en el *passing* en el chancado primario, también la chancadora tuvo mejor utilización ya que sus tiempos por atoro o campaneo disminuyeron fuertemente pasando material mas granulado y aumentando la vida de las cóncavas y rajaduras producto de los golpes con material grueso.

En el 2008 la utilización fue de 96.5% como consecuencia de mejorar la (15 a 15.5 cm), esto permite a la chancadora mantener un producción de 2,564 t/h. con un mejoramiento en la producción

de 204 t. respecto al 2007 (8% mas) lo que representa un gran beneficio en la obtención de onzas de Oro.

En el 2009 se mantiene la utilización en un 96% lo que permite mantener la producción por encima de los 2,600 t/hr. Ver grafico 25.

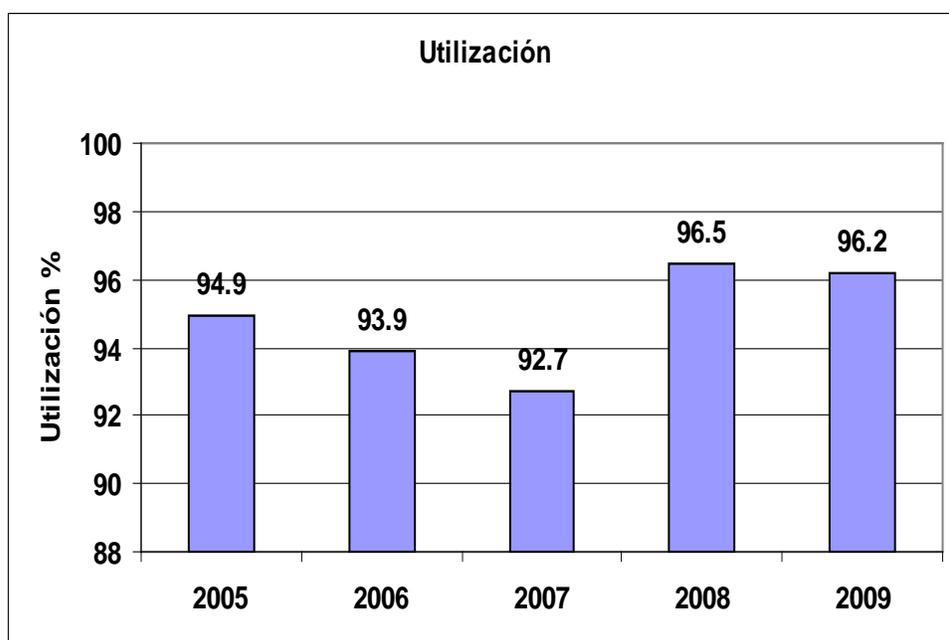


Grafico 25: Variabilidad 2005 – 2009 de la Utilización – Fuente Dispatch

CAPÍTULO V:

EVALUACIÓN ECONOMICA DE MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN POR VOLADURA

5.1. EVALUACIÓN DE COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR FRAGMENTACIÓN.

Aquí determinaremos cuanto fue la inversión que se realizó para optimizar la perforación y voladura de tal forma que al final podamos analizar el Costo/Beneficio del proyecto, cabe mencionar que el Beneficio se verá reflejado en Chancadora con el aumento del *Throughput* y el aumento de vida de las cóncavas en el chancado primario.

5.1.1. COMPARACIÓN DEL COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA DE LA MALLA NORMAL Y MALLA OPTIMIZADA

En los cuadros siguientes haremos una comparación de la malla optimizada vs la malla normal, donde se observará que los costos aumentaran debido a la disminución del Burden y Espaciamiento. En Perforación el gasto aumento en 4,114 US\$, en Voladura debido a que se perforaron más taladros y como consecuencia se uso más

Explosivo y accesorios en gasto aumento en 1,654.15 US\$, en taladros de contorno hubo un aumento de 224.54 US\$.

Todo esto hace un aumento de 5,993 US\$ para producir la misma cantidad de toneladas (330,000 t).

