

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

IMPORTANCIA DE LA FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA EN EL PROCESO GOLD MILL (CASO MINERA YANACOCHA)

Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas, que presenta el bachiller:

José Luis Poma Fernández

ASESOR: Ing. Elmer Vidal Sanchez

Lima, Agosto del 2012

IMPORTANCIA DE LA FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA EN EL PROCESO GOLD MILL (CASO MINERA YANACOCHA)

RESUMEN

El proyecto trata acerca de la solución de un problema suscitado en Minera Yanacocha (primeros meses del año 2011), específicamente en el throughput de la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill (reducción de 800 a 720 tph).

Para llegar a la solución del problema se analizaron todos los procesos operativos de la mina que intervienen en la obtención del material fragmentado a la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill, a fin de determinar las posibles causas básicas del problema. Revisando bibliografía existente, acerca de problemas similares en otras mineras, se pudo observar que una de las causas recurrentes es la fragmentación del material volado (específicamente por temas de perforación y voladura), así que se tuvo un especial cuidado en el análisis de este proceso.

En el análisis del proceso operativo se pudo determinar que la roca existe en el Tajo El Tapado (donde provenía el 80% de material para Gold Mill) era de una roca tipo sílice masiva de alta dureza (UCS mayor a 150 Mpa) y que el P80 obtenido era de 14.6 cm. (lo cual para un proceso de lixiviación no representa mayor problema, sin embargo sí afecta el throughput de la Chancadora Primaria).

Se trabajó en la mejora de la fragmentación del material volado aplicando teorías de voladura en incremento del Powder Factor, Selección de tiempos de detonación y Relación de Impedancia (Roca vs Explosivo).

La aplicación de estas teorías permitió la mejora del P80 a 6.5 cm., con lo cual el throughput tuvo una mejora a 841 tph (sostenible), lográndose las mejoras en la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill.

DEDICATORIA

A mi hijo Mauricio y mi esposa Angie por su apoyo y comprensión.

A mis padres y hermano por su respaldo y aliento.

A mi padrino por sus consejos y enseñanzas.

A mis jefes y colegas que me apoyaron e impulsaron este proyecto.

Índice

Resumen	1
Tema de Tesis	2
CAPITULO I	9
1. Introducción General	9
1.1 Introducción	9
1.2 Objetivos	10
1.3 Alcance	11
CAPITULO II	12
2. Antecedentes Generales	12
2.1 Generalidades	12
2.2 Ubicación y Accesibilidad	13
2.3 Geología General	15
2.4 Geología Regional	16
2.5 Estratigrafía Sedimentaria y volcánica	17
2.6 Geología Estructural	19
2.7 Planta Gold Mill	20
2.8 Procesos Operativos Primarios	24
2.8.1 Perforación	24
2.8.1.1 Tipos de taladros	25
2.8.1.2 Procedimiento de Perforación de mallas	27
2.8.2 Voladura	30
2.8.2.1 Instalaciones y Equipos	30
2.8.2.2 Agentes y Accesorios de Voladura	30
2.8.2.3 Procedimientos de Voladura	31
2.9 Marco Teórico a desarrollar	34
2.9.1 Mejora de la Fragmentación	34
2.9.2 Control de la Fragmentación	36
2.9.3 Resultados de la Fragmentación	37
2.9.4 Tipo de Secuenciamiento	38

2.9.5 Detonadores Electrónicos	42
CAPITULO III	46
3. Planteamiento de Hipótesis	46
3.1 Planteamiento del Problema	46
3.2 Definición y Análisis	47
3.2.1 Recopilación de data histórica del throughput en la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill	47
3.2.2 Mapa de Procesos para entregar material fragmentado a la Planta Gold Mill	50
3.2.3 Antecedentes Geológicos y Geotécnicos de la roca del tajo El Tapado	53
3.3 Planteamiento de Hipótesis	54
CAPITULO IV	57
4. Desarrollo de Actividades	57
4.1 Línea Base	57
4.2 Test 1: Redistribución de carga explosiva	61
4.3 Test 2: Reduciendo tiempos de detonación entre taladros	63
4.4 Test 3: Mejoramiento del Powder Factor (cambios en parámetros de perforación y mezcla explosiva)	65
4.5 Test 4: Optimización del Powder Factor (eliminación del air deck y aumento del taco)	70
4.6 Restricciones para Pruebas Adicionales	71
CAPITULO V	73
5. Análisis de Resultados	73
5.1 Fragmentación	73
5.2 Económicos	75
5.3 Throughput de la Chancadora Primaria en la Planta Gold Mill	80
CAPITULO VI	82
6. Comentarios y Conclusiones	82
6.1 Comentarios	82

6.2 Conclusiones	83
CAPITULO VII	85
7. Bibliografía	85



IMPORTANCIA DE LA FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA EN EL PROCESO GOLD MILL (CASO MINERA YANACOCHA)

CAPITULO I

1. INTRODUCCION GENERAL

1.1 Introducción

En el proyecto realizado se ha estudiado la variabilidad del throughput en la Planta Gold Mill de Minera Yanacocha respecto a la calidad del material fragmentado por voladura entregado por mina. Esto dado que durante los primeros meses del año 2011 (enero y febrero) se apreció una baja en el throughput de la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill debido a la alimentación con material volado del tajo El Tapado.

Los minerales del tajo El Tapado son tipo sílice masiva con presencia de brechas hidrotermales, estos minerales son de mayor dureza y muy abrasivos (Índice de abrasión de Bond -Ai- 0.4 a 0.75 g.), por ello el rendimiento de la Chancadora Primaria se redujo en 10% (800tph a 720tph). Las mediciones en la entrada del mismo indicaban que el throughput de los primeros meses del año (enero y febrero) no permitiría lograr la producción y los objetivos de Minera Yanacocha para el año 2011.

Se precisó la necesidad de investigar que partes del proceso y sus indicadores se debían analizar para mejorar el throughput con los minerales de El Tapado, ya que en los próximos 22 meses, este tajo iba a suministrar 10Mton de mineral a la Planta Gold Mill y en el año 2011 suministraría el 80% del mineral con un contenido de 225Koz de Au.

Para la organización de los trabajos se formó un equipo multidisciplinario que permitió hacer el control a las partes del proceso involucradas. Las áreas que participaron de este equipo estuvo conformado por Geología, Geotecnia, Planeamiento, Ingeniería de Perforación & Voladura y Procesos. Se trabajó directamente sobre la mejora de los parámetros de perforación y voladura a fin de mejorar la fragmentación del material volado, sin embargo, las demás áreas dieron soporte necesario.

A partir de este estudio se llegó a la conclusión que el material fragmentado que se entregue a la planta Gold Mill y que sea de procedencia del tajo El Tapado debe tener un P80 promedio = 6.58cm., y que para el proceso de perforación y voladura se debe usar el Factor de Potencia= 0.47 kg/tn; con mezcla explosiva HA 55; asimismo, los tiempos de detonación a usarse debe ser de 51ms entre taladros y 180ms entre filas (para control de vibraciones), con el fin de maximizar la fragmentación de la sílice masiva existente en ese tajo.

1.2 Objetivos

El objetivo de este estudio fue mejorar la fragmentación del material volado (en zona de sílice masiva) proveniente del Tajo El Tapado para aumentar el throughput de la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill de Minera Yanacocha.

Para ello fue necesario detallar los procesos que intervienen desde el Planeamiento hasta el Carguío y Acarreo, así como sus indicadores a controlar para entregar material fragmentado a la Planta Gold Mill. Asimismo, se aplicaron teorías referidas a fragmentación de roca (por voladura), modificando el diseño de mallas de perforación, carguío de explosivos y secuencias de detonación, todos estos cambios implementados por el Área de Ingeniería de Perforación y Voladura.

1.3 Alcance

Para poder asumir los objetivos marcados, se estableció el alcance del proyecto en los siguientes puntos:

- a) Descripción y análisis de los procesos participativos en la entrega de material fragmentado a la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill; para ello se estableció los diagramas de flujo del proceso general desde el Planeamiento hasta llegar al Carguio y Acarreo.
- b) Análisis y evaluación de la caracterización geotécnica del macizo rocoso del tajo El Tapado, para ello se realizaron pruebas de resistencia del material in situ por parte del Área de Geología y Geotecnia.
- c) Aplicación de teorías de Fragmentación de Roca; para ello se trabajó sobre los siguientes conceptos:
 - Relación de Impedancia Roca vs Explosivo,
 - Selección de tiempos entre taladros y entre filas y
 - Cálculo del Powder Factor.

CAPITULO II

2. ANTECEDENTES GENERALES

2.1 Generalidades

Minera Yanacocha es la productora de oro más grande de América del Sur, situada a gran altura sobre la Cordillera de los Andes Peruanos, a 48 kilómetros (30 millas) al norte de la ciudad de Cajamarca. La misma está compuesta por cinco tajos a cielo abierto, cuatro plataformas de lixiviación y tres plantas de recuperación de oro.

El accionariado de Minera Yanacocha está compuesto de la siguiente forma:

- Newmont Mining Corporation, con sede en Denver, Estados Unidos (51.35% de las acciones);
- Compañía de Minas Buenaventura, empresa peruana (43,65%) Compuesta por más de 2800 socios que comparten acciones de esta compañía y
- Corporación Financiera Internacional (IFC), brazo financiero del Banco Mundial (5%), la presencia del Banco Mundial garantiza la exigencia de los estándares más altos en seguridad, medio ambiente y responsabilidad social.

Newmont comenzó a explorar en Perú en 1982 y a producir a fines de 1993. La mina vendió 1,6 millones de onzas de oro en el 2004 e informó una reserva de 12,1 millones de onzas de oro para finales de ese año. Las reservas son estimaciones de depósitos de oro que pueden ser extraídos de manera lucrativa.

Minera Yanacocha posee un plantel que incluye 2.303 empleados permanentes de la mina y hasta 6.745 contratistas, que viven junto a sus familias en la ciudad de Cajamarca. Cerca de 104 empresas locales de bienes y servicios son proveedoras directas de Minera Yanacocha. Las operaciones están en una zona que cuenta con 65 comunidades cercanas con 20 000 habitantes, beneficiados por los proyectos de salud, educación, saneamiento e infraestructura impulsados por la empresa minera.

2.2 Ubicación y accesibilidad

El depósito de oro y plata “Cerro Yanacocha”, es uno de los varios depósitos de alta sulfuración en el distrito de Yanacocha. Este distrito está localizado en un cinturón volcánico Cenozoico en el norte de los Andes del Perú, aproximadamente a 600km. al norte de Lima (capital del Perú).

El acceso al distrito Yanacocha se hace por la carretera Cajamarca-Bambamarca. Son aproximadamente 39 km de carretera desde la ciudad de Cajamarca hasta las instalaciones de la mina.

El acceso a Cajamarca: Via aérea Lima-Cajamarca (vuelo directo), el tiempo de vuelo es de 1 hora. Via Terrestre: Lima-Cajamarca, el tiempo de viaje es de 14 horas (la carretera está asfaltada en un 95%, el 5% restante se encuentra en trabajos de asfaltado).

Está ubicado en la línea divisoria continental, separando arroyos que drenan hacia el este a la Cuenca del Amazona y posteriormente al Océano Atlántico (en las cuencas de Porcón, Chonta y Honda) de aquellas que drenan hacia el oeste al Océano Pacífico (en la cuenca Rejo), según se muestra en las Figura 1 y 2.

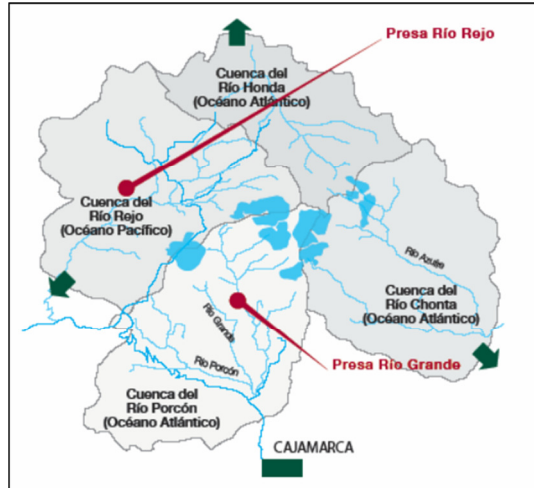


Figura 1: Mapa de las cuatro cuencas hidrográficas
Fuente: Yanacocha Responsabilidad Social y Ambiental 2005

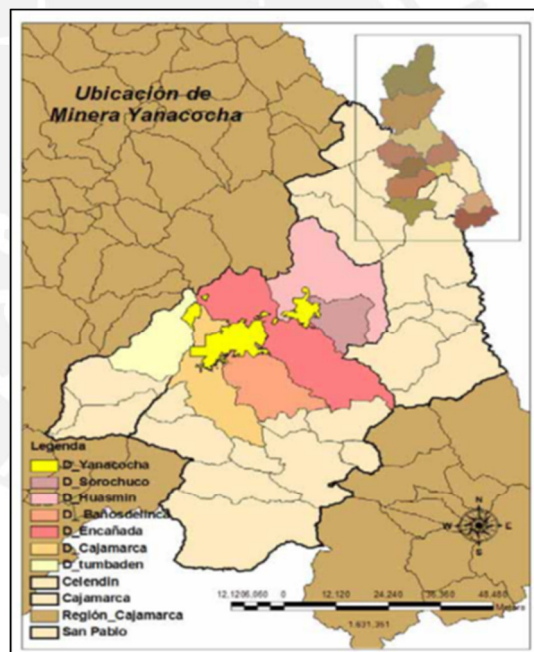


Figura 2 Mapa de ubicación de MYSRL en los distritos de Cajamarca

Minera Yanacocha (MYSRL), es una mina de extracción de oro a Tajo abierto por lixiviación de cianuro y a partir del año 2008 cuenta con la Planta de tratamiento para minerales de alta ley, denominada Gold Mill. Actualmente está compuesta por cuatro tajos a cielo abierto en operación: Chaquicocha,

Yanacocha, El Tapado y Carachugo. Así como Maqui Maqui que se encuentra en proceso de cierre y el Tajo San Jose que se convirtió en un activo ambiental transformando el tajo en un reservorio de agua.

2.3 Geología General

El Distrito de Yanacocha está centrado en unidades volcánicas intermedias a ácidas del Eoceno al Mioceno conocidas como Complejo del Domo de Flujo Yanacocha. La geología refleja los procesos activos tectónicos y volcánicos de los Andes. En el distrito minero, hubo erupciones de magma con sílice o ácido a lo largo de fallas estructurales, produciendo estructuras de domo en el flujo. Estas composiciones de sílice fueron mineralizadas por soluciones hidrotérmicas ricas en oro y, dado que estas composiciones contienen oro, son el objetivo principal de la extracción.

Las rocas contienen predominantemente cuarzo, alunita $KAl_3(SO_4)_2(OH)_6$, además de arcillas. La mineralización aurífera estuvo acompañada de piritita, enargita $Cu_3(As,Sb)S_4$, y otros minerales sulfúricos de cobre (covelita, digenita y chalcocita). El mineral contiene niveles elevados de arsénico, 130 mg/kg, y plomo, 630 mg/kg, además de bajos niveles de cobre, 41 mg/kg, mercurio, 8.6 mg/kg, zinc, 25 mg/kg, y molibdeno, 25 mg/kg. (Turner, 1997).

En el Distrito Minero de Yanacocha, las formas de sílice están casi totalmente oxidadas. Alrededor de estas formas hay zonas argílicas avanzadas, y alteración argílica, que no contienen oro, sino que contienen minerales de sulfuro sin oxidar, teniendo potencial de generar ácido.

La profundidad de oxidación (la profundidad donde predominan los minerales de sulfuro) varía en todo el distrito, fluctuando entre más de 200 m en Yanacocha Sur, hasta 150 m en el centro de Maqui Maqui, hasta la exposición superficial de minerales de sulfuro en márgenes de Yanacocha Norte. No se han encontrado zonas de sulfuro bajo los yacimientos de Carachugo o San José en perforaciones de 300 m de profundidad. En esta profundidad, la roca

empieza a ceder y se mezclan los óxidos con sulfuros, conformando la zona transicional de 50 a 60 m de espesor. Debajo de la zona transicional, las formas minerales de oro continúan contenidas en sulfuros primarios.

En esta zona, los niveles poco profundos son porosos y contienen bajas concentraciones de la mayoría de los metales, con la excepción del mercurio (por ello aparece como subproducto del proceso minero). Por ejemplo se encuentra el cobre que ha lixiviado, hay oro en óxidos de hierro, plata en jarosita (hidróxido de sulfato de hierro potásico), y arsénico en escorodita (arsenato de hierro hidratado) o con plomo en beudanita (un sulfato de arsénico-plomo). En la zona de sulfuro, hay oro en enargita, que a su vez contiene plata, y pirita que contiene arsénico.

A diferencia de los otros yacimientos minerales, La Quinua es un yacimiento fluvio-glacial cuaternario. Un glaciar cortó la parte superior y una porción del lado oeste del yacimiento Yanacocha y lo transportó 2 km al oeste al área de La Quinua. Los arroyos y posiblemente un aluvión (huaico) re movilizaron el material glacial, extendiéndolo en un área de 9 km², dejando la mineralización aurífera en gravas originalmente derivadas del yacimiento Yanacocha.

2.4 Geología Regional

La mineralización de oro en el distrito de Yanacocha forma parte del cinturón de depósitos polimetálicos que están ubicados a lo largo de la Cordillera de los Andes, y el cual está asociado al volcanismo Cenozoico y las rocas intrusivas (Turner, 1997).

Los Andes Peruanos son el resultado de la subducción de la litósfera oceánica (placa de Nazca) debajo de la litósfera continental (placa Sudamericana). La primera actividad magmática ocurre en el Terciario inferior y es representado por un volcanismo efusivo de tipo lávico andesítico, correspondiente al volcánico Llama. Contemporáneamente se inicia la primera pulsación intrusiva

en la región, correspondiente a intrusivos dioríticos (stocks Michiquillay y Picota) datada del Eoceno medio.

La segunda manifestación magmática ocurre durante el Mioceno inferior (fase Quechua I) y corresponde al emplazamiento de numerosos stocks, entre ellos los pórfidos de: Chailhuagón, Perol, Mishacocha, Corona, Jesús y Yanacocha, todos ellos datados (K/Ar) entre 11 y 20 Ma. La composición evoluciona desde una microdiorita con hornblenda hasta microgranodioritas y pórfidos cuarzo feldespático. Paralelamente a esta fase intrusiva se desarrolla la depresión volcánico tectónica de Yanacocha (20 x 20 km), compuesta de derrames lávicos y flujos piroclásticos de composición dacítica-andesítica y asociado a domos porfíricos andesíticos, cuyas edades varían desde el Mioceno inferior a medio entre 10 y 19 Ma (Longo, 2002; Turner, 1997). Este volcanismo es el principal albergante de la mineralización epitermal de Au-Ag y está asociado a stocks porfíricos del tipo pórfidos, diatremas y brechas pipes.

Posterior a la gran actividad volcánico-plutónica Miocénica se produce el levantamiento Andino y erosión, seguidamente se deposita el volcanismo de la Formación Huambos, constituido por coladas piroclásticas de composición andesítica-dacítica que recubren valles y depresiones del distrito de Yanacocha. Finalmente en el Pleistoceno, ocurre una fuerte etapa de glaciación que erosiona el depósito de Yanacocha dando lugar a la depositación de morrenas y gravas del depósito La Quinua.

2.5 Estratigrafía sedimentaria y volcánica

La geología de la región de Cajamarca – Yanacocha está constituida por un basamento sedimentario de edad Cretácea que ha sido plegado, fallado e intruído por stocks terciarios y recubiertos por efusiones volcánicas de edad Terciaria.

Regionalmente el grupo Calipuy se subdivide en dos unidades: Volcánicos Llama y Volcánicos Porculla. Sobre ellas yacen con discordancia erosional las

ignimbritas de la Formación Huambos. Turner, considera a la Formación Huambos como parte del Grupo Calipuy.