OPTIMIZADA

MALLA 6.06 * 7.00

| PERFORACIÓN | |
|-----------------|---------------|
| N° taladros | 324 |
| m/taladro | 11 |
| sub drilling | 1 |
| \$/metro | 17 |
| \$ total | 60,588 |

NORMAL

MALLA 6.5 * 7.5

| PERFORACIÓN | |
|-----------------|---------------|
| N° taladros | 302 |
| m/taladro | 11 |
| sub drilling | 1 |
| \$/metro | 17 |
| \$ total | 56,474 |

| | |
|--------------------------------|--|
| VOLADURA OPTIMIZADA | |
|--------------------------------|--|

| PRODUCCIÓN | |
|-------------------|------------------|
| N° taladros | 280 |
| Explosivo | AP28 |
| taco | 4.75 |
| long. Carga | 6.25 |
| kg explosivos | 287.5 |
| taponex | 0 |
| tapon conico | 0 |
| booster | 280 |
| i-kon | 280 |
| \$ total | 39,740.63 |

| | |
|----------------------------|--|
| VOLADURA NORMAL | |
|----------------------------|--|

| PRODUCCIÓN | |
|-------------------|------------------|
| N° taladros | 260 |
| Explosivo | AP28 |
| taco | 4.5 |
| long. Carga | 6.5 |
| kg explosivos | 299 |
| taponex | 0 |
| tapon conico | 0 |
| booster | 260 |
| i-kon | 260 |
| \$ total | 38,086.48 |

| CONTORNO | |
|-----------------|-----------------|
| N° taladros | 44 |
| Explosivo | ANFO |
| taco | 4 |
| air deck | 2 |
| long. Carga | 5 |
| kg explosivos | 200 |
| taponex | 44 |
| tapon conico | 0 |
| booster | 44 |
| i-kon | 44 |
| \$ total | 4,939.81 |

| CONTORNO | |
|-----------------|-----------------|
| N° taladros | 42 |
| Explosivo | ANFO |
| taco | 4 |
| air deck | 2 |
| long. Carga | 5 |
| kg explosivos | 200 |
| taponex | 42 |
| tapon conico | 0 |
| booster | 42 |
| i-kon | 42 |
| \$ total | 4,715.27 |

5.1.2. DIFERENCIA DE COSTOS DE LA MALLA OPTIMIZADA

Del análisis de costos para mejorar la fragmentación deducimos que para una malla optimizada el costo por tonelada rota es de US\$ 0.319 vs la malla normal que es de US\$ 0.301, lo cual provoca una inversión adicional de US\$ 5,993 para poder romper la misma cantidad de mineral (330,000 t).

Observamos también que la inversión adicional por tonelada rota es de 0.018 US\$, lo cual aumentará el costo total de producción en chancado primario durante el 2008.

| MALLA OPTIMIZADA | | MALLA NORMAL | |
|-------------------------|----------------|---------------------|----------------|
| Tonelaje | 330,000 | Tonelaje | 330,000 |
| \$/tonelada | 0.319 | \$/tonelada | 0.301 |
| \$ total | 105,268 | \$ total | 99,276 |

| EVALUACION | |
|----------------------|----------------|
| Diferencia % | 6.03641 |
| Diferencia \$ | 5,993 |

5.2. VALOR POR HORA DE LA CHANCADORA PRIMARIA.

El siguiente análisis nos permite valorizar cuanto cuesta dejar de producir mineral en la chancadora primaria, esto con el fin de realizar la justificación económica de la inversión hecha en Mina.

Una mala cobertura de camiones a chancadora traería como consecuencia perder US\$13,330 por hora, es por ello que es importante que el despachador de camiones lleve una adecuada distribución de camiones entre las palas para evitar dos cosas:

- 1.- Tiempos muertos de espera de camiones en la chancadora.
- 2.- Tiempo de espera de la chancadora por camiones.

Por ello el aumento en la producción por fragmentación lograremos bajar los costos de chancado por mayor cantidad de material pasado por la chancadora primaria. Ver cuadro 8.

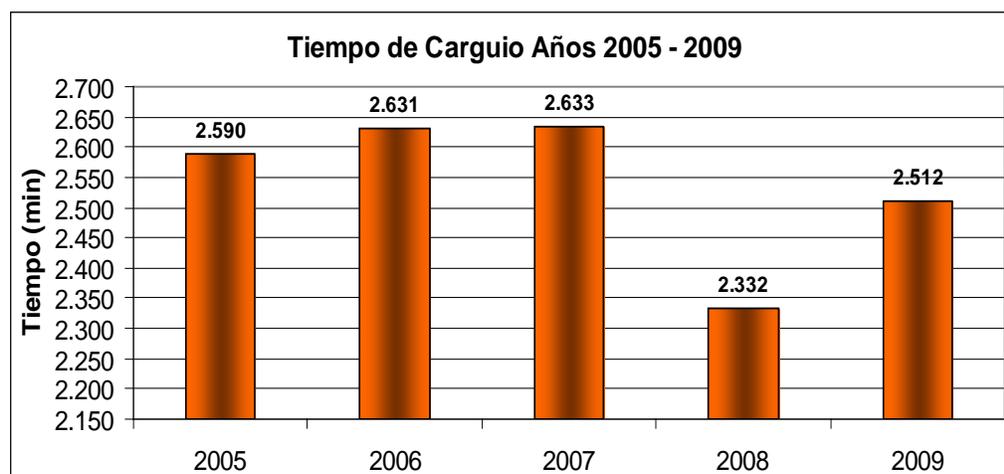
| CALCULO DEL VALOR POR HORA DE CHANCADO | | | | | | |
|--|---|--|---|-------------------------------------|--------------------|--------------------------|
| Datos del 2006 ^ | | | | | | |
| | 90.80% | 93.75% | | | | |
| Horas al día | Disponibilidad | Utilización | %Recuperación Acumulada al 2006 | | | |
| 24 | 21.79 | 20.43 | 75.80% | | | |
| Total de onzas de oro producidas por mes | | | | | | |
| Ton/hr op - promedio 2006 | Horas chancadas/día | Días x mes | Ton chancadas x mes | Ley Promedio LOM - Plan Budget 2007 | Oz Chancadas x mes | Oz Recuperación Mes |
| 2,370 | 20.43 | 30 | 1,452,573 | 1.41 | 66,849 | 49,913 |
| Ingreso neto mensual | | | | | | |
| Precio x onza US \$ | Onzas vendidas US \$ | Costo x onza producida US \$ | Costo Operativo US \$ | Ingreso Bruto x mes US \$ | % Impuestos | Ingreso Neto x mes US \$ |
| 625 | 31,196,866 | 110 | 5,490,472 | 25,706,393 | 30% | 17,993,775 |
| Ingreso Neto por hora | | | | | | |
| Ingreso Neto x mes US \$ | Ingreso Neto x hora US \$ | | | | | |
| 17,993,775 | 24,991 | | | | | |
| Al final del proyecto: | | | | | | |
| Ingreso Neto x hora US \$ | Años para cierre | Interés | Valor Futuro US \$ | | | |
| 24,991 | 8 | 10% | 53,571 | | | |
| Valor por hora de chancado | | | | | | |
| Valor Futuro US \$ | Ingreso Neto x hora (Fin de Proyecto) US \$ | Valor Futuro - Ingreso Neto x hora US \$ | Valor por hora de chancado Presente US \$ | | | |
| 53,571 | 24,991 | 28,580 | 13,333 | | | |
| Justificación y Consideraciones | | | | | | |
| <p>Para este cálculo se ha considerado que el ingreso neto por las onzas que dejamos de producir hoy, se incrementa a una tasa de interés de 10% al año, por lo que al final del proyecto se convierten en US\$ 53,571. Sin embargo, para calcular cuánto he perdido por producir las onzas de oro al final del proyecto, se deberá descontar el ingreso generado en el futuro, esto es, lo que ganaré cuando produzca estas onzas. Se ha considerado que se mantienen costos, impuestos, y demás consideraciones al final del proyecto, esto es, el ingreso neto por hora se mantiene constante. Finalmente, esta pérdida neta por hora se deberá trasladar al presente a la misma tasa de interés, resultando el Valor por hora de chancado US \$ 13,333</p> | | | | | | |