Basamento Cretáceo

La serie Cretáceo inferior, está constituida principalmente por una secuencia arenácea cuarcítica con intercalaciones de limolita, correspondientes al Grupo Goyllarisquizga; estas secuencias están coronadas por una secuencia limo-calcárea correspondientes a las grandes transgresiones albiánas. Las rocas del Cretáceo superior están mejor desarrolladas y conforman una potente secuencia calcárea, correspondientes a las formaciones: Inca, Chulec, Pariatambo, Yumagual, Mujarrún, Quilquiñan y Celendín. Las rocas del Cretáceo superior y Paleoceno (Terciario inferior) consisten de Capas Rojas y conglomerados de la Formación Chota. Las capas rojas están relacionadas con la fase orogénica Andina del Cretáceo superior (Reyes, 1980; Megard, 1987; Ingemmet, 1995).

Volcánicos Llama

Es la secuencia basal y está dominada por flujos de lava, conglomerados volcánicos (flujo de debris) y rocas volcanoclásticas. Esta secuencia se localiza al sur del distrito de Yanacocha y presenta una débil alteración argílica y propilítica.

Volcánicos Porculla

Consiste de rocas piroclásticas intercaladas con niveles lávicos y cortadas por multi-fases de eventos intrusivos. Según Turner, los volcánicos Porculla se subdividen en el Complejo Volcánico Yanacocha y los Volcánicos Regalado.

Complejo Volcánico Yanacocha: Esta secuencia volcanoclástica se extiende regionalmente y es en donde se alberga la mineralización del distrito de Yanacocha. Este Complejo Volcánico de edad Miocénica está constituido por rocas piroclásticas y flujos de lava de composición andesítica.

Volcánicos Regalado: Una secuencia delgada de lavas andesíticas muy viscosas, cubren principalmente las zonas de depresiones y sobreyacen a las

rocas del Complejo Volcánico Yanacocha. Estos flujos de probable origen fisural son correlacionados con los Volcánicos Regalado (Reyes, 1980).

Volcánicos Huambos

Posterior a la gran actividad volcano-plutónica Miocénica se produce el levantamiento Andino y erosión, seguidamente se deposita el volcanismo de la Formación Huambos constituido por coladas piroclásticas andesítica-dacítica que recubren valles y depresiones del distrito de Yanacocha. Dos secuencias de distinta composición de flujos de brechas piroclásticas son reconocidas al norte y sur del distrito. La primera de composición dacítica, corresponde al miembro Fraylones y la segunda de composición andesítica corresponde al miembro Otuzco, ambos de la Formación Huambos, asociados a distintos centros eruptivos.

2.6 Geología Estructural

La más importante característica estructural en la región es el lineamiento trans-andino que forma el corredor estructural Chicama – Yanacocha (Quiroz, 1997). Este corredor alberga una serie de fallas de dirección NE, emplazamiento de intrusivos, y controla la localización de varios pórfidos y yacimientos de alta sulfuración.

Un conjunto de fallas de rumbo general NW-SE se disponen con ligeras variaciones de rumbo, definiendo el corredor estructural Yanacocha – Hualgayoc, de 5 a 6 Km de ancho (Quiroz, 2002). A lo largo de este corredor se disponen coincidentemente una serie de ocurrencias de mineralización tanto dentro como fuera del distrito de Yanacocha.

Dentro del distrito de Yanacocha se observa un alineamiento de dirección NE definido por la sucesión de depósitos que constituyen parte del Complejo Volcánico Yanacocha. Entre ellos tenemos al Cerro Yanacocha, Carachugo, Maqui Maqui, Chaquicocha, Cerro Negro, Cerro Quillish, el Tapado y La Quinoa, según se muestra en la Figura 3.

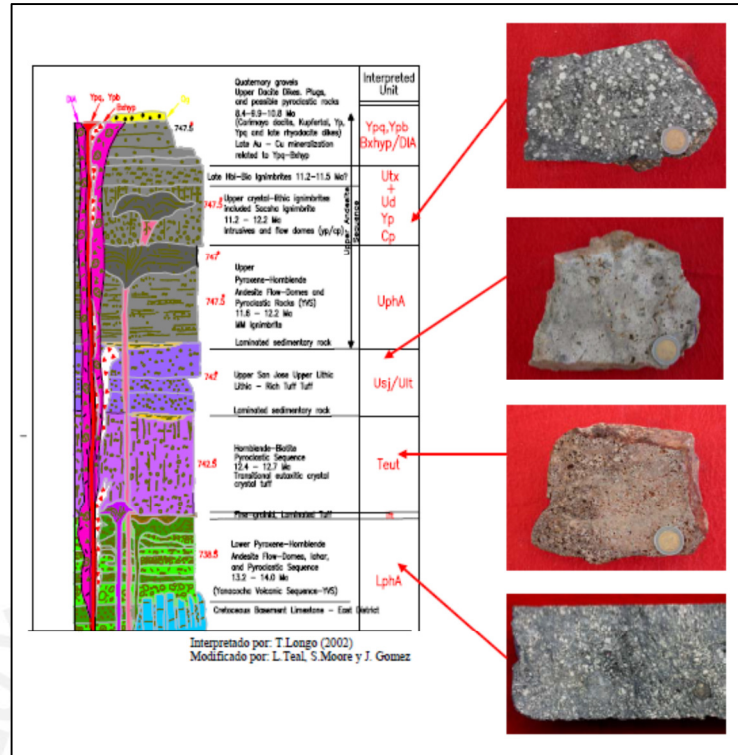


Figura 3; Columna estratigráfica generalizada

2.7 Planta Gold Mill

Como consecuencia de la profundización de los tajos en Minera Yanacocha, comenzaron a aparecer minerales transicionales con contenidos de oro, plata y cobre; estos minerales tienen leyes de oro mayores a 1 g/ton, por otro lado, la recuperación de oro en el proceso convencional de lixiviación en pilas esta en promedio de 70% y el tiempo de lixiviación es de 70 días. Debido a estos parámetros se planteó la idea de lixiviar mineral de alta ley de oro con contenidos de plata y cobre, luego de realizarse las pruebas de laboratorio se determinó que dichos minerales podrían ser lixiviados según lo planeado con un ciclo de procesamiento de 24 horas y se podría obtener recuperaciones entre 10% y 20% mayor a la recuperación que se obtiene en la lixiviación en pilas, dependiendo si se trata de minerales transicionales u oxidados.

Como consecuencia de la evaluación económica y de la cantidad de mineral que cumple estas condiciones se determinó construir una planta de lixiviación en tanques que incluye una planta de chancado y un molino SAG en circuito cerrado.

Se diseñó una planta con una capacidad para procesar 620 ton/h equivalentes a 5.0 Mtpa. El 25 de marzo del año 2008, la planta Gold Mill inició sus operaciones. La planta Gold Mill alcanzó el nivel de producción industrial a los 5 días del arranque, rápidamente excedió la capacidad nominal de diseño pasando de 5.0 Mtpa a 5.5 Mtpa en los siguientes 12 meses, sin embargo el producto de molienda era más grueso que los 75 μ m de diseño pero esto no afectaba la recuperación de oro.



Figura 4: Vistas del stock pile y SAG Mill



Figura 5: Molino SAG Mill

La planta Gold Mill consiste de una etapa de chancado primario que es alimentada con el mineral de mina con tamaños de hasta 80 cm, el producto de la chancadora de quijadas esta entre 5" a 6" y se almacena en un stock pile con capacidad para 35 mil toneladas (ver Figura 4) las cuales alimentan al molino SAG 32' x 32' (ver Figura 5) mediante tres alimentadores de placas, el molino es accionado mediante un motor "wrap around" sin engranaje de 16.5 MW de velocidad variable y opera en una etapa simple con un nido de hidrociclones de los cuales el under flow retorna junto con los pebbles al molino en circuito cerrado y el over flow fluye hacia un espesador de pre-lixiviación donde a la pulpa se le dosifica cianuro de sodio para iniciar el proceso de lixiviación de oro y adicionalmente es espesada a 60% de sólidos para poder obtener un tiempo de residencia de 24 horas en un circuito de 6 tanques de lixiviación, una vez terminado el ciclo de lixiviación en tanques la pulpa fluye por gravedad hacia un circuito de cinco espesadores para lavado en contracorriente (CCDs); este circuito CCD tiene dos productos: una pulpa pobre en oro al 60% sólidos que es bombeada a un depósito de relaves localizado dentro de la pila de lixiviación de La Quinoa y otro producto es la solución enriquecida con metales principalmente oro, plata y cobre.

Cuando la solución proviene de lixiviar mineral oxidado, la solución rica solo contiene oro la cual se bombea a la planta de columnas de carbón para la adsorción del oro, por otra parte cuando la solución rica proviene de lixiviar mineral transicional, esta solución primero se envía al circuito SART (sulfidización, acidificación, recirculación y espesamiento). El objetivo del proceso SART es recuperar el cobre y la plata de la solución rica proveniente del circuito CCD.

El diagrama de flujo del Proceso Gold Mill se muestra en la Figura 6.

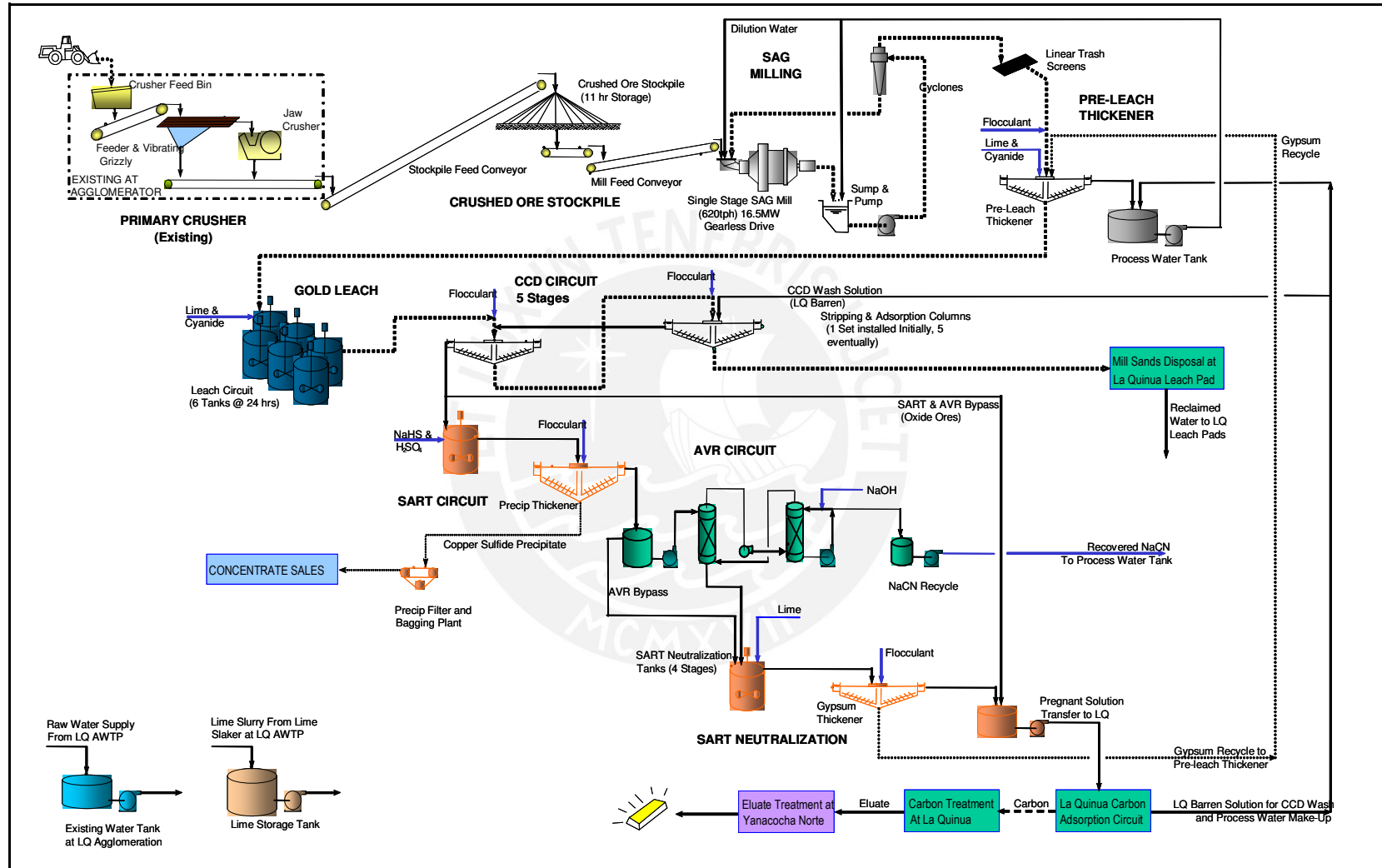


Figura 6: Diagrama de flujo del Proceso Gold Mill

2.8 Procesos Operativos Primarios

2.8.1 Perforación

Es la primera actividad del ciclo de producción en donde el alto nivel de detalle que se tenga, permitirá obtener resultados favorables que se reflejara en el resto de actividades unitarias.

En Minera Yanacocha, las perforadoras hacen taladros de 5", 7 7/8", 9 7/8" y 10 5/8" de diámetro, con profundidades de 10 a 24 metros de profundidad, uniformemente espaciados, según corresponda el tipo de malla de perforación.

Los modelos y cantidades de perforadoras que se tienen son los que se muestran en el cuadro 1.

EQUIPOS	MODELO	NOMBRE	CANTIDAD
Perforadoras	AC PV271	TD020 - TD028	9
	IR DML	TD010 - TD014	5
	IR ROCK DRILL L8	TD031	1

*Cuadro 1: Cantidad de perforadoras según tipo
Minera Yanacocha, Abril 2011*

Las perforadoras AC PV271 tienen el sistema de alta precisión HPGPS, y pueden perforar 15 m. en una sola corrida y con adición de barras hasta una profundidad de 28 m.

Para iniciar la perforación con las IR DML, los puntos de perforación tienen que ser marcados por topografía ya que estos equipos no cuentan con el sistema de alta precisión HPGPS y perfora en una sola pasada 10 m. y con adición de barra hasta 13 m.

Las perforadoras IR ROCK DRILL L8 realizan perforaciones inclinadas para Precorte. Estos equipos no realizan otra función específica.

2.8.1.1 Tipos de taladros

Los tipos de taladro que se perforan en los tajos van orientados al tipo de resultado que se quiere obtener, es así que se perforan tres tipos de taladros, como son: Precorte, Procedimiento y Producción. Esta distribución se presenta en el Gráfico 1.

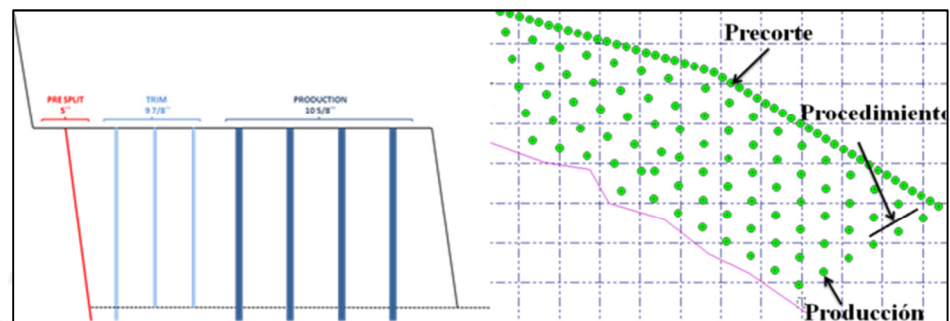


Gráfico 1: Tipos de taladros según propósito (Precorte, Procedimiento y Producción)
Izquierda (vista de perfil); Derecha (vista de planta)

Precorte

Este paquete de taladros tiene la finalidad de proteger las paredes del tajo, minimizando las vibraciones de la voladura.

En MYSRL los taladros se perforan con diámetros de 5", un espaciado de 1.8 m. con un Powder Factor de 1.0 – 1.3 kg/m². La perforación se realiza con las perforadoras ROC L8 en terrenos duros, en una posición inclinada de 65° a 75° pudiendo llegar a una profundidad aproximada de 30 m. (triple banco de 10 m. cada uno).

La voladura de los taladros de Precorte no genera volumen de material roto, solo crean una fractura en el macizo rocoso generando la cara del talud. Ésta sólo se realiza cuando el material es medio a duro (> 25 Mpa), cuando se tiene material suave (< 25 Mpa), no se realiza voladura de los taladros de Precorte.

Procedimiento

Este segundo paquete de taladros, cercanos a la pared son perforados con diámetros de 9 7/8", con parámetros de perforación específicos (burden, espaciamento y subdrill) según la dureza del material y son realizados por las perforadoras IR DML.

El diseño de los taladros de procedimiento contempla tres (03) filas denominadas Adyacente, 1ra Producción y 2da Producción. El objetivo de estas filas de taladros es dosificar el Powder Factor cercano a la pared, cada fila de taladros tiene un diseño diferente, los mismos que se muestran en el *Memo IM-M-156 "Cookbook de Perforación y Voladura, periodo Enero a Marzo 2010"* (en Anexos se encuentra la página que sirvió de referencia).

Producción

Es el paquete de taladros que sirve para fragmentar el macizo rocoso y entregar material roto a los equipos de carguío, la voladura de estos taladros busca generar una mayor fragmentación post voladura, por tanto, el Powder Factor debe generar la suficiente energía para superar la resistencia de tracción del macizo rocoso.

Las mallas de perforación para los distintos tipos de perforadoras, según el tipo de roca y tajo son los que se muestran en el *Memo IM-M-156 "Cookbook de Perforación y Voladura, periodo Enero a Marzo 2010"* (en Anexos se encuentra la página que sirvió de referencia).

La perforación de los taladros de producción se realiza con la perforadora PV 271 (con diámetros de 10 5/8"), en casos en los cuales la estabilidad del terreno no sea favorable a la perforadora PV 271, se realiza con la perforadora IR DML y se hacen taladros de 9 7/8" (buscando mallas equivalentes en Powder Factor).

2.8.1.2 Procedimiento de Perforación de mallas

Inspección del área a perforar

Los accesos al área de perforación, deben tener un ancho de 2 metros adicionales al ancho del equipo, deben contar con su berma de seguridad de 0.50m. y letreros que indiquen: “*Prohibido el ingreso área de perforación*” y “*Prohibido mover puntos de perforación*”. Al perforar cerca de cualquier talud, se debe verificar y evaluar que se encuentren estables.

Pisos

Las áreas entregadas por Operaciones (Carguío y Acarreo) para perforación, deberán estar bien niveladas. El piso como área de perforación debe ser uniforme, sin obstáculos, ondulaciones, ni formas irregulares; asimismo, debe estar libre de material suelto y contar con un fácil acceso. Del mismo modo debe contar con drenajes que eviten su inundación por lluvias.

Marcado de puntos a perforar

Esto se realizara si el equipo no cuenta con el sistema HPGPS. Los taladros a perforar deben estar bien identificados alineados y señalizados para realizar una correcta secuencia de perforación sin dejar taladros por perforar, según se muestra en la Figura 7.



Figura 7: Malla de perforación marcada en campo.

Minera Yanacocha, Tajo El Tapado

Inicio de perforación

Antes de iniciar la perforación se debe revisar el formato de malla con su respectiva leyenda, donde se indica: dureza del material, inclinación, profundidad requerida para la perforación de los taladros (Precorte, Procedimiento o Producción) También revisar el diámetro y tipo de broca requerida de acuerdo al diseño y dureza, según se muestra en el Grafico 2.