Cuadro 8: Cálculo del Costo horario de la Chancadora Primaria – Fuente Procesos

5.3. AHORRO POR MEJORAMIENTO EN LOS TIEMPOS DE CARGUÍO

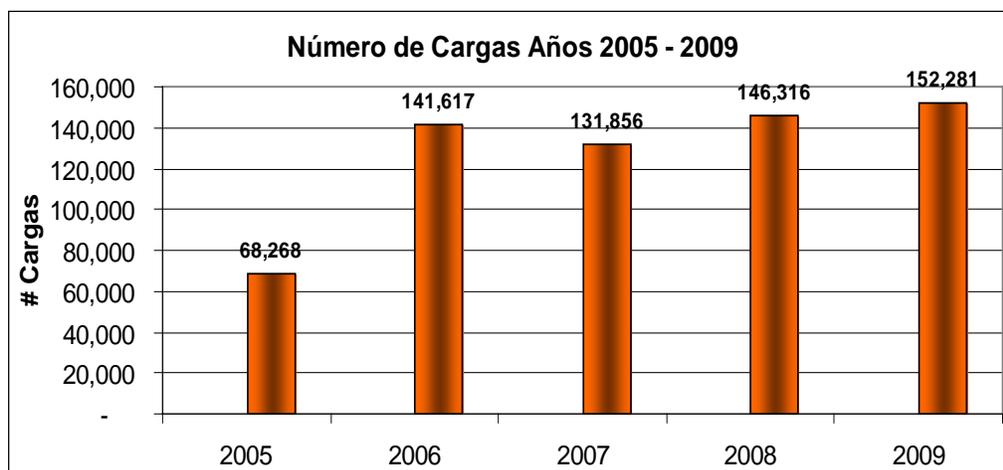
Observando los gráficos 15 y 16, observamos que en el 2007 y 2008 hubo una reducción de tiempos de 0.301 min/carga en promedio si esto lo multiplicamos por el número de cargas producidas en el 2008 obtendremos 733 horas ganadas por mejor fragmentación del mineral. Consideremos que el costo por hora de cada camión es de 260 \$/hr, al valorizar el ahorro por menor tiempo de carguío éste arrojaría 190,543 US\$. Esto significa que dejamos de gastar 190,543 US\$ por mejor utilización de los camiones aprovechando este recurso en movimiento de otros materiales como desmonte. Ver grafico 26.

Grafico 26: Tiempo de Carguío en Pala.



Fuente: Dispatch

Grafico 27: Numero de cargas



Fuente: Dispatch

Valorización por reducción de Tiempo de Carguio

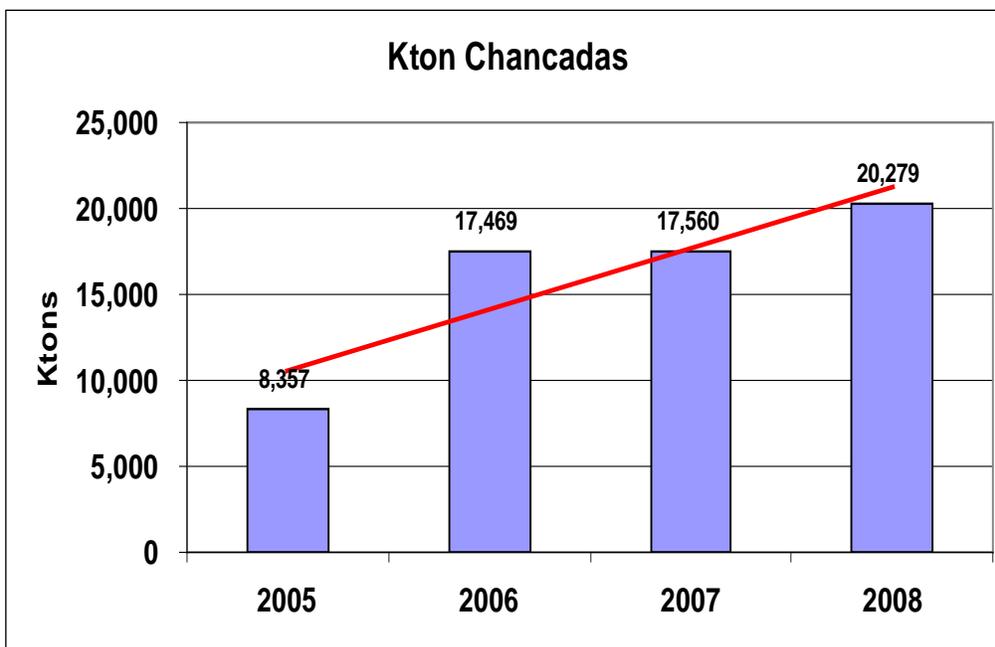
| | |
|---|----------------|
| Tiempo Ganado (min/Carga) año 2007-2008 | 0.301 |
| Cargas Producidas en el 2008 | 146,316 |
| Horas Ganadas | 733 |
| Costo por hora Camión US\$ | 260 |
| AHORRO EN EL TIEMPO CARGUIO (US\$) | 190,543 |

5.4. ANALISIS COSTO / BENEFICIO AL MEJORAR FRAGMENTACION POR PERFORACION Y VOLADURA

En el grafico se observa un incremento de la producción de 17,469K t. en el año 2006 a 20,279K t. en el 2008, esto como producto de una mejora en la fragmentación. Esto compensa la baja de leyes en el mineral ya que como se observa la tendencia de las leyes están descendiendo desde el 2007 (2.31 g/t) ubicándose actualmente en el 2009 a 1.77 g/t.

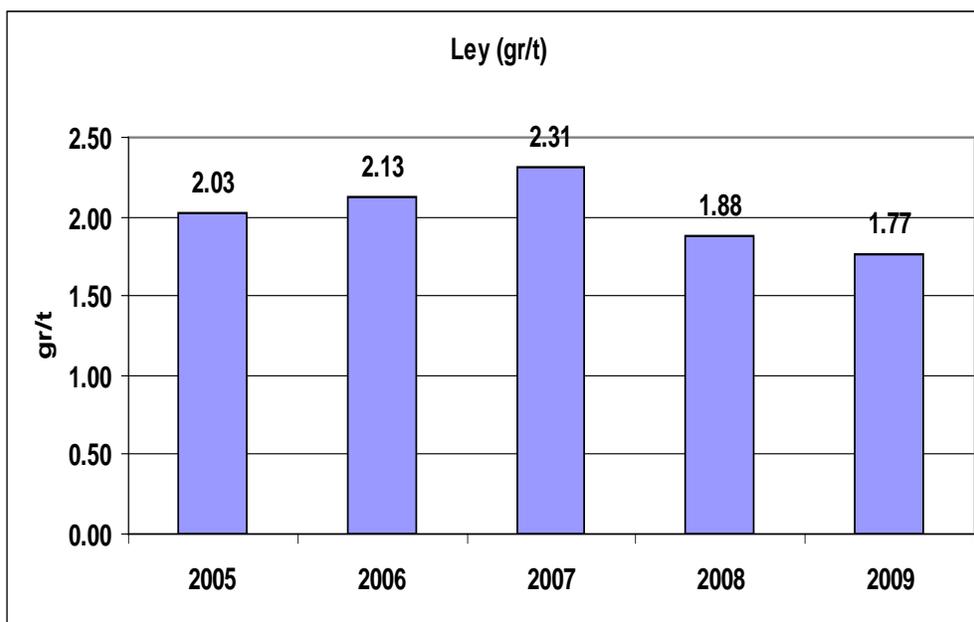
Ver gráficos 28 y 29.

Grafico 28: Tonelada chancadas 2005 - 2008



Fuente: Procesos.