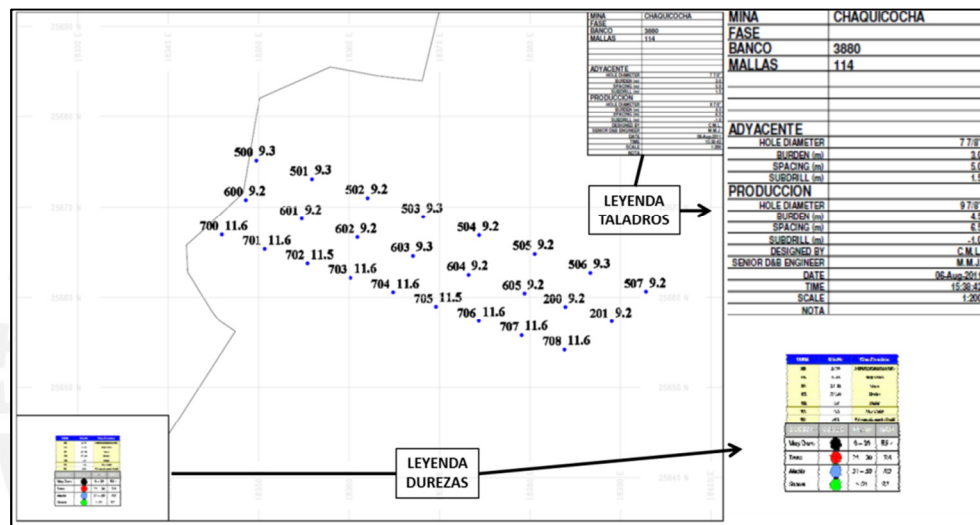


Grafico 2: Formato de Malla de perforación
Procedimiento, Tajo El Tapado, Banco 3432

La perforación de taladros se realizará con una secuencia ordenada, asimismo la perforadora se tiene que ubicar de manera perpendicular a la cresta. Asimismo, se tendrá en cuenta los parámetros de perforación que se muestran en el Cuadro 2, según el diámetro de broca a utilizar.

Diametro de broca 9 7/8"			
Peso maximo sobre la broca		Velocidad de rotacion	Presion de aire en cabina
Material Duro	65,000 Libras	80 - 90 RPM	Min. 45 psi, Max. 58 psi
Material Medio	50,000 Libras	90 - 100 RPM	Min. 45 psi, Max. 58 psi
Material Suave	28,000 Libras	100 - 110 RPM	Min. 45 psi, Max. 58 psi
Diametro de broca 10 5/8"			
Peso maximo sobre la broca		Velocidad de rotacion	Presion de aire en cabina
Material Duro	73,000 Libras	80 - 90 RPM	Min. 45 psi, Max. 58 psi
Material Medio	55,000 Libras	90 - 100 RPM	Min. 45 psi, Max. 58 psi
Material Suave	30,000 Libras	100 - 110 RPM	Min. 45 psi, Max. 58 psi

Cuadro 2; Parámetros operativos para perforación según dureza de material y broca de perforación

Estaqueo de Puntos Perforados

Al finalizar la perforación del taladro se realiza el estaqueo o identificación de taladro, en donde se consignan los siguientes datos: Número de malla, Número de taladro, Profundidad requerida según diseño, Profundidad perforada. Dejando la estaca al costado del taladro para la verificación del personal de voladura, según se muestra en la Figura 8.



Figura 8: Taladro estaqueado en operación

2.8.2 Voladura

La voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de los taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos, como son: fragmentación y desplazamiento.

2.8.2.1 Instalaciones y Equipos

Las instalaciones y equipos específicamente orientados a temas de voladura son los que se mencionan a continuación:

- Almacén de nitrato y emulsión Con una capacidad de almacenaje de 2,400 toneladas de nitrato y 350 toneladas de emulsión.
- Polvorines Se cuenta con polvorines para el almacenaje de los accesorios de voladura
- Camiones Fábrica Se trabaja con camiones Auger y Quadra

2.8.2.2 Agentes y Accesorios de voladura

ANFO

Mezcla de Nitrato de Amonio (94%) y combustible Diesel D2 (6%). El ANFO no tiene resistencia al agua, tiene baja densidad (0.78 – 0.81 g/cc), baja potencia, baja velocidad de detonación y no puede ser explotado por un solo detonador normal; posee un mejor acoplamiento a la roca, completa el llenado del barreno y posee un alto grado de seguridad.

Emulsión Matriz

Mezcla compuestas básicamente por una solución oxidante de Nitrato de Amonio y agua, por un combustible insoluble en agua, un agente emulsificante y por elementos sensibilizadores y potenciadores.

ANFO Pesado

Son mezclas de emulsión matriz y ANFO en diferentes proporciones, que permiten mejorar la potencia y aumentar la energía del explosivo,

así como darle resistencia al ANFO, ya que satura con emulsión los espacios libres entre los prills.

Estos ANFOs pesados se pueden preparar en diferentes relaciones de acuerdo a los requerimientos de la voladura, para Minera Yanacocha, los más comunes son:

- HA 30/70 (30% emulsión y 70% de ANFO),
- HA 40/60 (40% emulsión y 60% de ANFO),
- HA 50/50 (50% emulsión y 50% de ANFO) y
- HA 65/35 (65% emulsión y 35% de ANFO), para taladros con agua.

Accesorios de voladura

Entre los accesorios de voladura que se utilizan son: Fulminante balístico, Booster, Retardos de fondo, Retardos de superficie, Línea de Inicio, Cordón Detonante, Detonadores Electrónicos, etc.

2.8.2.3 Procedimientos de Voladura

Al iniciar el manejo de explosivos, es muy importante tener en cuenta los aspectos de seguridad; debido a eso se debe de cumplir estrictamente todos los procedimientos correspondientes a la operación de carguío de taladros y la ejecución de la voladura.

Procedimiento de coordinación de la operación

Una vez finalizada la perforación se debe de entregar el área perforada para proceder con el carguío de los taladros, la zona debe de estar señalizada con la inscripción “NO FUMAR” y otro con la inscripción “AREA CARGADA CON EXPLOSIVOS”, según se muestra en la Figura 10.



Figura 10: Zona señalizada en área de carguío de voladura

Identificación de taladros y distribución de accesorios

Cada taladro va estar con su número de taladro, profundidad de diseño y lo realizado en el cual se procede a distribuir los detonadores electrónicos, no eléctricos (Nonel) y el iniciador (Booster) en forma ordenada y separada en cada taladro, Verifique que el detonador no eléctrico o electrónico y el iniciador se encuentren distribuidos en direcciones opuestas con respecto al diámetro del taladro, según muestra la Figura 11.



Figura 11; Taladro con accesorios distribuidos alrededor.

Procedimiento para carguío de taladros

Se iniciará Instalando la conexión del Iniciador (booster) con el detonador pirotécnico y/o electrónico en los espacios del iniciador provistas para ello, y desplazando en forma axial sobre la columna del taladro.

Se colocara el iniciador como guía al camión mezclador para abastecer la mezcla explosiva al taladro, siempre en constante medición con la huincha métrica para obtener la altura de taco solicitado, e indicar al operador para que deje de abastecer.

Colocación de taco

Luego de concluir con el abastecimiento de explosivo al taladro, se guiara al camión de detritus para la descarga del taco, siempre verificando que el material tamizado usado en la colocación del taco sea de buena calidad y con el diámetro promedio requerido (1.0" a 1.5"). Un operador de piso siempre debe estar guiando la ubicación del camión de detritus para la colocación de taco, así como sus movimientos para ubicación en otros taladros y evitar que se pisen taladros (ver Figura 12).



Figura 12: Colocación de taco en taladro..

Amarre de malla

Se procederá con la distribución de retardos de superficie en la parte superior del taladro tapado siempre en una parte visible. Se revisara la orientación de cada uno de los retardos en todas las filas a disparar. Se conectará primeramente los retardos entre filas (Líneas Troncales, las cuales deberán conformarse por 2 unidades por periodo), para después proceder a conectar los retardos entre taladro y taladro, asegurándose que estén conectados y sujetos a su block de forma segura y

teniendo en cuenta que la capacidad máxima, es de 6 conectores por block (según recomendación del fabricante).

Finalizado el amarre se verificará que las conexiones estén seguras y que la calidad del material este en perfectas condiciones. Así la malla quedara lista para ser disparada.

Cierre de accesos e inicio de voladura

De acuerdo a la zona de influencia de la voladura se coordinará con los vigías para realizar los bloqueos, el cual deben contar con una paleta que diga “ALTO DISPARO”, asimismo se comunicara por radio, se realizara la alarma mediante una sirena por las vías de acceso a la zona de voladura. Luego que el Supervisor de Voladura encargado verifique que la zona cercana a la voladura en un radio de 500mts. este liberada, se procederá a realizar el conteo regresivo para realizar la voladura.

Fin de voladura

Luego de transcurridos 5 minutos después de la voladura y que no hayan humos (visibles) se ingresará al área volada para verificar la conformidad de la voladura; asimismo los asistentes de campo (Voladura) realizarán una inspección rápida en el área volada, donde verificaran la detonación de todos los retardos de superficie y reportarán por radio al Supervisor de Voladura la detonación de todos los taladros. Para dar por concluido el proceso, el Supervisor de Voladura comunicará radialmente la conformidad del disparo para proceder a despejar el acceso bloqueado y término del proceso de voladura.

2.9 Marco Teórico a desarrollar

2.9.1 Mejora de la Fragmentación

Cuando la frecuencia de fracturas en la masa rocosa es alta, es más fácil de obtener fragmentación fina y los factores de energía asociados con la voladura

tienden a ser bajos. Rocas duras altamente diaclasadas o fracturadas se comportan muy similar a rocas más blandas y más débiles.

La combinación de roca y discontinuidades se puede considerar y modelar como una ruma de bloques mantenidos juntos por una combinación de la cohesión de la superficie de las diaclasas, el coeficiente de fricción de las superficies de las diaclasas y los esfuerzos actuando en los bloques (ya sea esfuerzos hidrostáticos en aplicaciones de superficie o una combinación de esfuerzos hidrostáticos o tectónicos en aplicaciones subterráneas profundas).

Autores como McKenzie (1984) y el ISEE (1998) han sugerido que para lograr la máxima utilización de la energía del explosivo en el proceso de fragmentación es necesario equiparar la impedancia del explosivo lo más cercana posible a la impedancia de la roca. La impedancia se define como el producto de la velocidad y la densidad. Para el explosivo, la impedancia se refiere al producto de la densidad en el taladro y a la velocidad de detonación, mientras que en la roca la impedancia se define como el producto de la velocidad de las ondas P y la densidad. Luego, para una máxima fragmentación:

$$\rho_{\text{exp}} * VOD = \rho_{\text{roca}} * V_p$$

Dónde:

ρ es la densidad,

VOD es la velocidad de detonación del explosivo

V_p es la velocidad de la onda P de la roca.

Basado en el deseo del igualamiento de las impedancias, rocas masivas y de alta resistencia (con velocidades P en el rango de 4,500 a 6,000 m/s) se fragmentan mejor con un explosivo con alta densidad y alta velocidad de detonación. La impedancia de los explosivos nunca alcanza la impedancia máxima de la roca, debido a la baja densidad de los explosivos comerciales.

Muchas rocas, sin embargo, más que fragmentación requieren desplazamiento y para este tipo de rocas la utilización de la energía de choque

es de importancia secundaria comparada con la generación y utilización de la energía de levantamiento (heavy). Estas rocas se benefician del uso de explosivo de baja velocidad de detonación y es en esta aplicación que el uso de explosivos aluminizados se adecua mejor.

2.9.2 Control de la Fragmentación

Los retardos ayudan a la fragmentación al introducir una acción de corte entre los taladros adyacentes. Si una fila de taladros se inicia simultáneamente, las grietas que crecen entre los taladros se favorecen, con poco crecimiento delante de los taladros hacia la cara libre. Bajo estas circunstancias, el burden tenderá a moverse como una hoja de roca, con poca fragmentación en el burden.

Al retardar la detonación de un taladro adyacente, un taladro debe cortar un segmento de roca lejos de la masa principal de roca, proporcionando una fragmentación mejorada. Desarrollando más este argumento, el intervalo óptimo se relaciona con la velocidad del movimiento de la masa rocosa. Si la masa rocosa se mueve muy lentamente, se requerirá un intervalo de retardo más largo para efectuar el efecto de corte. Intervalos de retardos mayores que el tiempo necesario para una separación efectiva de un taladro de la masa principal de roca, no ayudarán a la fragmentación.

En la práctica, la velocidad del movimiento de la roca depende fuertemente del módulo de la roca y del grado de diaclasamiento. Tipos de rocas muy duras, masivas, se moverán con una velocidad más alta que una masa rocosa débil, altamente fracturada. Los parámetros de perforación con burden pequeño también tendrán altas velocidades de burden en relación con mallas con burdens más grandes. La masa rocosa y la malla, por lo tanto, determinan el intervalo óptimo para la fragmentación.

El control de la fragmentación requiere que los taladros detonen en una secuencia controlada. La selección de los retardos por lo tanto está

influenciada por el sistema de iniciación usado. Por ejemplo, el uso de un retardo de superficie de 17ms en combinación con uno dentro del taladro de 1000ms no es aconsejable, puesto que la dispersión de la unidad dentro del taladro probablemente excederá el intervalo del retardo de superficie, lo que resultará que el taladro detone fuera de secuencia.

2.9.3 Resultados de la Fragmentación

En muchos aspectos, este debe ser uno de los índices principales del funcionamiento del explosivo, ya que directamente mejora uno de los objetivos principales de la voladura: el requerimiento de fragmentar la roca para facilitar una excavación y remoción rápida.

Sin embargo, la medición de la fragmentación de la voladura es uno de los puntos más difíciles que encaran los técnicos en voladura. La tecnología moderna está investigando los métodos de fotografía automática y el escaneo de imagen de videos, pero a la fecha no existe un método barato o simple y pocos grupos técnicos están preparados para cribar mecánicamente la pila completa de una voladura, que puede tener entre 10.000 a 1.000.000 de ton.

Parámetros críticos de diseño, tales como el diámetro del taladro y la separación de los taladros se pueden estimar usando un conjunto de modelos y ecuaciones simples, pero estos deben ser sólo considerados como estimaciones iniciales. La sintonía fina y la optimización de diseños, requiere un conocimiento más íntimo de la interacción compleja entre el macizo rocoso local y el explosivo usado. Este conocimiento más íntimo puede venir sólo de mediciones cuantitativas y monitoreo de los resultados de la voladura.

Con instrumentación moderna ahora rápidamente disponible para los especialistas en voladura, es frecuentemente posible ubicar sensores alrededor de la voladura de manera que la detonación de cargas individuales se pueda monitorear. El procedimiento se describe generalmente como “monitoreo de

voladura” y se refiere a cualquier forma de registro y que se efectúa durante el período en que la malla de voladura se inicia y detona.

Los procedimientos técnicos de monitoreo son:

- **Monitoreo de eventos;** diseñado para detectar la iniciación o detonación de cada carga o cargas seleccionadas en la malla de voladura.
- **Monitoreo del funcionamiento;** diseñado para proporcionar información concerniente a la eficiencia con que cada carga detona y la efectividad de la interacción explosivo / roca.
- Ambas técnicas se usan para identificar aspectos del funcionamiento de la voladura que pueden impactar significativamente en la fragmentación. Ellos pueden, por lo tanto, ser considerados como indicadores indirectos de la fragmentación.

2.9.4 Tipo de Secuenciamiento

Posiblemente no hay cuestión sobre la que exista mayor desacuerdo en el mundo de la voladura que el retardo para obtener la fragmentación más fina. Los retos más importantes en lo que afecta a la granulometría de la roca fragmentada parecen ser los entre taladros y entre filas, dado que mediante ellos se puede ajustar la intensidad de las tensiones en varias partes de la voladura. “*Los retardos entre decks se emplean generalmente para el control de las vibraciones o de la forma de la pila*” Konya (1995), más que para el control de la distribución de la pila.

Existen dos paradigmas un tanto diferentes respecto al retardo óptimo entre taladros, aunque ambos dan mucha importancia a las interacciones de cargas adyacentes. Los estudios de Rossmanith (2002, 2003) y Vanbrabant (2006) resumen el primer paradigma apuntando a tiempos de retardo entre taladros de sólo unos milisegundos, basado en la gran intensidad de redes de fracturas que

pueden obtenerse si el retardo se ajusta para alcanzar la máxima interacción de las ondas de compresión o de cizalla en la zona de la roca entre taladros.

Este enfoque es una práctica común en las grandes operaciones a cielo abierto en Chile y Perú (por citar algunos países), resultando, por ejemplo, en la utilización de retardos entre taladros típicamente del orden de 2 a 10 ms (con burdens del orden de 6 a 10 m). Vanbrabant (2006) presenta datos granulométricos medidos que apoyan el empleo de tiempos muy cortos, tanto entre taladros como entre filas, en voladuras a gran escala en la mina de Chuquicamata, parte del complejo Codelco Norte (Chile). Este paradigma de secuenciación sugiere que la granulometría más fina se alcanza con retardos entre taladros de entre 0.2 y 1 ms por metro de burden.

Ciertos modelos de ondas primaria analizados por McKenzie (2007) apuntan a una tendencia similar en la intensidad de vibración con la reducción de los tiempos entre taladros. Debe tenerse en cuenta que este enfoque solamente contempla el aumento en el refuerzo de las ondas e ignora otros procesos posteriores de fracturación que tienen lugar durante los primeros milisegundos de la voladura.

El segundo paradigma reivindica que los procesos de fracturación posteriores juegan un fuerte papel en determinar la fragmentación de la pila. Las ondas de tensión interactúan con las redes de fracturación producidas por cargas precedentes y la secuenciación de los taladros que salen; después depende de la dinámica de generación de estas redes. Los trabajos llevados a cabo tanto en el campo como en pruebas de laboratorio por Aler & Du Mouza (1996), y Katsabanis (1996, 2006) apoyan la importancia de este proceso de fracturación posterior y demuestran que el retardo entre taladros para maximizar el proceso de fragmentación es del orden de 3 a 10 ms por metro de burden. Stagg & Rholl (1987) sugieren que el proceso de fragmentación de cada taladro debe haberse completado antes de que salga el siguiente taladro, y que la fragmentación tiene lugar en dos procesos distintos: las ondas de tensión desarrollan una red de fracturas en una zona relativamente pequeña alrededor del taladro y la presurización del gas extiende las fracturas radiales hacia la

cara libre. Sugieren igualmente que el retardo entre taladros no debe ser menor que aproximadamente 2.3 ms/m de burden.

Katsabanis & Liu (1996) observaron que la fragmentación en la cara libre en pequeñas voladuras en bancos de granito se producían dentro de aproximadamente 2 ms/m de burden, pero que la fragmentación continuaba debido a la acción del gas hasta tiempos de 9 ms/m de burden. El estudio de Katsabanis (2006), cuyos resultados se resumen en el Gráfico 3, es particularmente interesante porque también considera el mismo intervalo de retardos muy cortos propugnados por los partidarios del primer paradigma (0.2 a 1 ms/m de burden) y a pesar de ello estos autores concluyen que no pudieron encontrar pruebas de que los retardos cortos producen una granulometría más fina y que ésta se consigue mediante tiempos de retardo mayores (de hasta 10 ms/m de burden). Los resultados de Katsabanis (2006) muestran también claramente que tiempos de retardo entre taladros excesivos, resultarán en granulometría más gruesa y que para granito, esto está de acuerdo con tiempos de retardo entre taladros mayores de unos 10 ms/m de burden.

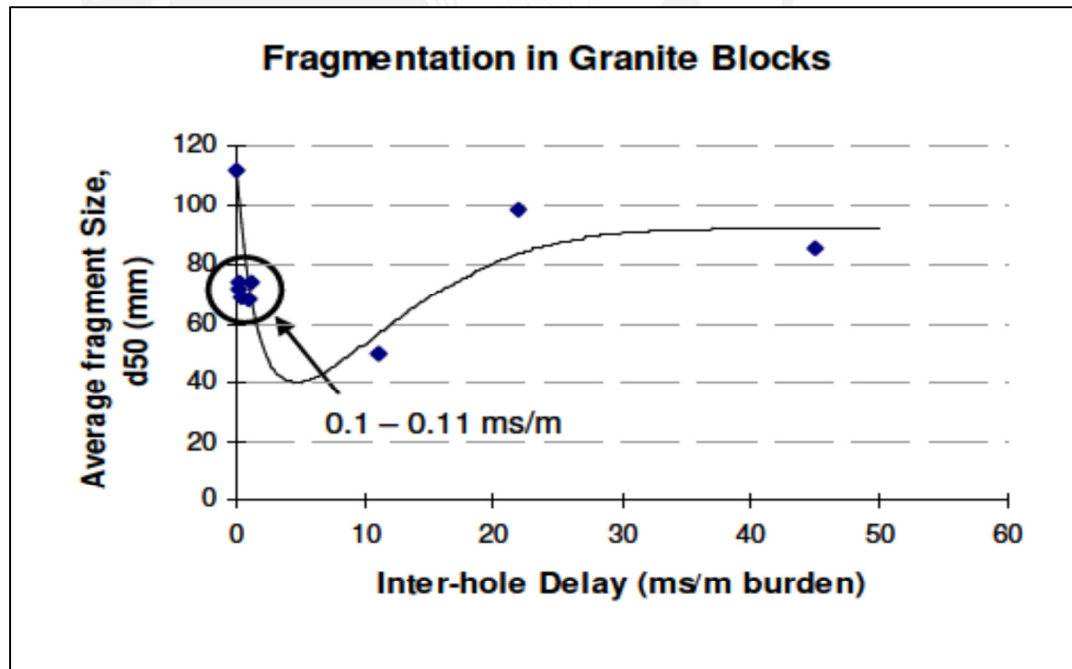


Gráfico 3: Fragmentación obtenida en ensayos a pequeña escala con bloques de granito con tiempo de retardo entre taladros variable (según Katsabanis, 2006)

Cunningham (2005) propuso una relación entre el tamaño medio de fragmento y el retardo entre taladros para la mayor fragmentación, basada en los resultados de ensayos a pequeña escala realizados por Bergman (1983) en grandes bloques sin grietas, como se ilustra en la Grafico 4.

En esta relación, la granulometría se hace más gruesa de forma abrupta para tiempos de retardo inferiores al óptimo y también de forma más suave para tiempos de retardo mayores que el óptimo. La línea de tendencia propuesta no es muy diferente de lo que se puede ver a partir de los datos de Katsabanis (2006) a lo largo del intervalo de tiempos de retardo de 0 a 10 ms/m, según la curva superpuesta en la Grafico 3. Los estudios de Katsabanis (2006) y Bergmann (1983) en condiciones ideales (sin grietas) muestran ambos que tiempos de retardo muy cortos producen granulometría más gruesa. Los estudios de Katsabanis (1996) y Stagg & Rholl (1987) muestran ambos que tiempos de retardo cortos producen granulometría gruesa en masas rocosas con juntas y discontinuidades.

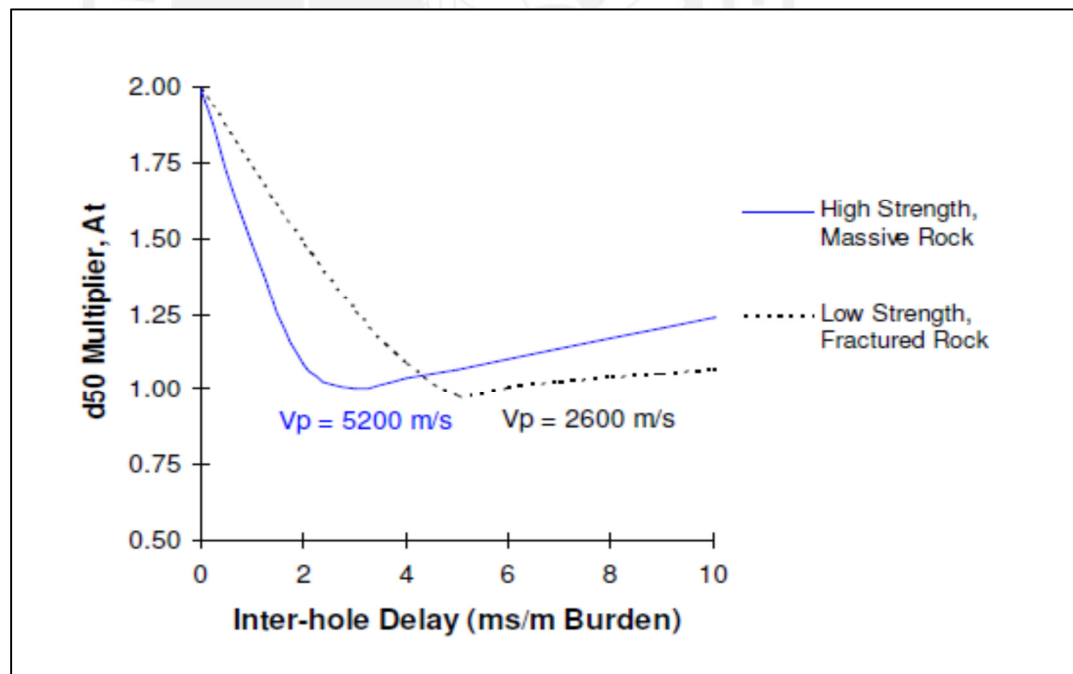


Gráfico 4: Línea de tendencia de la fragmentación vs. retardo entre taladros propuesta por Cunningham (2005).

Modificada de la Figura XX del artículo original normalizando el eje vertical.

Katsabanis (2006) concluye de sus estudios que hay un intervalo de tiempos de retardo entre taladros para el que la granulometría es la más fina y que el factor que tiene más impacto en ella es probablemente la precisión de los tiempos de los detonadores, más que la capacidad de detonar taladros con intervalos muy cortos. Es muy posible que la dispersión natural de tiempo de los retardos pirotécnicos sea suficiente para anular los potenciales beneficios de cualquier optimización basada en el esquema de iniciación. Las técnicas de modelización de la fragmentación deberán incorporar esta influencia potencialmente negativa.

Estos trabajos combinados sugieren que la granulometría más fina tendrá lugar con retardos entre taladros superiores a 8 ms para canteras en general y de más de 15 ms para minería a gran escala.

2.9.5 Detonadores Electrónicos

En distintos trabajos, Vanbrabant & Espinosa (2006), Davila & Quiroz (2010) y Aguilera & Campos (2008) por citar algunos, se ha demostrado la capacidad del manejo de los tiempos de retardos para afectar fragmentación, daño al macizo rocoso cercano, resistencia de la roca post voladura, consumo de energía en la trituración y molienda de la roca volada, forma de la pila de roca volada, eficiencia en el proceso de excavación, producción de proyecciones de roca y velocidad del desplazamiento del banco; además de la mezcla de bloques adyacentes de mineral y lastre (dilución) y los impactos medio ambientales de la vibración, sobrepresión del aire y generación de polvo. En términos generales se ha observado que la acción de retardos y su adecuada gestión o manejo ofrece oportunidades para optimizar virtualmente todos los aspectos del proceso de la voladura y sus impactos sobre los procesos aguas abajo.

El rango de separación de tiempos de interacción entre distintas cargas logrado por retardo varía entre decenas de milisegundos hasta segundos. Los métodos empleados para conseguir esta separación temporal entre interacciones depende del sistema de iniciación utilizado, de los cuales existen esencialmente dos: pirotécnicos y electrónicos.

Para el caso de retardos pirotécnicos, el tiempo de retardo entre la recepción de la señal de iniciación y la posterior detonación de la carga base se logra por la vía de la combustión muy controlada de longitudes variables de compuestos químicos, especialmente formulados y preparados. Al final de este tren de combustión se ubica una pequeña carga de alto explosivo que detona al entrar en contacto con la frente de combustión del compuesto químico del retardo. El tiempo necesario para detonar la carga base depende de la precisión con la cual se ha preparado el compuesto químico en términos de composición y corte (o dosificación, según la metodología de fabricación) y la variabilidad característica en los tiempos de detonación, típicamente tiene una desviación estándar en el rango de 1 a 2.5% del tiempo promedio del lote de fabricación.

Esta variabilidad puede acercarse a 10% para el caso de los retardos de tiempos cortos pirotécnicos utilizados para la superficie de las voladuras, con tiempos menores a 40ms. Por lo tanto se puede estimar la desviación estándar de tiempos de iniciación para retardos pirotécnicos comercialmente disponible, en el rango de 1ms a 40ms aproximadamente.

Para el caso de retardos electrónicos, se controla el tiempo de iniciación a través de una señal enviada por un micro-chip ASIC (Circuito Integrado de Aplicación Específica) para descargar un condensador de alta energía a través del componente de ignición en el instante exacto programado, respecto al momento de recibir el comando de iniciarse. La variabilidad en los tiempos de iniciación de retardos electrónicos es muchísimo menor que el caso de retardos pirotécnicos. Generalmente se les asigna una desviación estándar en el rango de 0.1ms a 0.5ms a los electrónicos, independiente del tiempo nominal programado, aunque algunos fabricantes describen la desviación para tiempos mayores en términos de un porcentaje fijo del tiempo nominal programado. La pequeña variabilidad se asocia con el tiempo finito requerido para activar el elemento incandescente de ignición (cerilla) dentro de la estructura ensamblada del detonador.

El Gráfico 5 presenta una comparación entre distribuciones de tiempo de detonación para retardos electrónicos y pirotécnicos para dos distintos tiempos nominales de iniciación ($\mu = 100\text{ms}$, $\sigma_{\text{pyro}} = 2.5\text{ms}$, $\sigma_{\text{elec}} = 0.5\text{ms}$; $\mu = 1000\text{ms}$, $\sigma_{\text{pyro}} = 9\text{ms}$, $\sigma_{\text{elec}} = 0.5\text{ms}$).

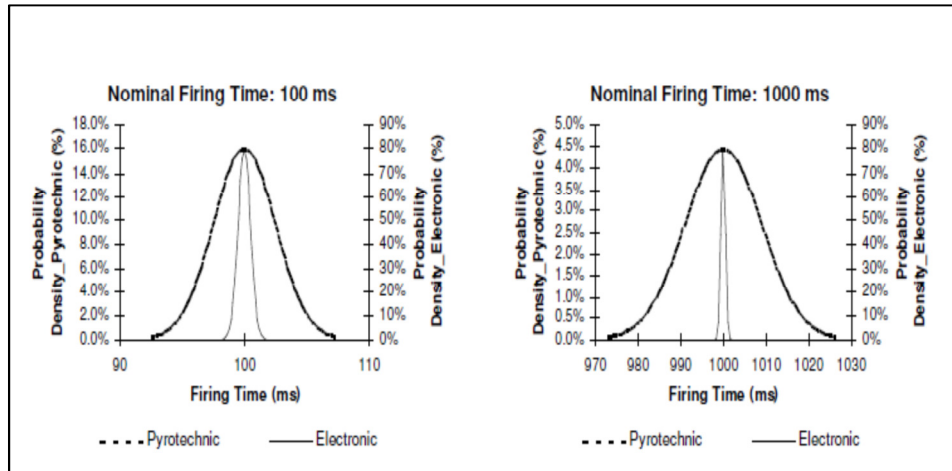


Gráfico 5: Típicas curvas de distribución de tiempos de detonación para retardos pirotécnicos y electrónicos (asumiendo una distribución Normal para la variabilidad en tiempos de detonación).

A diferencia de los retardos electrónicos, la precisión de los sistemas de iniciación pirotécnica también se ve afectado por la longitud del tubo de choque que lleva la señal de iniciación hasta el detonador. Puesto que la velocidad de propagación de la señal de iniciación es relativamente baja (alrededor de 2000 m/s) al existir diferencias significativas en la longitud del tubo (por ejemplo: al usar detonadores de fondo y en la parte superior de columnas largas de explosivo) se puede esperar diferencias importantes en los tiempos de detonación de la carga explosiva (un factor que se olvida frecuentemente en los procesos de diseño y modelización de la voladura).

La selección de tiempos de retardos es considerada por un grupo muy amplio de investigadores y profesionales de la industria como una influencia fundamental sobre muchos y distintos resultados de la voladura. Por ende se puede proponer que la habilidad de controlar y manejar los resultados de la voladura depende, intuitivamente de la capacidad técnica de controlar el tiempo de detonación de las cargas individuales dentro de la voladura. Esta capacidad

de control es obviamente mucho mayor en el caso de usar sistemas de iniciación electrónica que con productos pirotécnicos.

Por lo tanto, el tiempo de retardo “óptimo” depende del enfoque particular de la operación de la voladura (fragmentación, daño, impacto ambiental, desplazamiento de la pila volada, etc.) y el nivel de éxito de la voladura dependerá de la capacidad de estimar e implementar los tiempos de retardo más apropiados. Es muy probable que la consistencia en resultados logrados esté estrechamente ligada a la capacidad de estimar correctamente y lograr en forma consistente los tiempos más apropiados. De ahí viene la necesidad de contar con reglas, relaciones o modelos que puedan facilitar la estimación de los tiempos adecuados para cada tipo de resultado de la voladura, en función del diseño de la misma, condición del macizo rocoso y características del explosivo.

Para el caso de los sistemas de iniciación pirotécnica, la variabilidad natural o desviación estándar de los tiempos de detonación asociada con cada uno de estos elementos de retardo se exagera con la interconexión de cada uno con el fin de lograr el tiempo final deseado para cada carga. Los sistemas electrónicos, al contrario, solamente involucran un solo elemento, mucho más preciso, de retardo para alcanzar el mismo objetivo.

CAPITULO III

3. PLANTEAMIENTO DE HIPÓTESIS

3.1 Planteamiento del problema

La problemática surge al detectar que en los primeros meses del año 2011, en el throughput de la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill de Minera Yanacocha se observa un decrecimiento respecto de los últimos meses del 2010. Al hacer el seguimiento del stock pile, se detecta que hay mineral proveniente del tajo El Tapado (históricamente cuando la Planta Gold Mill ha procesado mineral de este tajo, siempre hubo un decrecimiento del throughput), lo que llamo la atención era que en los planes de minado del año 2011, el 80% de mineral que abastecería la Planta Gold Mill sería del tajo El Tapado con un contenido de 225 koz de Au, esta condición no era favorable para lograr los objetivos de producción de Minera Yanacocha para el 2011.

El análisis de la problemática se trabajó con un equipo multidisciplinario que abarco las áreas de Planeamiento, Geología, Geotecnia, Ingeniería de Perforación & Voladura y Procesos. Cada área apporto uno o dos expertos que se encargaron de analizar y controlar sus indicadores en sus áreas respectivas.

Los trabajos que se realizaron se dividieron en tres grupos y sirvieron para identificar los procesos, analizar sus indicadores, medirlos, mejorarlos y controlarlos de manera que el proyecto de mejora sea sostenible en el tiempo.

La estructura de los trabajos se manejó de la siguiente forma:

Definición y análisis; esta parte del análisis nos sirvió para poder estudiar el problema, identificar las “posibles causas básicas”, es decir, identificar que etapas del proceso estaban afectando al mismo y que indicadores debemos de tener en cuenta para poder mejorar y controlar.

Planteamiento de Hipótesis; en esta etapa del análisis, solo se trabajó con los indicadores a los cuales se debe hacer seguimiento, es aquí donde se plantea la hipótesis a aplicar, considerando la teoría desarrollada en capítulos anteriores.

Desarrollo de actividades; esta es la etapa en la cual se trabajaron todas las hipótesis planteadas en el análisis anterior. Solo se desarrollaron las actividades más importantes y que signifiquen un impacto rápido y favorable a la mejora de la fragmentación (*esta etapa será desarrollada en el siguiente capítulo*).

Monitoreo y control de resultados; esta es la parte final del análisis, solo se revisarán los resultados a partir de los cambios efectuados en el proceso y como es su sostenibilidad en el tiempo (*esta etapa será desarrolla en otro capítulo*).

3.2 Definición y análisis

3.2.1 Recopilación de data histórica del throughput en la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill

Objetivo

- Analizar la data y ubicar los períodos donde hubo un decrecimiento del throughput.
- Identificar las posibles causas a través del tiempo.

Desarrollo

El período de análisis fue desde Agosto del 2008 hasta febrero del 2011 (que se detectó el problema). No se analiza desde Marzo 2008 hasta Agosto 2008, porque la Planta Gold Mill durante ese periodo trabajo con material que tenía acumulado en el stock pile y que había sido almacenado de diferentes tajos y en diferentes periodos.

Esta etapa fue desarrollada por el especialista del área de Procesos, quien revisó todos los throughputs diarios a través del tiempo, así como la fragmentación diaria que ingresaba a la Chancadora Primaria (F80) para poder relacionarlos, ver Gráfico 6.

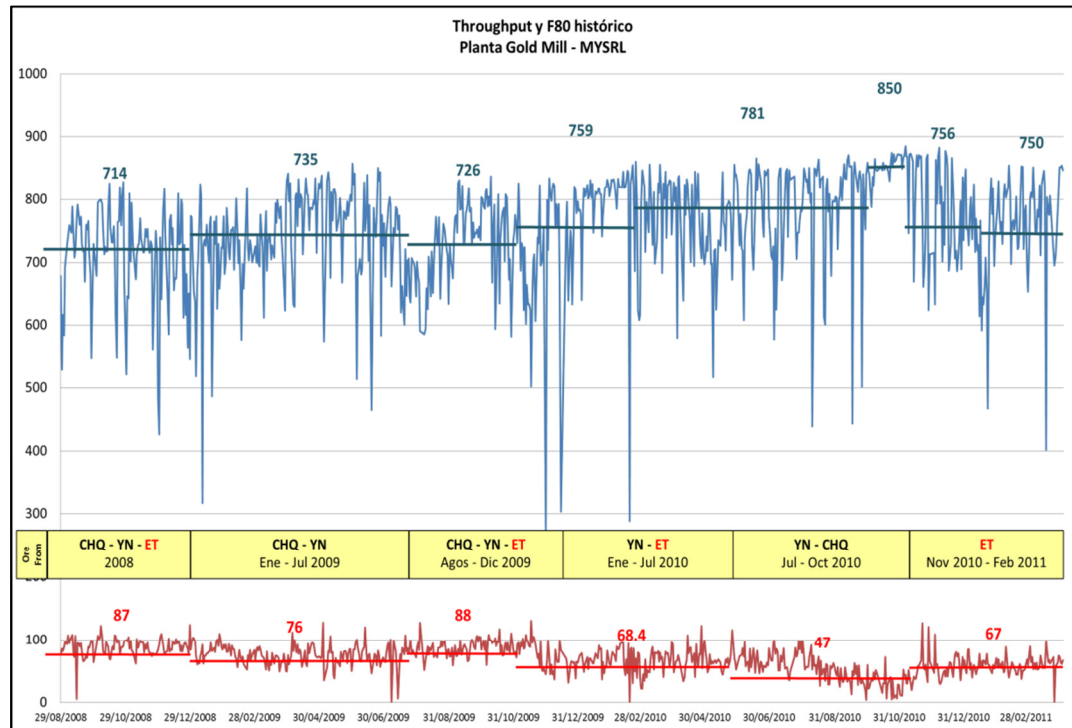


Gráfico 6: Evolución histórica del throughput de Chancadora Primaria y sus respectivos F80.

El Gráfico 6 muestra la evolución en el tiempo del throughput en Toneladas/hora (líneas azules) y del F80 en milímetros (líneas rojas), asimismo, muestra los tajos de procedencia del material que se almacena en los stock pile para abastecer la Planta Gold Mill.

Cabe mencionar que existe una relación inversamente proporcional entre estos datos (throughput y F80), ya que a medida que el throughput de la Chancadora Primaria aumenta, el tamaño F80 (promedio) que lo alimenta reduce su medida, es decir, a material fragmentado más pequeño, mejor throughput.