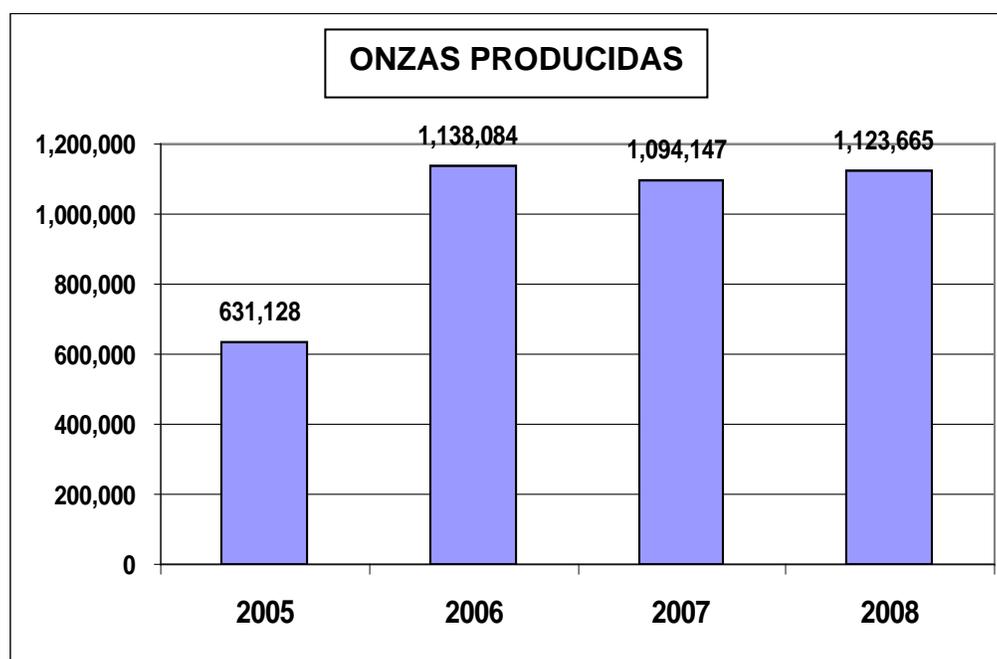
Grafico 29: Leyes de Mineral años 2005 – 2009.



Fuente: Procesos.

La recuperación de la onzas mejoró en el 2008 (1'123,665 t) respecto al 2007 (1'094,147 t), aquí nos damos cuenta también que a pesar que las leyes bajan el mayor tonelaje nos permite conservar un equilibrio de onzas producidas en el tiempo. Ver grafico 30.

Grafico 30: Onzas Producidas 2005 - 2008



Fuente: Procesos.

La tendencia de mejora en el *throughput* en chancadora en los años 2007 – 2008 hizo que obtengamos un 8 % mayor de producción (204 t) lo que en forma general nos dará un aumento de 1,539,772 t. en el año. Al valorizar este mineral adicional obtenemos US\$ 65,286,152 de beneficio.

El *Cash cost* para obtener una onza de Oro en el año 2008 fue de 250 \$/t, al estimar el costo operativo de tratar los 1'539,772 t de mineral adicional nos da US\$ 20,401,923.

De los cálculos para mejorar la fragmentación en Perforación y Voladura resulto que la inversión fue de 0.018 \$/t rota, esto afecta a las 20,279,000 t que se trataron en chancadora durante el 2008. El costo de esta mejora en mina fue de US\$ 368,279.

En resumen se obtuvo una utilidad neta de US\$ 44'515,951 vs la inversión en mina por US\$ 368,279.

| | THROUGHPUT EN CHANCADORA |
|-------------|---------------------------------|
| 2007 | 2,347 |
| 2008 | 2,551 |
| 2009 | 2,658 |

| ESTIMACIÓN DE TONELADAS GANADAS | |
|--|------------------|
| Toneladas Ganadas 2008-2007 (t/hr) | 204 |
| Horas trabajadas por día Chancadora | 24 |
| Toneladas Ganadas por día | 4,896 |
| Dias Trabajados al mes | 26 |
| Toneladas ganadas al mes | 128,314 |
| Toneladas ganadas al año | 1,539,772 |