Otro punto interesante de mencionar es la procedencia del material existente en el stock pile y que abastece a la Planta Gold Mill, analizando los periodos de Agosto 2008 a Diciembre 2009 tenemos tres periodos en los cuales contamos con materiales de diferentes tajos, el segundo periodo, de Enero a Julio 2009, tenemos material únicamente de los tajos Chaquicocha y Yanacocha, por tanto, podemos apreciar dos cosas interesantes, que el throughput es alto (734 tn/hr) y que el F80 es el menor (76 mm.), esto considerando el periodo anterior. La misma situación ocurre en el periodo de Julio a Octubre del 2010. En consecuencia, cuando ingresa material que proviene del tajo El Tapado tenemos problemas con el throughput y el F80 aumenta.

Resultados

Durante los meses de Agosto a Noviembre del 2008 se obtuvo un throughput promedio de 714 Ton/hr y durante los meses de Setiembre a Noviembre del 2009 se tuvo un throughput de 726 promedio de Tn/hr. Asimismo, el F80 promedio del material fragmentado durante este periodo fueron altos (entre 87 y 88 mm.), lo cual indica que existe una relación inversamente proporcional entre el throughput y el F80.

Estas mediciones nos sirvieron para identificar que en los periodos de bajo throughput, el material fragmentado que suministraba la Planta Gold Mill provenía del tajo El Tapado.

En el periodo de Noviembre 2010 a Febrero del 2011, se tuvo también presencia de material del tajo El Tapado en el proceso de la Planta Gold Mill, sin embargo, el throughput se mantuvo en un promedio de 750 y 756 Tn/hr, esto fue debido a que se había activado un nuevo motor de ciclones

Conclusiones:

De esta primera parte podemos sacar nuestras primeras conclusiones:

- El throughput de la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill depende inversamente de la fragmentación del material volado (a menor fragmentación, mayor throughput).

- Cuando tenemos material fragmentado en el stock pile y que proviene del tajo El Tapado, el throughput disminuye y el F80 aumenta, esta condición no es favorable para la Planta Gold Mill.
- Se debe analizar que ocurre en el proceso de perforación y voladura del tajo El Tapado para mejorar la fragmentación e identificar oportunidades de mejora.

3.2.2 Mapa de Procesos para entregar material fragmentado a la Planta Gold Mill

Objetivo

- Representar gráficamente la estructura y relación de los diferentes subprocesos del sistema de gestión para entregar el material fragmentado a la Planta Gold Mill.
- Identificar la línea operativa, añadir las áreas de soporte a la línea operativa y la de dirección, así como añadir los ingresos que necesita cada subproceso y que no hayan sido identificados.

Desarrollo

El Gráfico 7 muestra todo el mapa de subprocesos que sigue Minera Yanacocha para obtener el material fragmentado para la Planta Gold Mill.

Asimismo, se muestran todas las áreas que intervienen en el proceso general; nos indica cuáles son las entradas que necesitan cada área y cuál es el producto que entrega y quienes son los receptores.

Existen siete (07) áreas que intervienen en todo el proceso y veintisiete (27) subprocesos, con seis (06) sesiones de toma de decisión. Cuando se revisó este mapa de subprocesos con todo el equipo, se identificaron cuatro (04)

subprocesos que son de importancia para mejorar la fragmentación del material volado, como son:

- Mapeo Geotécnico Geotech
- Diseño Especial Gold Mill Drill & Blast Eng.
- Diseño de Carga Voladura Drill & Blast Eng.
- Diseño Secuencia Detonación Drill & Blast Eng.

Resultados

Es en base a estos subprocesos claves es que vamos a centrar nuestros trabajos e hipótesis. Las condiciones geológicas y geotécnicas de la roca existente en el tajo El Tapado no cambiarán, por lo tanto se requiere un estudio más detallado de la misma, este estudio será realizado por el experto de Geotecnia, quien básicamente facilitará mayor información, aquí aún no se planteará ninguna hipótesis. Es en el área de Ingeniería de Perforación y Voladura donde se realizarán los trabajos de mejora, planteando algunas hipótesis (medulares en este trabajo).

Conclusiones

- Se deberá realizar un análisis más detallado de la caracterización geotécnica de la roca del tajo El Tapado.
- Se plantearán hipótesis para mejorar la fragmentación en base a cambios en perforación y voladura.

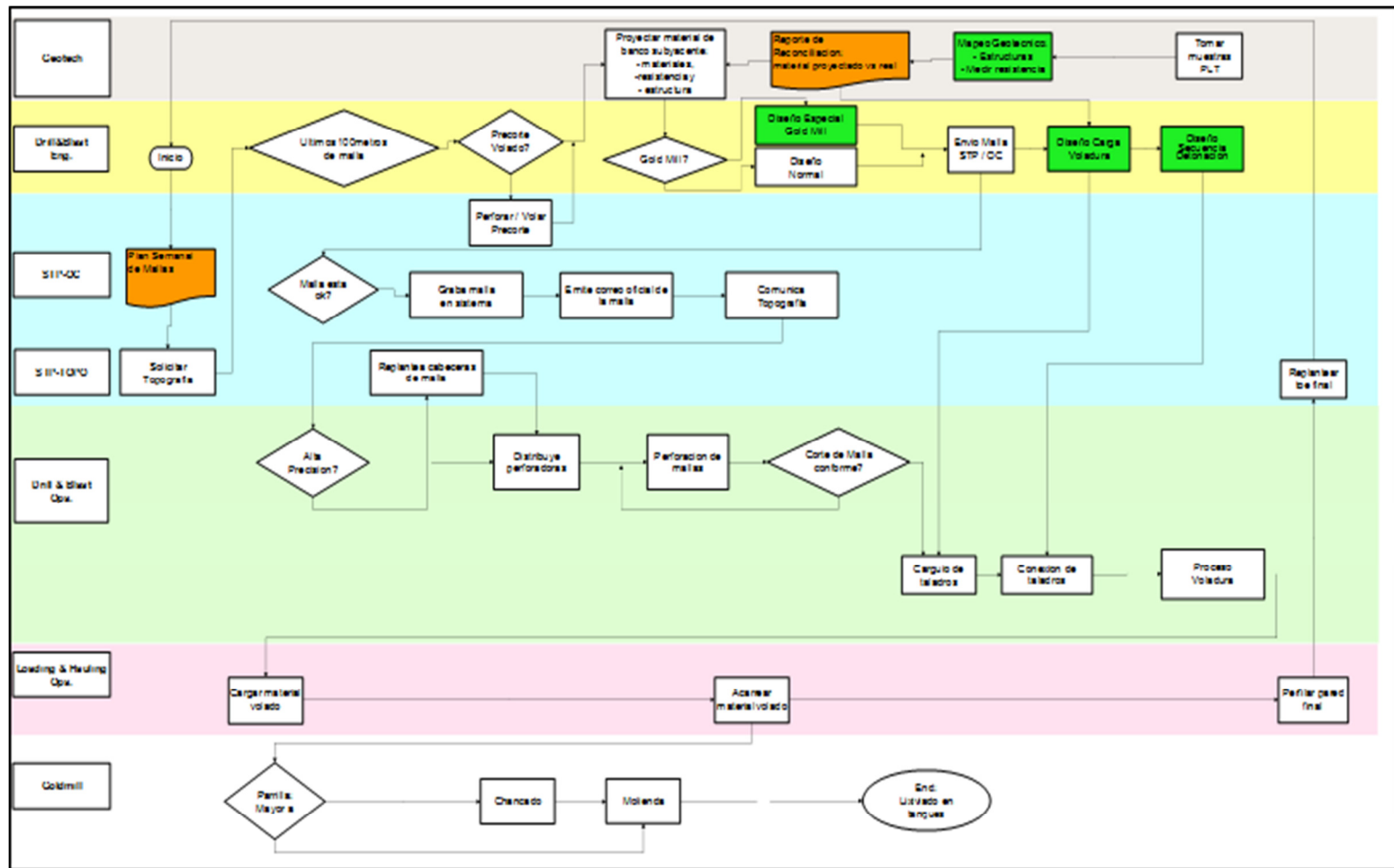


Gráfico 7: Mapa de subprocesos para obtener material fragmentado a Planta Gold Mill

3.2.3 Antecedentes Geológicos y Geotécnicos de la roca del tajo El Tapado

Objetivo

- Conocer más detalle geotécnico (UCS, tipo de fractura, tipo de roca según ISRM) de la roca existente en tajo El Tapado.

Desarrollo

Se tomaron muestras aleatorias de terreno (de los bancos en operación), las cuales sirvieron para revisar la roca y realizar pruebas de dureza, cuyos resultados se muestran en el Cuadro 3.

Al respecto del tipo de roca, se encontró que hay predominancia de roca tipo sílice masiva con presencia de brechas hidrotermales, en algunos tramos contaminado con argílico (en poca cantidad, un 20% aprox.). Las fotografías de algunas muestras características se muestran en la Figura 13.



*Figura 13: Muestras de Roca Sílice Masiva
Tajo El Tapado, Marzo 2011*

Con las muestras obtenidas se realizaron los ensayos de dureza de roca, mediante el “Ensayo de Índice de Resistencia de Carga Puntual” en el Laboratorio de Geotecnia.

UCS Tajo El Tapado																									
Fecha de ensayo	Ubicación de muestreo	Tipo de Alteración Roca	Observ.	Coordenadas		Banco	Polígono	N° Muestra	Altura		Longitud		Ancho		Ancho Prom.		Fuerza	Tipo de Fractura	Diametro Equivalente	Ind. Carga Puntual I ₅	Ind. Carga Puntual I ₅₀	UCS	ISRM	Resultado del Ensayo	Ensayado Por
				Este	Norte				H	L	W1	W2	W	P											
															(cm)	(cm)									
17-Mar-11	Tajo El Tapado	SM	Material volado.	12627	25706	3420	280	M-1	3.80	10.50	5.30	5.30	5.30	22.00	M	25.84	8.58	8.83	207.09	R5	BUENO	WYLER			
								M-2	3.70	8.80	5.60	5.50	5.55	16.00	M	26.15	5.74	5.80	139.16	R5	BUENO				
								M-3	4.50	9.20	5.10	5.60	5.35	27.00	M	30.85	8.81	9.22	221.36	R5	BUENO				
								M-4	4.40	8.60	4.50	4.70	4.60	19.00	M	25.77	7.37	7.42	178.09	R5	BUENO				
								M-5	3.70	9.50	5.10	5.30	5.20	25.00	M	24.50	10.20	10.15	243.69	R5	BUENO				
								M-6	4.10	8.70	5.30	5.40	5.35	24.00	M	27.93	8.58	8.81	211.37	R5	BUENO				
17-Mar-11	Tajo El Tapado	SM	Material volado.	12630	25995	3422	283	M-1	3.80	9.50	6.30	6.50	6.40	23.00	M	30.97	7.43	7.80	187.12	R5	BUENO	WYLER			
								M-2	5.00	10.40	5.40	6.10	5.75	18.00	M	36.81	4.92	5.38	128.66	R5	BUENO				
								M-3	4.80	9.90	7.00	7.70	7.35	21.00	M	44.92	4.67	5.33	127.88	R5	BUENO				
								M-4	4.30	8.50	5.60	5.80	5.70	23.00	M	31.21	7.37	7.75	185.93	R5	BUENO				
								M-5	4.50	9.00	5.30	5.50	5.40	25.00	M	30.94	8.88	8.48	203.45	R5	BUENO				
								M-6	4.20	8.80	5.40	5.70	5.55	26.00	M	29.88	8.76	9.10	219.52	R5	BUENO				

Cuadro 3: Valores para Roca Silice Masiva (Tajo El Tapado)

Resultados

Los resultados obtenidos de las muestras nos indican que el 75% de las muestras tienen valores de UCS mayores a 150Mpa y el 50% de las muestras están por encima de los 200Mpa de UCS.

Conclusiones

Bajo estos resultados podemos concluir preliminarmente que la roca existente en el tajo El Tapado es del Tipo R5, según el ISRM, es decir, una roca muy dura.

3.3 Planteamiento de Hipótesis

Luego de realizar los análisis anteriormente descritos, pudimos concluir (en primera instancia) que para mejorar el throughput de la Chancadora Primaria, se debía reducir el F80. Para ello se debía de mejorar la fragmentación del material volado, considerando que la roca existente en el tajo El Tapado era

muy dura ($UCS > 150$ Mpa); se debían de modificar los parámetros de perforación y voladura a fin de lograr mejores resultados.

De los diferentes parámetros que intervienen en el proceso de perforación y voladura se consideran tres, es aquí donde se plantean las hipótesis a trabajar, que son las siguientes:

- Mejora del Powder Factor en Sílice Masiva.
- Mejorar la relación de Impedancia (Roca vs Explosivo).
- Análisis y selección de retardos entre taladros y entre filas.

Los trabajos realizados en las tres hipótesis engloban la mayoría de los aspectos que intervienen en los procesos de perforación y voladura, quedando de lado algunos elementos controlables y no menos relevantes, como son:

- El control de la calidad de la perforación (paralelismo, alineamiento y ubicación de los taladros),
- La calidad de la emulsión matriz y
- La dispersión de los tiempos de detonación (controlada por los detonadores electrónicos) por citar algunos.

Estos elementos controlables son parte del estándar de Minera Yanacocha, manejándose límites máximos permisibles y controles periódicos.

Las hipótesis no se ejecutaron de manera independiente, sino que se subdividieron en trabajos combinados, ejecutados de manera ordenada con el fin de no afectar significativamente el costo unitario de perforación y voladura en (\$/ton) y a la vez identificar los beneficios e impactos de cada cambio realizado.

La estrategia elegida para realizar los cambios, buscando resultados sin afectar de manera significativa el costo unitario fueron los siguientes:

- Modificación del número de decks con carga
- Reducción de tiempos entre taladros

- Modificación de burden y espaciamento
- Modificación de la mezcla explosiva



CAPITULO IV

4. DESARROLLO DE ACTIVIDADES

4.1 Línea Base

Cabe mencionar que para realizar voladuras en sílice masiva, en Minera Yanacocha ya se tenía un diseño pre establecido en función a voladuras y resultados anteriores que para el proceso de lixiviación no significaba mayor problema (según personal de Procesos - MYSRL), el documento interno que contiene todos los diseños de perforación y voladura de Minera Yanacocha es el **Memo I-M-156 “Cookbook de Perforación y Voladura, periodo Enero a Marzo 2010”** (en Anexos se encuentran la página que sirvió de referencia).

El Cuadro 4, muestra los parámetros de perforación, carguío de explosivos y tiempos de detonación que se usaban en los procesos de perforación y voladura para sílice masiva (referencia Tajo Chaquicocha, zona Cristina, pag 14 **Memo I-M-156 “Cookbook de Perforación y Voladura, periodo Enero a Marzo 2010”**).

		Normal Production
Banco		
Diametro	pulg.	10 5/8"
Burden	m.	6.5
Espaciamiento	m.	7.5
Subdrill	m.	1.5
Nro. Decks		1
Air Deck	m.	1.0
Taco	m.	5.5
Inicacion		Electronica
Explosivo		HA 46
P.F.	kg/tn	0.37
Tiempo columnas	ms	6
Tiempo filas	ms	150
P80	cm.	14.5

Cuadro 4: Parámetros de perforación y voladura para Sílice Masiva, según Memo I-M-156 “Cookbook de Perforación y Voladura, periodo Enero a Marzo 2010”

Los parámetros para medición de resultados en temas de material volado para Minera Yanacocha se rigen por dos aspectos: Dig Rate de los equipos de carguío y fragmentación del material volado. Los resultados esperados para el diseño propuesto eran: un Dig Rate de 5,500 tn/hr (para HITACHI EX 5500) y una fragmentación de material volado con $P80= 14.0\text{cm}$.

El Dig Rate es un parámetro de productividad para los equipos de carguío (palas y cargadores frontales), que es considerado importante en Minera Yanacocha para poder cumplir con las cuotas diarias de producción necesarias en la mina. Sin embargo, para los efectos de este estudio realizado no será considerado como una variable de análisis, ya que este no es un parámetro que afecte directamente el throughput de la chancadora Primaria de la Planta Gold Mill.

La fragmentación post voladura si es un parámetro significativo y aunque los resultados con los que se trabajaba ($P80=14.0\text{cm}$) eran bastante buenos para el proceso de lixiviación, para el proceso de Chancado en la Planta Gold Mill causaba un impacto negativo significativo, por tanto, había que aplicar mejoras en este punto.

Asimismo, es importante resaltar que los cambios debían de hacerse en las voladuras de los bancos 3432 y 3420 del tajo El Tapado, ya que de lo contrario se iba a afectar la producción de material para la Planta Gold Mill.

El estudio y mejoras realizadas al proceso de perforación y voladura se realizaron de manera ordenada, a fin de poder analizar cada cambio y ver su sostenibilidad a través de las voladuras. En esencia se realizaron cuatro grupos de pruebas que nos permitieron ajustar los resultados hasta llegar al óptimo según el throughput de la Chancadora Primaria en Planta Gold Mill.

En todos los grupos de pruebas se usaron los detonadores electrónicos con el fin de obtener precisión en los tiempos asignados, ya que la secuencia de detonación también era una de las variables a evaluar; el tener mucha

dispersión en los tiempos de detonación no nos permitiría analizar si los tiempos de detonación elegidos son los adecuados.

Cabe resaltar que durante la realización de las pruebas siempre se tuvieron los siguientes parámetros en consideración:

- Baja dispersión en la ubicación de los puntos de perforación,
- Buena profundidad de taladros perforados (chequeo taladro a taladro),
- Buena calibración de camiones de explosivos (semanal),
- Buena calidad de la mezcla explosiva (densidad del explosivo adecuada),
- Monitoreo geotécnico constante en el Pad La Quinua.

Las características de cada una de las pruebas son las que se muestran a continuación:

Línea Base: Normal Production

Aquí se aplican los parámetros de perforación y voladura estandarizados en el *Memo I-M-156 "Cookbook de Perforación y Voladura, periodo Enero a Marzo 2010"*, esta es nuestra línea base y como tal, será el punto de inicio contra los cuales se compararan cada grupo de pruebas.

Primer grupo de pruebas: Test 1

En este primer grupo de pruebas, no hubo una modificación sobre los parámetros de perforación, sino hubo cambios sobre la redistribución de la energía explosiva a lo largo de la columna del taladro, haciendo un doble deck (doble carga explosiva), con el fin de tener mayor material fragmentado a lo largo de la zona de taco. Se aumentó 0.5m. de carga explosiva (se eliminó 1.0m. de air deck y se aumentó 0.5m. total de taco) No hubo modificaciones ni de tiempos de detonación, ni de tipo de explosivo

Segundo grupo de pruebas: Test 2

En este grupo de pruebas se mantuvieron todos los parámetros de perforación y carguío de explosivos que se hicieron en los Test 1, el único cambio que se realizó, fue la reducción de tiempos de detonación entre taladros de 6ms a 4ms;

esto con el fin de analizar el impacto de mejora de resultados en función a los tiempo de detonación.

Tercer grupo de pruebas: Test 3

En este grupo de pruebas ya se hicieron cambios más drásticos, ya que se variaron los parámetros de perforación (se redujeron el burden y espaciamiento de 6.5m. x 7.5m. a 6.0m. x 7.0m.), a la vez que se modificó la mezcla explosiva usada (de HA 46 a HA 55), esto con el fin de trabajar con un explosivo energético más potente. Esta mezcla explosiva era la correspondiente al macizo rocoso, sin embargo, por temas específicos del proveedor de explosivos, la emulsión a granel que se proveía no lograba que la mezcla HA 55 logre un incremento significativo en la velocidad de detonación (VOD) del explosivo, por tanto, su uso no era aplicable. Para estas pruebas, el proveedor modifico su formulación y se optó por usar esta mezcla explosiva (previas mediciones de VOD) y se usó a lo largo de todas las pruebas, obteniendo resultados favorables. Asimismo, en este grupo de pruebas se usaron otros tiempos de detonación entre taladros, esto porque se activaron alertas geotécnicas referidas a la inestabilidad de la Falla del Talud Norte del tajo La Quinoa (parte superior del tajo El Tapado)..

Por tanto, el efecto rompedor debía ser generado por la energía del explosivo, mas no por los tiempos óptimos para la roca; por el contrario se usaron tiempos altos (según análisis de tiempos de detonación para elevar la frecuencia de las ondas generadas por voladuras). Se volvió a usar el air deck con el fin de reducir la carga explosiva usada por tiempo de detonación.

Cuarto grupo de pruebas: Test 4

En este último grupo de pruebas, se mantuvieron los cambios en los parámetros de perforación hechos en los Test 3, así como se volvió a usar el HA 55 (para darle mayor energía a la masa explosiva contenida en el taladro). Se eliminó el uso de air deck, ya que las frecuencias generadas por las voladuras no afectaban la estabilidad de la Falla del talud Norte del tajo La Quinoa, por tanto la cantidad de explosivo detonado por unidad de tiempo no impactaba en temas de vibraciones.

El tiempo de detonación entre filas paso de 150ms a 180ms. (por un tema de mejora en las frecuencias de vibraciones).

4.2 Test 1: Redistribución de carga explosiva

Para mejorar la fragmentación, se revisó el frente de minado y se pudo apreciar que la fragmentación si bien es cierto, el análisis granulométrico obtenía un $P80=14.5$ cm., la distribución no es uniforme en lo alto del frente de minado, es decir, existe una marcada diferencia entre una zona superior y una zona inferior (ver Figura 14).

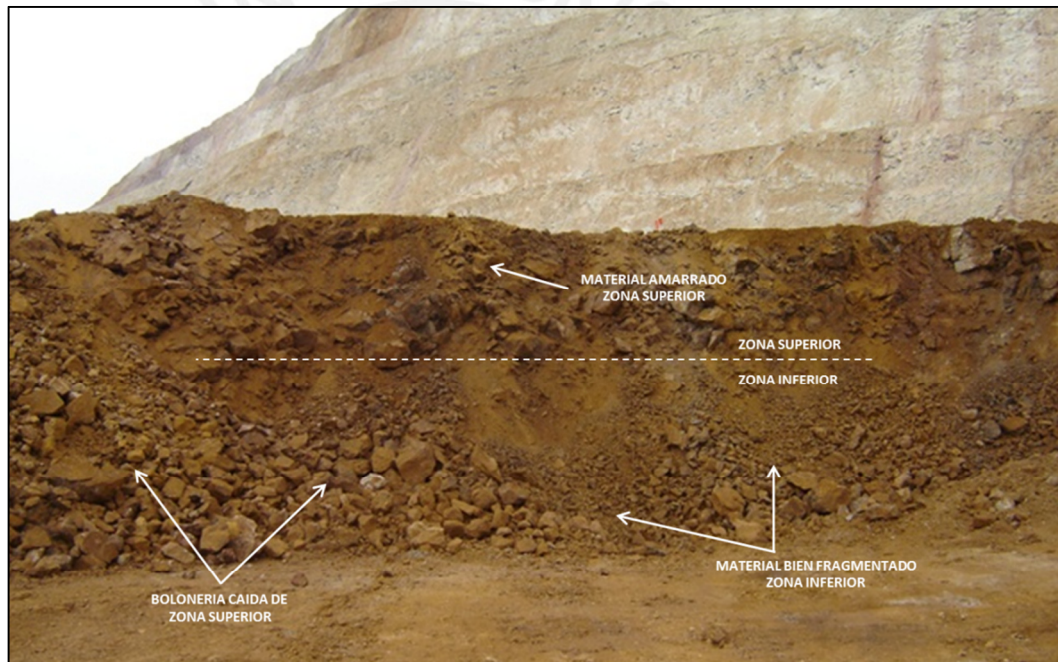


Figura 14: Vista frontal de material volado en zona Gold Mill,

Tajo El Tapado, Banco 3432, Marzo 2011

Resultados según parámetros de P&V, Memo I-M-156 Cookbook Perforación y Voladura)

La figura 14 muestra una vista frontal de una zona volada del banco 3432, en tajo El Tapado (zona de gold mill), aquí se pueden apreciar varias cosas, como son: que existen dos zonas (una superior y una inferior) bien marcadas por su fragmentación, la zona inferior presenta material bastante fragmentado y suelto, mientras que la zona superior muestra material “amarrado” y grueso, que

cuando se desprende cae en forma de bloques grandes (dimensiones mayores a 14 cm).

Por tanto, la zona que debía mejorar su fragmentación para tener una mejor hegemonía en la distribución granulométrica es la zona superior, pero ¿qué es lo que ocurre aquí y por qué no se logra una buena fragmentación?, es porque la energía generada por el explosivo (en la carga de columna del taladro) no es lo suficientemente fuerte para superar la resistencia de tracción de la roca a lo largo de la longitud del taco (últimos 5.0 m.); es por ello que en la zona superior el material aparece “amarrado” y sin esponjamiento. Para mejorar esta condición es que se planteó aumentar el Powder Factor de 0.37 a 0.42 kg/tn (con 1.0 m. adicional de explosivo) y agregar una segunda carga explosiva en la parte superior, haciendo una redistribución del taco y de la carga de columna, según se muestra en el Gráfico 7.

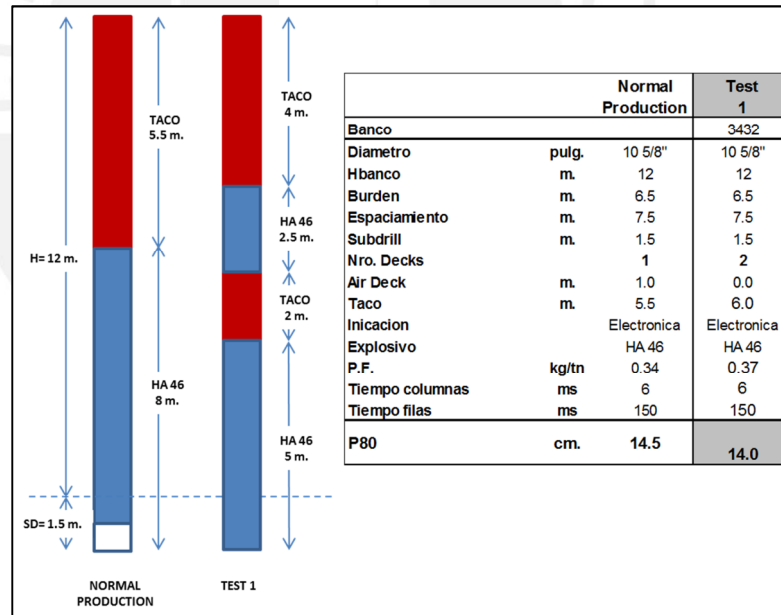


Grafico 7: Parámetros de perforación y voladura comparativas entre Línea Base (Normal Production) y Prueba 1

Con esta nueva redistribución estamos reduciendo el taco superior de 5.5 m. a 4.0 m., con lo cual estamos aumentando 1.5 m. de explosivo en la zona de taco.

La segunda carga propuesta fue de 2.5 m., esta distribución se dio porque es una longitud lo suficientemente grande para que la mezcla explosiva logre alcanzar su velocidad régimen (en MYSRL para un diámetro de 10 5/8" se llega a la velocidad régimen de un HA 46 en 1.0 m.) y exista un buen aprovechamiento del explosivo en energía y volumen de gases que pueda superar la resistencia de tracción de los 4.0 m. en la zona de taco.

Los resultados obtenidos fueron de un P80= 14.0cm., con una mejor uniformidad en la distribución granulométrica, según se muestra en el Gráfico 8.

Cabe mencionar que el cambio solo consistió en una sola variable, las demás como los parámetros de perforación y los tiempos de detonación se mantuvieron constantes.

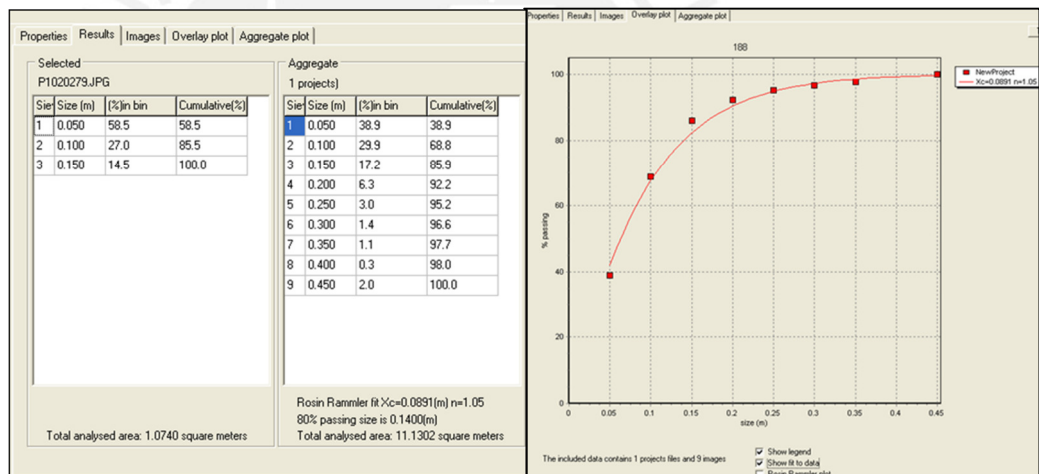


Gráfico 8: Resultados de análisis granulométrico en material volado para Prueba 1
 Según software Power Sieve_v2.13, ORICA

4.3 Test 2: Reduciendo tiempos de detonación entre taladros

Si bien es cierto, se había mejorado la fragmentación del material, esta no era lo suficientemente buena para optimizar el proceso de Chancado en la Planta Gold Mill, había que seguir haciendo cambios, y es así que en función a los cambios realizados en los Test 1, se decidió continuar con las pruebas.

Al obtener una mejor distribución en la fragmentación, lo que se busca es lograr una mayor reducción del fragmento volado, es por ello que como segunda etapa de cambios, se decidió hacer cambios en los tiempos de detonación de los taladros, es decir, reducir el tiempo de detonación de 6ms a 4ms, manteniendo los 150ms. Los 6ms son tiempos óptimos propuestos por el proveedor de explosivos para las condiciones del macizo rocoso, esto hecho mediante un software de estimación de tiempos (propios del proveedor de explosivos que usa las fórmulas de Lagrange). Nuestra intención de reducir de 6ms a 4ms es que el tiempo de colisión de ondas de tracción y compresión sea menor, con lo cual, se estaría mejorando la fragmentación.

Bajo esta nueva modificación los parámetros de perforación y voladura serían los mostrados en el Gráfico 9.

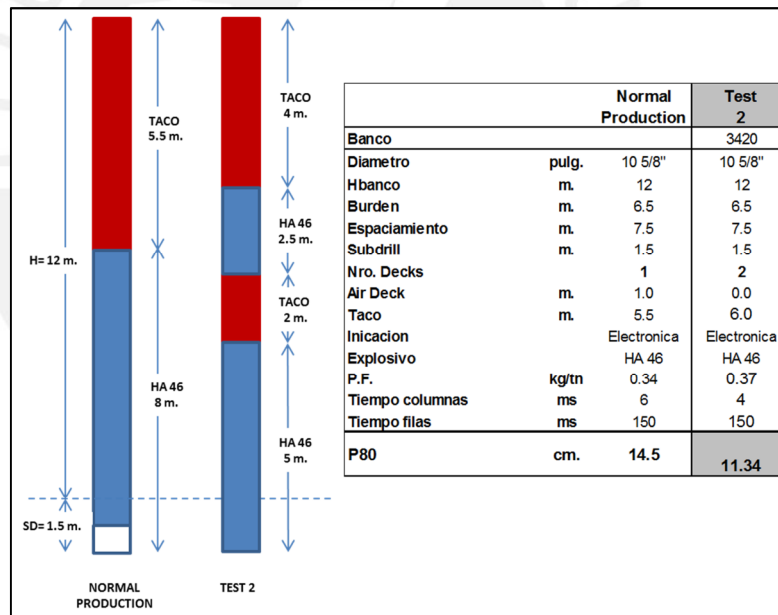


Gráfico 9: Parámetros de perforación y voladura comparativas entre Línea Base (Normal Production) y Test 2

Los resultados obtenidos en esta segunda etapa de pruebas, fueron una mejora de la fragmentación con un P80= 11.34cm., según se muestra en el Gráfico 10.

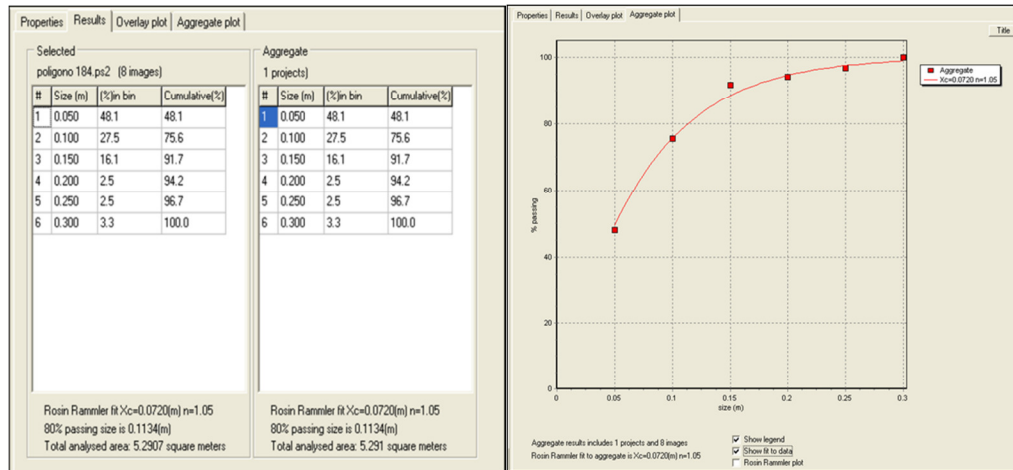


Gráfico 10: Resultados de análisis granulométrico en material volado para Prueba 2 Según software Power Sieve_v2.13, ORICA

De este resultado podemos sacar algunas conclusiones iniciales. Debemos aumentar nuestro Powder Factor a través de un explosivo más energético (pasar de un HA 46 a HA 55), asimismo, debemos de reducir la malla de perforación (burden y espaciamiento) para tener un mayor radio de acción del explosivo sobre la roca circundante.

4.4 Test 3: Mejoramiento del Powder Factor (cambios en parámetros de perforación y mezcla explosiva)

En el grupo de Test 3 se hicieron modificaciones en tres variables (parámetros de perforación, mezcla explosiva, decks y tiempos de detonación), ya que las mejoras obtenidas no eran impactantes para los resultados que se necesitaban en la Planta Gold Mill. Para el periodo de Prueba 3, se hicieron los siguientes cambios:

1. Se redujo la malla de 6.5m. x 7.5m. a 6.0m. x 7.0m.
2. Se volvió a usar un solo deck (una sola carga de columna), como en la línea base denominado "Normal Production".
3. Se usó mezcla explosiva más energética (de HA 46 a HA 55).

- Se modificaron los tiempos entre taladros y entre filas (por temas de vibraciones).

Previo al uso de la mezcla explosiva HA 55 y luego de que el proveedor de explosivos haga sus cambios correspondientes a la formulación de su emulsión matriz, realizaron las mediciones de VOD (velocidades de detonación), para ver su eficiencia en terreno, esta eficiencia en VOD fue comparada con el HA 46, según se muestra en los Gráficos 11 y 12.

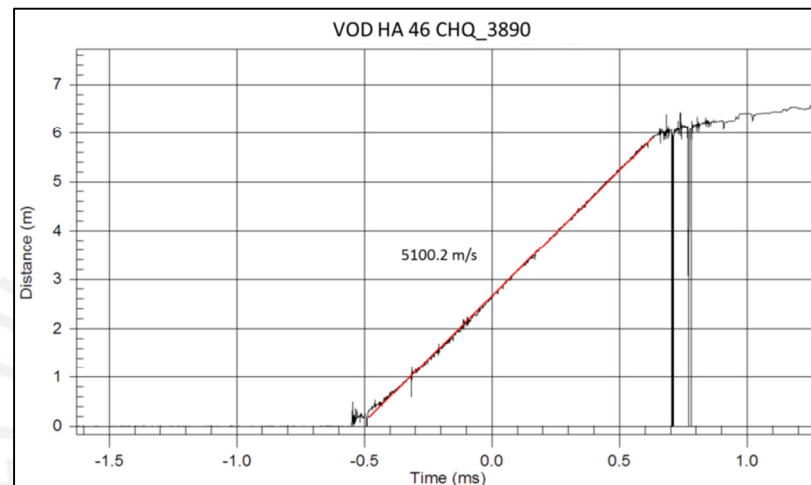


Gráfico 11: Gráfica de VOD para mezcla explosiva HA 46
Según equipo MICROTRAP, Chaquicocha, Marzo 2011

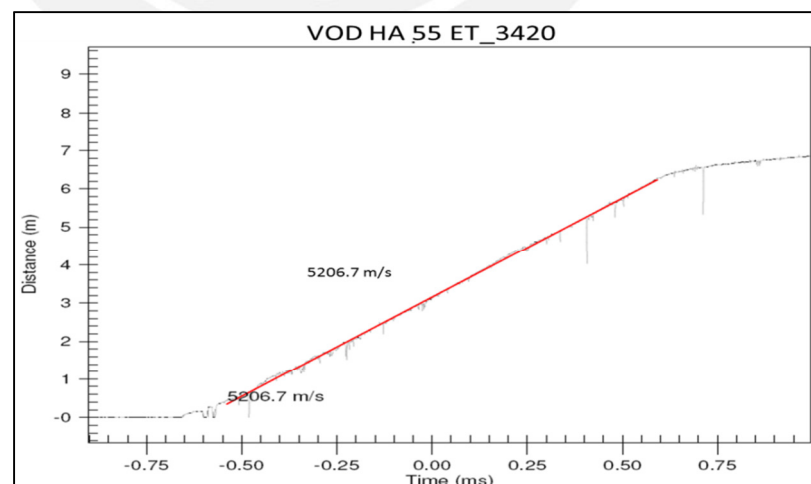


Gráfico 12: Gráfica de VOD para mezcla explosiva HA 55
Según equipo MICROTRAP, El Tapado, Abril 2011

El Gráfico 13 muestra el incremento del VOD del HA 55 respecto del HA 46, si bien este incremento no es altamente significativo según lo mostrado en la gráfica, el tener una mezcla de HA 55 nos va a permitir aumentar el poder rompedor del explosivo dentro de la columna explosiva, por tanto se podrá mejorar la fragmentación del macizo rocoso.

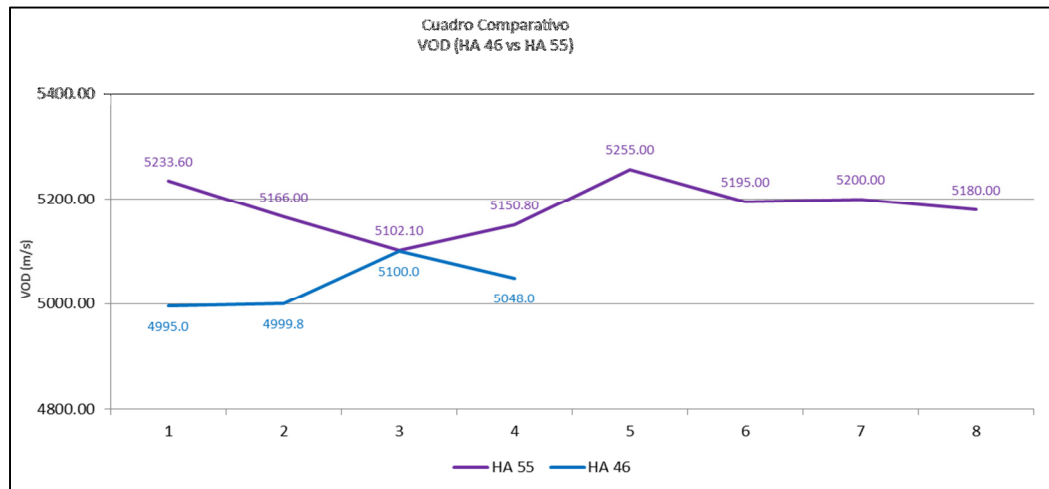


Gráfico 13; Gráfica comparativa de VOD entre HA 55 vs HA 46.