* 26 días sale considerando Utilización y Disponibilidad en el 2008

| VALORIZACIÓN DE LA MEJORA | | |
|--|----------------|-------------------|
| Precio Venta Au (\$/Oz) | | 800 |
| Recuperación | | 0.85 |
| Ley Promedio (gr/t) (2008) | | 1.88 |
| Aumento de Material Chancado (t) | 1,539,772 | |
| Cash Cost Operation (2008) | | 250 |
| Conversión gr/Oz | | 30.151035 |
| Onzas recuperadas | | 81,608 |
| Valor del Mineral Aumentado | | 65,286,152 |
| Material Pasado por Chancadora 2008 (t) | 20,279,000 | |
| Costo por Tonelada Mineral Volado (\$/t) | | 0.0182 |
| Costo Total Voladura \$ | 368,279 | |
| | | |
| UTILIDAD OPERATIVA \$ | | 64,917,873 |
| | | |
| Costo Operativo (cash cost) | | 20,401,923 |
| | | |
| UTILIDAD NETA | | 44,515,951 |

CONCLUSIONES

- a) Se observó un incremento de la producción de 17,469K t. en el año 2006 a 20,279K t. en el 2008, esto como producto de una mejora en la fragmentación.
- b) La tendencia del Factor de Potencia aumento en el 2007 debido al mayor consumo de explosivos en la prueba, a fines del 2008 e inicios del 2009 esto se esta manteniendo constante debajo de 0.40 Kg/t rota lo cual simboliza un ahorro considerable dentro de la operación.
- c) La tendencia del tiempo de carguío en la Pala disminuye, esto producto de tener un material mejor fragmentado y material más homogéneo.
- d) El *throughput* de chancado mejoró de 2,360 t. (Dic 2007) a 2,564 t. (Dic 2008). La tendencia es a seguir mejorando ya que en Marzo del 2009 la producción fue de 2,655 t.

- e) La utilización mejoró debido a que la chancadora mejoro su eficiencia en la producción, en el 2007 con un 92.7% paso al 2008 a 96.5% lo que permitió un aumento en la producción de 8% (204 t/hr).
- f) Se observó que al realizar una inversión adicional por tonelada rota (0.0182 \$/t) en Perforación y Voladura produce un beneficio de US\$ 44'515,951 al procesar 20'279,000 t del 2008.
- g) Debido al cumplimiento de Onzas y disminución de las leyes en las reservas, la fragmentación juega un papel muy importante ya que debemos producir más toneladas para compensar estos problemas.
- h) Realizando los cálculos de ahorro por mejorar el tiempo de carguío observamos que dejamos de gastar 190,543 US\$ por mejor utilización de los camiones en el movimiento de otros materiales como desmonte por ejemplo.
- i) El ahorro no sólo se ve reflejado en el aumento del throughput en chancadora sino también en la mejor utilización de los camiones por menor tiempo de carguío.

RECOMENDACIONES

- a) De acuerdo a la tendencia de continuar manteniendo la fragmentación entre 15 – 15.5 cm se deben continuar realizando las pruebas de tal forma que disminuyamos el FP, esto se ve reflejado en la tendencia del FP en el 2009.
- b) Paralelamente a la mejora de la fragmentación para aumentar el *throughput* en chancadora se deben realizar mejoras de los componentes (calidad de protectores de cóncavas) de tal forma que la disponibilidad aumente.
- c) Para aumentar la producción en el PAD de material a ser lixiviado, se debe mejorar aun más la fragmentación con el fin de enviar material directo de Mina al Pad ahorrando costo de procesamiento en el chancado sin perder recuperación.
- d) Deben continuar reduciendo costos basado en la optimización del Factor de Potencia sin afectar la fragmentación tal como se observa en el grafico de Factor de Potencia.

BIBLIOGRAFÍAS

- RESUMEN DE GEOLOGÍA – MINA LAGUNAS NORTE (BARRICK); Ing. Hugo Ríos – Departamento de Servicios Técnicos – Año 2007.
- INFORME GENERAL DE PROCESOS 2007 – 2008. Mina Lagunas Norte.
- PROCESOS OPERACIONALES EN EL TAJO ABIERTO - MINA LAGUNAS NORTE – Departamento de Operaciones Mina.
- INFORME DE GESTIÓN OPERACIONES MINA – Departamento de Mejora Continua - LAGUNAS NORTE. Año 2008 , 2009
- SISTEMA DE REPORTES DEL DISPATCH años 2007 2009 – LAGUNAS NORTE.
- Presentación “DEL MINERAL AL LINGOTE – Departamento de Procesos año 2009.