Al reducir la malla de perforación tendríamos un mejor aprovechamiento de la energía explosiva entre taladros, ya que los halos de más energéticos tendrían una mayor área de interacción.

Asimismo, el usar un explosivo más energético (de HA 46 a HA 55) estaríamos aumentando el radio de acción de los halos de mayor energía, por consiguiente, se tendría una mayor energía entregada por taladro.

Con el fin de graficar lo expuesto se hizo un corte de sección a 9.0m. de profundidad en un esquema de taladros cargados y detonados, con el fin de hacer un comparativo de halos de energía, según se muestra en el Gráfico 14

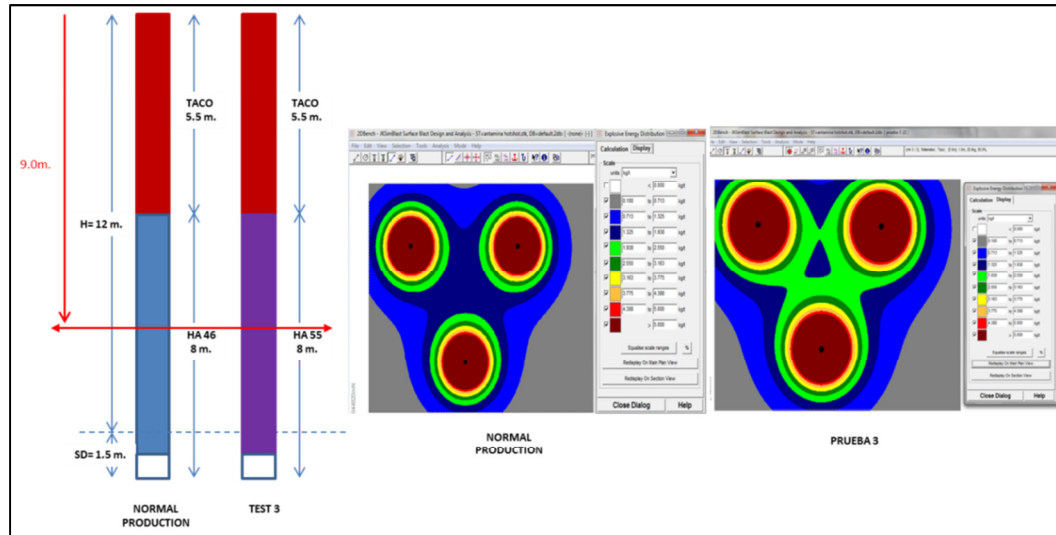


Gráfico 14: Representación gráfica de los halos de energía bajo parámetros de P&V en Línea Base (Normal Production) vs Test 3, a 9.0m. de profundidad.
Según análisis en software JK SimBlast

Al respecto de la variación de los tiempos de detonación entre taladros y entre filas se aumentó el tiempo entre taladros, pasando de 4ms a 51ms (entre taladros), esto con el objetivo de lograr vibraciones por voladuras con mayor frecuencia de onda, que superen los 10 Hz y evitar que las estructuras de la Falla Norte del tajo La Quinua entren en resonancia (según documento Informe de Vibraciones – Minera Yanacocha, Marzo 2011; adjunto en Anexos).

La nueva distribución en parámetros de perforación y voladura queda como se muestra en el Gráfico 15. Se puede apreciar que existe una sola carga de columna dejando air deck en el fondo del taladro, con el fin de “controlar” el impacto económico y el Powder Factor en el explosivo usado.

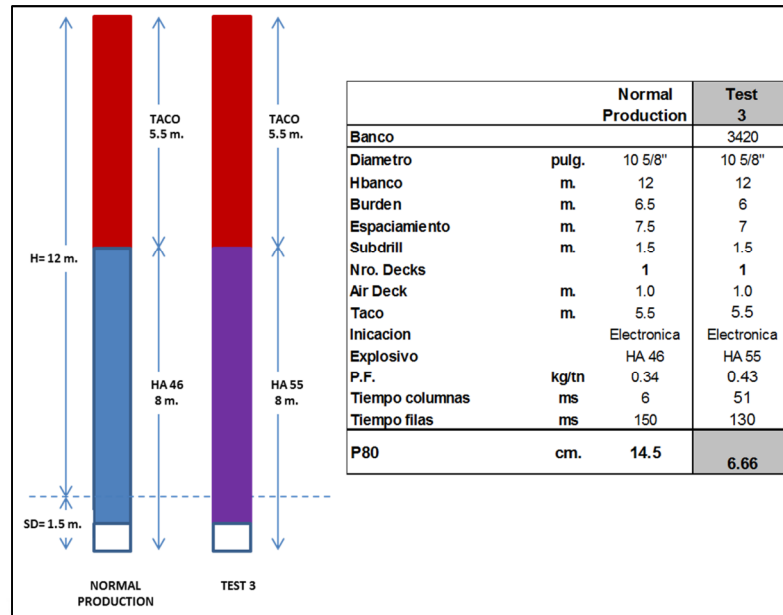


Gráfico 15: Parámetros de perforación y voladura comparativas entre Línea Base (Normal Production) y Test 3

Los cambios realizados en estos Test 3, nos muestran resultados con una mejor granulometría, llegando a obtener un P80= 6.66cm. (según se muestra en el Gráfico 16). Esta granulometría es bastante buena para la Planta Gold Mill, llegando al óptimo según el F80 pasante por la Chancadora Primaria.

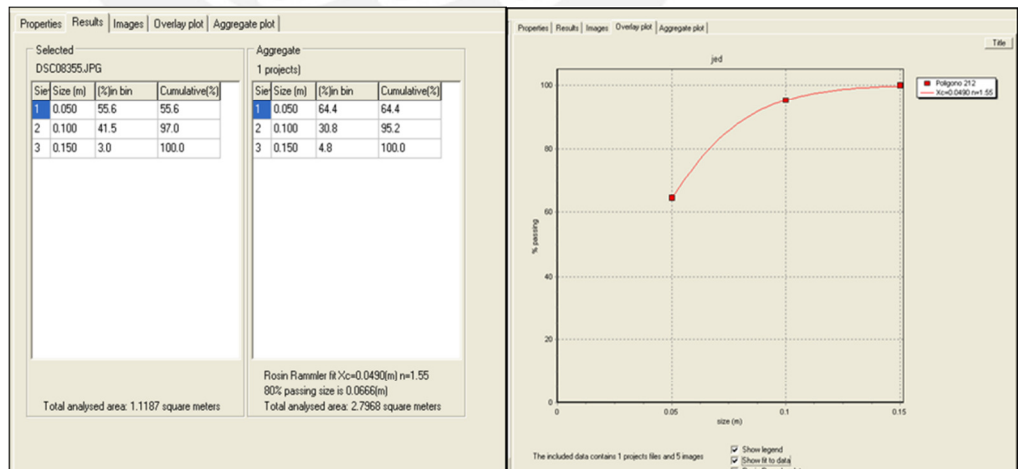


Gráfico 16; Resultados de análisis granulométrico en material volado para Prueba 3 Según software Power Sieve_v2.13, ORICA

4.5 Test 4: Optimización del Powder Factor (eliminación del air deck y aumento del taco)

En esta última prueba se buscó una mayor fragmentación a la obtenida, en función al aumento del Powder Factor sin afectar los costos por temas de perforación, es decir, a partir de los mismos parámetros de perforación, hacer ajustes a la distribución de la columna explosiva y dar mayor tiempo entre filas, para generar mayor cara libre a los taladros de una misma fila.

Esto se logró eliminando el Air Deck (de fondo) y aumentando 0.5m. de taco (pasar de taco 5.5m. a 6.0m.). El aumentar 0.5m. de carga continua aumenta el Powder Factor de 0.43 kg/tn a 0.47 kg/tn

Bajo estos nuevos parámetros de perforación y voladura, la nueva distribución sería como se muestra en el Gráfico 17.

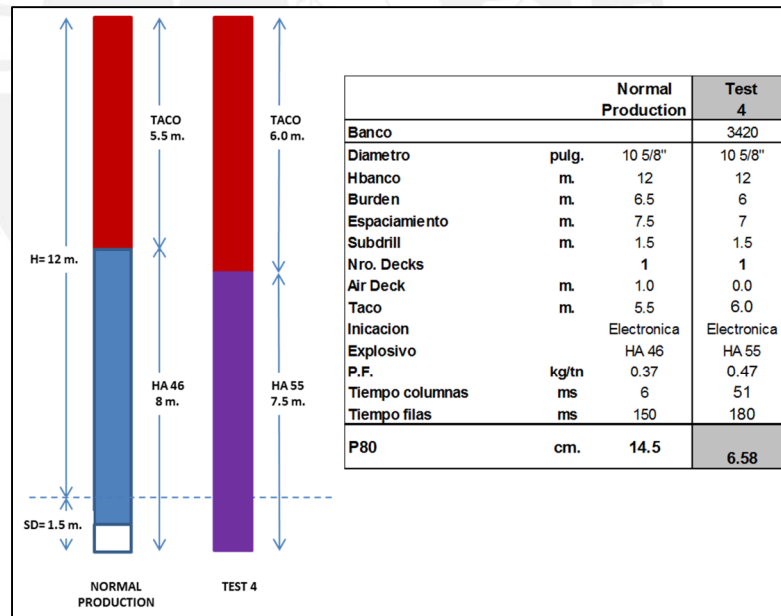


Grafico 17: Parámetros de perforación y voladura comparativas entre Línea Base (Normal Production) y Prueba 4

Al aumentar el Powder Factor y generar mayor cara libre (con los tiempos entre filas) se pudieron lograr algunas mejoras en la fragmentación, se mejoró hasta un P80= 6.58cm., si bien es cierto, existe una mejora no significativa (de 6.66cm. a 6.58cm.), aparentemente se logró generar micro fracturas en el material volado, sin embargo, este análisis compromete un estudio más profundo y detallado al respecto, que por la carencia de equipos no se pudo determinar. La grafica de la distribución granulométrica obtenida es la que se muestra en el Gráfico 18.

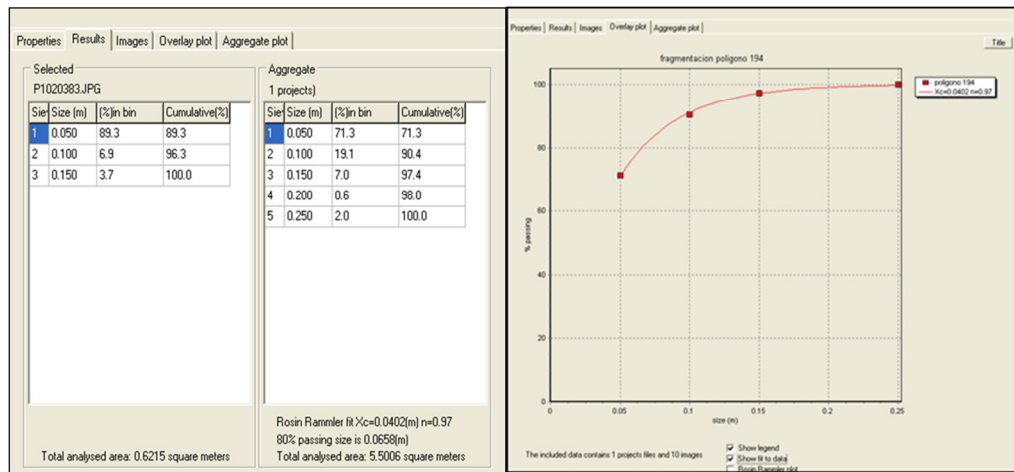


Gráfico 18: Resultados de análisis granulométrico en material volado para Prueba 4 Según software Power Sieve_v2.13, ORICA

4.6 Restricciones para Pruebas Adicionales

El grupo de pruebas denominado Test 4, fue el último paquete de pruebas que se hizo en este estudio por las siguientes razones:

1. No existe un incremento significativo en la fragmentación del material respecto al usar una mayor carga explosiva (con HA 55), con lo cual, si se hacen cambios como adicionarle un segundo deck de carga, no generaría un impacto significativo sobre la fragmentación, por el contrario si aumentaría significativamente los costos de voladura, con lo cual el costo

beneficio asociado a este siguiente cambio sería desfavorable a las pruebas.

2. El reducir la malla de perforación en dimensiones menores a los 6.0m. dificultaría la operación de la perforadora Pit Viper 271, ya que por sus dimensiones, podría tapar taladros ya perforados con sus orugas y su operación dentro de la malla de perforación se entorpecería. Se podría perforar mallas más pequeñas con una perforadora IR DML (disponible en stock de Minera Yanacocha), sin embargo, ello significaría reducir el diámetro de perforación de 10 5/8" a 9 7/8", con lo cual habría que hacer un nuevo análisis para obtener el mismo Powder Factor, ello conllevaría a incrementar los costos de perforación y voladura. Tampoco sería favorable a las pruebas por el costo beneficio que se obtenga.
3. No podríamos usar los beneficios de reducir tiempos de detonación, ya que esto impactaría directamente sobre la inestabilidad del Pad la Quinua.
4. El tener material más fragmentado aumenta el riesgo de saturar la chancadora con material fino que pueda afectar el proceso en la Chancadora de la Planta Gold Mill. Esto no fue calculado ni estimado, pero fue una observación hecha por personal de Procesos.

CAPITULO V

5. ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1 Fragmentación

A medida que se realizaban los cambios en cada prueba, estos respondían a una mejora en su distribución granulométrica, según se muestra en el Cuadro 5.

Normal Production			Test 1	Test 2	Test 3	Test 4
Banco			3432	3420	3420	3420
Diametro	pulg.	10 5/8"	10 5/8"	10 5/8"	10 5/8"	10 5/8"
Hbanco	m.	12	12	12	12	12
Burden	m.	6.5	6.5	6.5	6	6
Espaciamiento	m.	7.5	7.5	7.5	7	7
Subdrill	m.	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5
Nro. Decks		1	2	2	1	1
Air Deck	m.	1.0	0.0	0.0	1.0	0.0
Taco	m.	5.5	6.0	6.0	5.5	6.0
Inicacion		Electronica	Electronica	Electronica	Electronica	Electronica
Explosivo		HA 46	HA 46	HA 46	HA 55	HA 55
P.F.	kg/tn	0.34	0.37	0.37	0.43	0.47
Tiempo columnas	ms	6	6	4	51	51
Tiempo filas	ms	150	150	150	130	180
P80	cm.	14.5	14.0	11.34	6.66	6.58
Incremento del P.F.			9%	9%	26%	38%

Cuadro 5: Resumen Comparativo de Pruebas (Parámetros de Perforación y Voladura)
Pruebas Tajo El Tapado, Marzo – Abril 2011, Minera Yanacocha

El uso de doble deck, solo nos permitió homogenizar la distribución granulométrica ante la ausencia de explosivo en la parte superior del taco (para una roca muy dura, con UCS>150 Mpa), pero no significó una reducción significativa del material volado, según muestran las Pruebas 1 y 2. En las pruebas 3 y 4 se usó una sola carga de columna y los resultados fueron más uniformes y con mejoras en la fragmentación.

Por lo tanto podríamos afirmar que para mejorar los problemas de fragmentación en la parte superior del material volado (zona de taco), en caso no se pueda reducir la malla, el usar doble deck es una opción a seguir; para el caso de estudio, se optó por un solo deck o carga de columna completa ya que

se debía mejorar más la fragmentación y se debía de reducir la malla de perforación.

La variación en los parámetros de perforación (reducción de malla en burden y espaciamiento) son los más costosos para la empresa, sin embargo, necesarios para lograr los cambios que se buscaban en el proceso, según se muestra en los resultados de las Pruebas 3 y 4 (ver Gráfico 19)

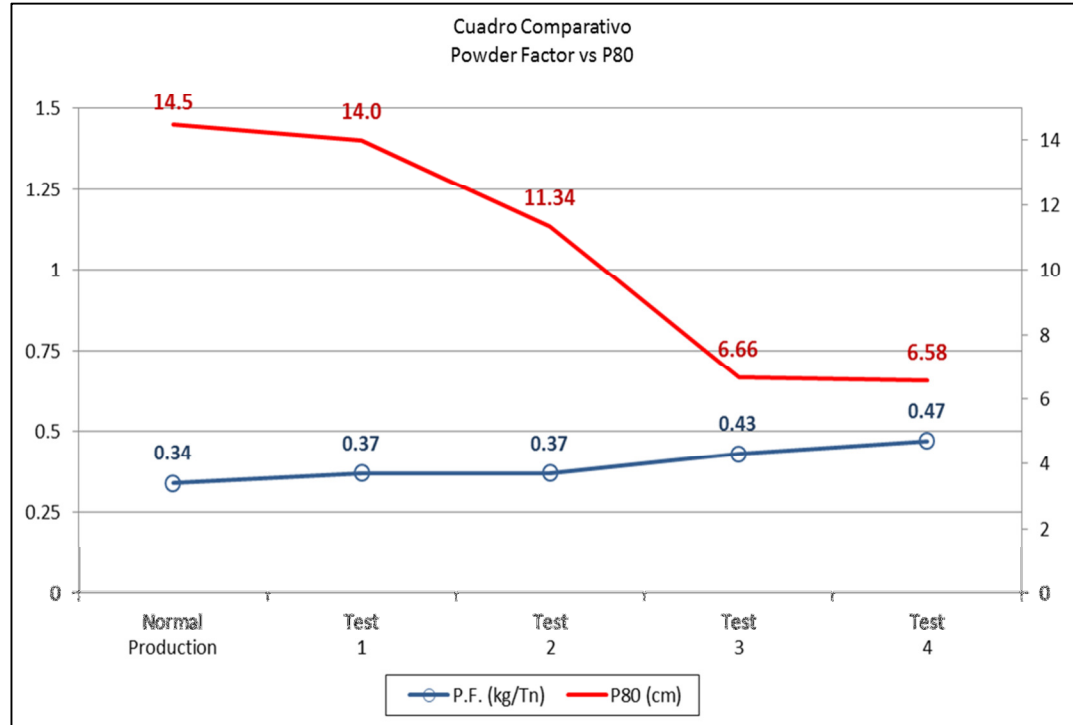


Gráfico 19: Resultados comparativos de Powder Factor (kg/tn) vs P80 (cm.)
Pruebas Tajo El Tapado, Marzo – Abril 2011, Minera Yanacocha

Al respecto de la reducción de tiempos de detonación entre taladros (bajar de 6ms a 4ms), según Prueba 2, no trajo mucho beneficio para la reducción de fragmentación, con lo cual, para estas pruebas pudimos concluir que el uso de menores tiempos de detonación entre taladros no es una mejora significativa en temas de fragmentación. Su uso es bien aprovechado para el control de frecuencias en las ondas generadas por vibraciones.

Podríamos resumir que los cambios a los cuales es sensible la fragmentación (para el caso de estudio) según lo mostrado en estas pruebas son los siguientes:

1. Parámetros de Perforación (reducción de malla)
2. Aumento energético del explosivo (uso de HA 55)
3. Uso de doble deck por taladro
4. Tiempos de detonación.

5.2 Económicos

Las pruebas realizadas debían buscar el mejorar significativamente la fragmentación del material volado sin que esto signifique un incremento excesivo del costo de perforación y voladura, sino por el contrario que al final, el costo global sea beneficioso para todo el proceso.

El Gráfico 20 muestra el análisis de costos de perforación, costos de voladura y costos de Perforación y Voladura (global) respecto del P80 (en cm.), los cuales analizaremos a detalle (*cabe mencionar que los costos usados son referenciales y genéricos, por ejemplo, en los costos de voladura solo se consideran los costos variables, mas no, los costos fijos; al igual que en los costos de perforación se usaron unos costos antiguos; por confidencialidad de Minera Yanacocha ^(*)*). Los valores usados y los cuadros de estimación de costos de perforación y voladura son mostrados en el Anexo A-III.

De los costos de perforación

Para los Test 1 y Test 2 se usaron las mismas mallas que la Línea Base “Normal Production” (6.5m. x 7.5m.), con ello, el costo unitario de perforación es de 0.055 \$/tn, mientras que para los Test 3 y Test 4 se usaron mallas reducidas (6.0m. x 7.0m.), con ello, el costo unitario de perforación aumento a 0.064 \$/tn, lo cual significó un incremento 0.009 \$/tn (un 16% adicional) en el costo de perforación.

(*) Son valores usados por Minera Yanacocha para el período 2010 - 2011

De los costos de voladura

Para los Test 1 y Test 2 se usaron doble deck y se eliminó el Air Deck, esto significó incrementar el costo unitario de voladura de 0.222 \$/tn a 0.258 \$/tn; sin embargo, para el Test 3 hubo varios cambios, donde se redujo la malla, se cambió la mezcla explosiva de HA 46 a HA 55 con una sola carga y Air Deck en el fondo, esto significó un incremento en el costo unitario de voladura de 0.258 \$/tn a 0.278 \$/tn.

Para el último test se eliminó el Air Deck y se aumentó 0.5m. de carga explosiva, con lo cual, el costo unitario de voladura se incrementó de 0.278 \$/tn a 0.295 \$/tn.

En general se concluye que hubo un incremento significativo del costo unitario de voladura de 0.222 \$/tn (Normal Production) a 0.295 \$/tn (Test 4), lo que significó un incremento de 0.073 \$/tn (un 33% adicional) en el costo de voladura.

De los costos globales de perforación y voladura

Cada uno de los test tuvo un cambio particular que afectó directamente sobre los costos globales de perforación y voladura, sin embargo, cada test tuvo una variación particular tanto en resultados como en costos, cumpliéndose algo que se había previsto, que a medida que se incrementan los costos unitarios globales de perforación y voladura se mejora la fragmentación (según muestra el Gráfico 20).

Para poder hacer un análisis de costo beneficio vamos a analizar los porcentajes en incremento de costos de perforación y voladura con el mejoramiento porcentual de la fragmentación.

En el Test 1 se tiene un incremento del costo unitario de perforación y voladura del 13% (respecto de la Línea Base “Normal Production”), usando una carga adicional de explosivo, con 0.5m. adicionales de carga explosiva, esto asociado a una mejora de 3% sobre la fragmentación (respecto a la obtenida en la Línea base “Normal Production”).

En el Test 2 se tiene un incremento del costo unitario de perforación y voladura del 13% (respecto de la Línea Base “Normal Production”), solo tuvo variaciones respecto a los tiempos de detonación; esto asociado a una mejora de 22% sobre la fragmentación (respecto a la obtenida en la Línea base “Normal Production”).

En el Test 3 se tiene un incremento del costo unitario de perforación y voladura del 23% (respecto de la Línea Base “Normal Production”), usando una sola carga de columna explosiva, con un explosivo más energético (HA 55) y usando Air Deck, esto asociado a una mejora de 54% sobre la fragmentación (respecto a la obtenida en la Línea base “Normal Production”).

En el Test 4 se tiene un incremento del costo unitario de perforación y voladura del 30% (respecto de la Línea Base “Normal Production”), usando una sola carga de columna explosiva, con un explosivo más energético “HA 55” sin Air Deck, esto asociado a una mejora de 55% sobre la fragmentación (respecto a la obtenida en la Línea base “Normal Production”).

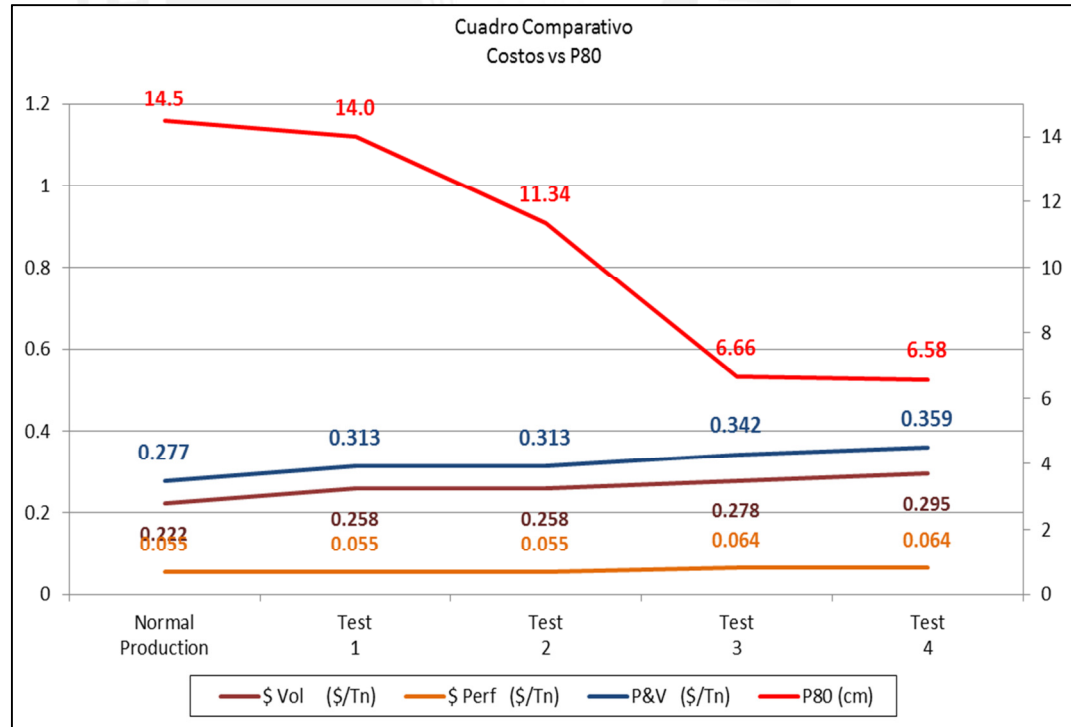


Gráfico 20: Resultados comparativos Costos P&V (\$/tn) vs P80 (cm.)
Pruebas Tajo El Tapado, Marzo – Abril 2011, Minera Yanacocha

Con esto podemos concluir que los cambios realizados han sido favorables sobre la mejora de la fragmentación.

De los costos en Planta Gold Mill

Para efectos de análisis de costos en la Planta Gold Mill, solo se tomarán en cuenta algunos valores referenciales, como son: Molienda, Bolas y Energía; todos ellos en valores unitarios de USD \$/tn para poder compararlos con los valores de Perforación y Voladura. La evolución de los costos a medida que se realizaban las pruebas se muestran en el Grafico 21.

Lo que se puede apreciar es que en los Test 1 y 2 existe un incremento de los costos en la Planta Gold Mill, aun cuando la fragmentación ha mejorado (según se ve en el Grafico anterior), esto implica que los resultados no eran lo suficientemente favorables y que se necesitaba del consumo mayor de insumos en la Planta Gold Mill para tratar el mineral ingresante. Ante estos resultados se debían de realizar cambios.

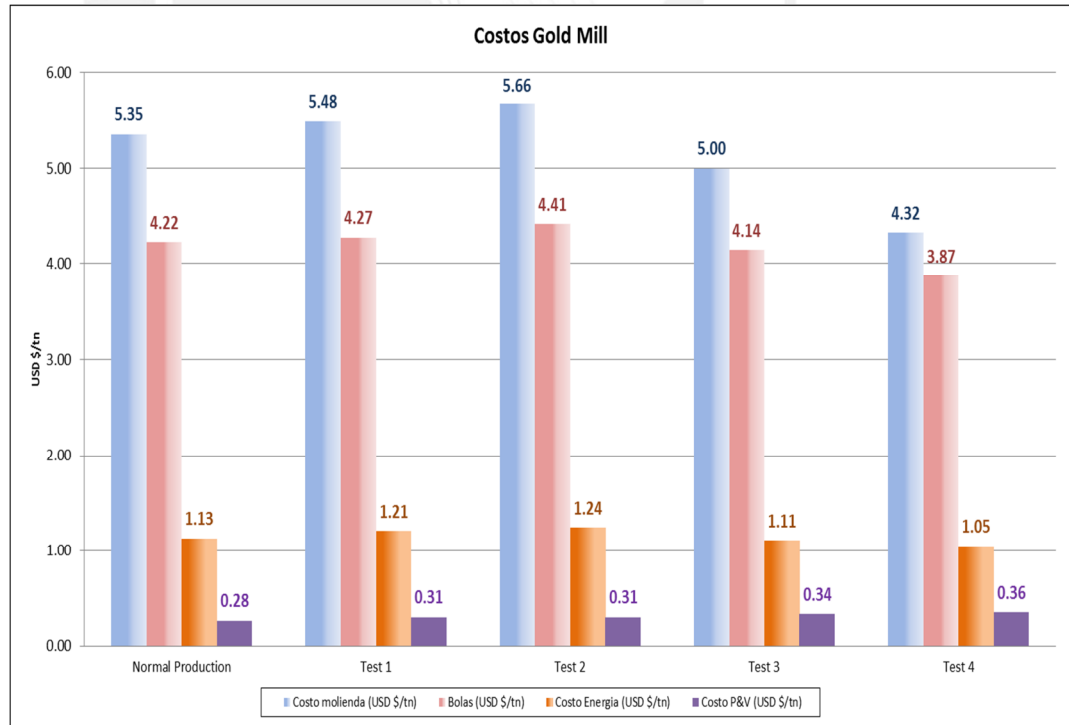


Gráfico 21: Evolución de costos significativos en Planta Gold Mill.

Para los Test 3 y 4 (en temas de perforación y voladura) ya se consideraron cambios más significativos (aumento del Powder Factor y reducción de malla), lo que se puede apreciar en los resultados de los costos de la Planta Gold Mill es que hay una reducción de costos bastante significativa, con lo cual podemos decir que hay un impacto favorable hacia las últimos test´s.

El Grafico 22 muestra los beneficios comparativos en cada prueba. Cada uno de los Test ha sido comparado con la Línea Base (Normal Production) y se ha visto su incremento u ahorro en sus cotos. Como se explicaba en los párrafos anteriores, los Test 1 y 2 significaban un incremento en los costos de la Planta Gold Mill. Para los demás Test (3 y 4) hay un resultado bastante favorable, aun cuando el costo de perforación y voladura se haya incrementado en USD 0.08 \$/tn, se está ahorrando USD 1.46 \$/tn en los costos de la Planta Gold Mill, esto implica que se está ahorrando un total de USD 1.38 \$/tn. El incremento de los costos de perforación y voladura no es significativo contra los beneficios de los costos en la Planta Gold Mill.

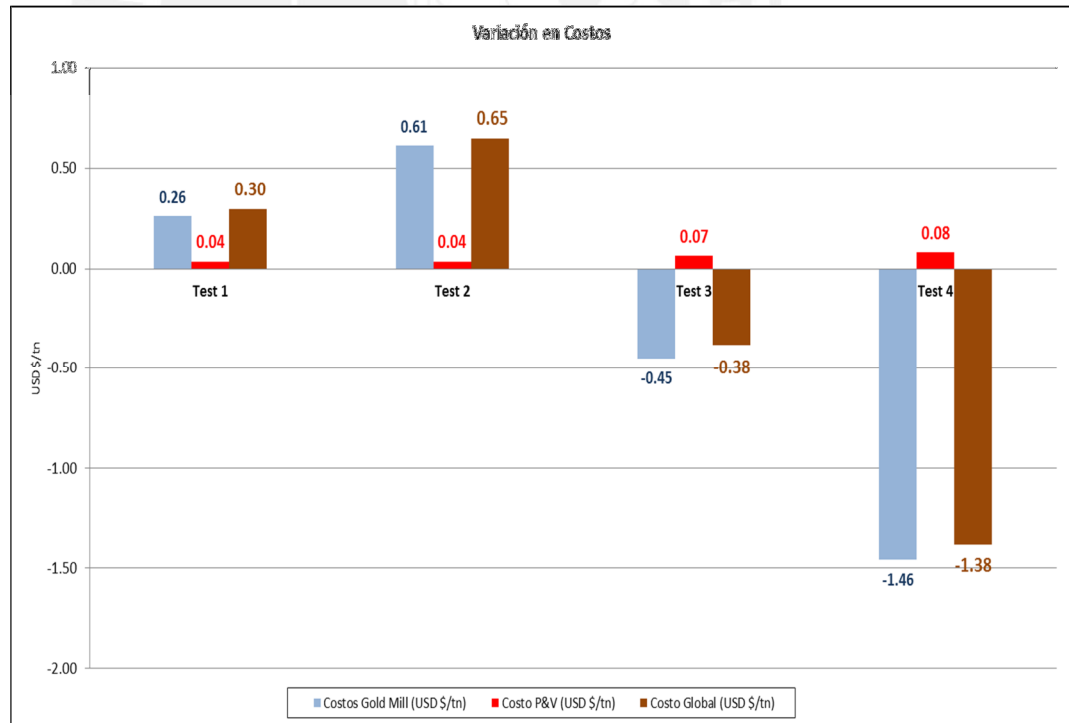


Gráfico 22: Análisis Costos Beneficio
(Perforación y Voladura vs planta Gold Mill)

5.3 Throughput de la Chancadora Primaria en la Planta Gold Mill

El Gráfico 23 muestra el análisis del throughput (minuto a minuto) en un día de análisis, con el material respectivo de tres pruebas (Normal Production, Test 2 y Test 4), el mismo nos muestra la evolución de los tamaños de los fragmentos que ingresaron a la Chancadora Primaria de la Planta Gold Mill.

Como se puede apreciar, en el test 2 se observa una ligera mejoría respecto de la Línea Base (Normal Production), sin embargo, existe una variación en la distribución granulométrica que no la hace constante, manteniendo una tendencia, sin embargo, existe una variación muy marcada. Bajo estas condiciones no es muy factible estimar un valor de throughput, así que se calculó la media de los datos, obteniendo un valor de 770 tn/hr.

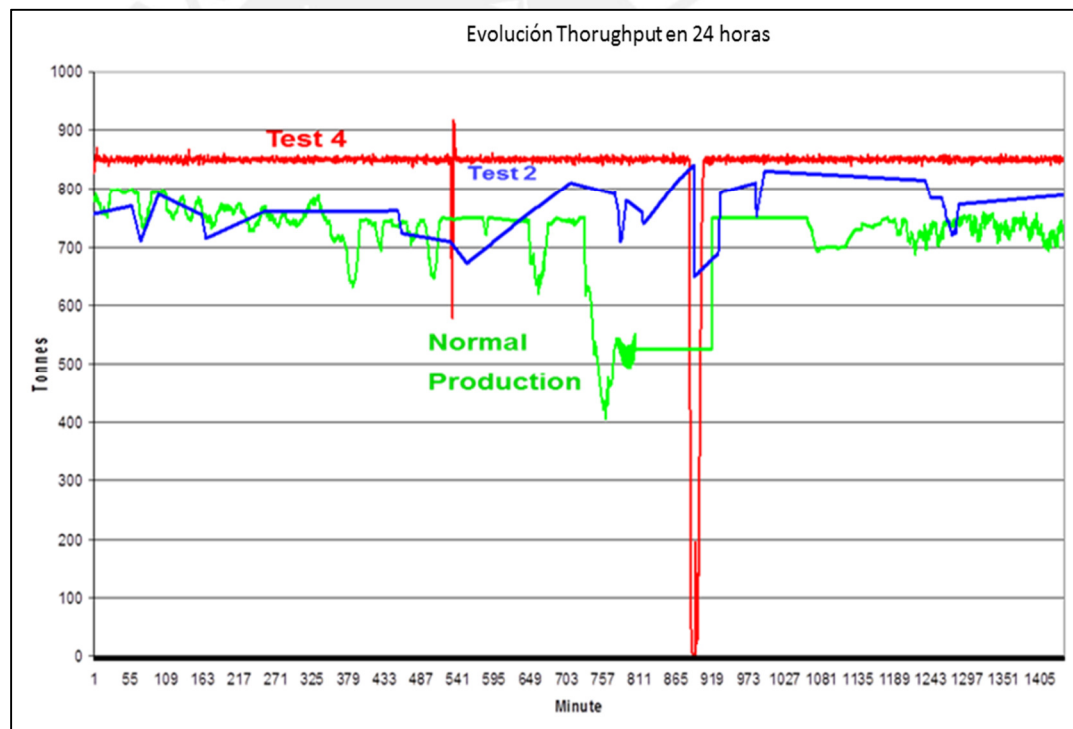


Gráfico 23: Análisis de Throughput (minuto a minuto durante 1 día)
Chancadora Planta Gold Mill, Marzo – Abril 2011, Minera Yanacocha

Para el caso del throughput en el Test 4, existe una distribución más uniforme y constante superior a las 800 tn/hr, con algunos outliers que no afectan la

uniformidad de la carga hacia la Chancadora de la Planta Gold Mill. En este caso sin considerar los outliers, se tiene una media de 841 tn/hr.

Bajo estos resultados podemos concluir que los resultados obtenidos por el test 4 son los mejores para mejorar el throughput de la Chancadora Primaria en la Planta Gold Mill.



CAPITULO VI

6 COMENTARIOS Y CONCLUSIONES

6.1 Comentarios

- El uso de detonadores electrónicos nos permitió trabajar con tiempos cortos (4ms y 6ms) sin que la desviación estándar de los tiempos de detonación ($\pm 0.001\%$, teórico según proveedor) afecte los resultados propios de las pruebas. En caso se hubiesen realizado las pruebas con detonadores no eléctricos, la desviación estándar de los tiempos de detonación hubiese sido mayor ($\pm 2\%$ en fondo y $\pm 2\%$ en superficie, teórico según proveedor), con lo cual, no se hubiese podido aprovechar los tiempos óptimos de detonación y se hubiesen traslapado los tiempos, no pudiéndose analizar las mejoras por efectos de los tiempos de detonación (Test 2).
- El uso de doble deck de carga, ayuda cuando se trabaja en el límite de los parámetros de perforación (burden y espaciamento), sin embargo, cuando se quiere mejorar significativamente la fragmentación, se debe trabajar sobre la reducción de los parámetros de perforación (burden y espaciamento), ya que se podrá aportar mayor energía explosiva. Otro uso que se pudo haber dado al usar doble deck de carga sería el de usar tiempos distintos entre decks (en el mismo taladro), con el fin de minimizar la carga explosiva por tiempo, lo cual también pudo ayudar a controlar la frecuencia ($>10\text{Hz}$).
- No se comento acerca de la dispersión en la ubicación de los taladros, que afecta directamente sobre los parámetros de perforación (burden y espaciamento), sin embargo, esta es importante cuando se trata de mejorar la fragmentación. Esta variación en la ubicación de un taladro, afecta directamente sobre la interacción de ondas (tracción y compresión) durante el proceso de detonación. Una variación máxima

aceptable entre taladros debe mantenerse por debajo del 2% (experiencias MYSRL).

- Cuando se realicen pruebas para mejorar fragmentación y se hagan cambios en las mezclas explosivas, se debe hacer un constante muestreo de las densidades, así como de sus velocidades de detonación, que son indicadores bastante claros al respecto de la calidad de la mezcla explosiva. En Minera Yanacocha, el estándar es que luego del tercer taladro cargado, se realice la medición de la densidad de la mezcla que se deposite en el taladro con el fin de entregar el porcentaje correcto de emulsión; por tanto no fue un tema que se tocó en el presente estudio, porque esta variable estaba controlada.
- Una buena determinación de la Línea Base (Normal Production) en parámetros de perforación, diseños de carguío de explosivos, secuencia de detonación y análisis de resultados nos permitió trabajar sobre parámetros específicos y analizar los resultados de los mismos, sin ellos, no se hubiese podido cuantificar las mejoras en fragmentación.
- A futuro se deberían realizar trabajos de vibraciones con respecto a la dirección de las estructuras o fallas en relación al punto de la voladura.

6.2 Conclusiones

- La mejora del throughput de la Chancadora Primaria depende directamente del tamaño de la fragmentación obtenida por las voladuras, es por ello que a menor tamaño del fragmento (F80), se obtendrá un mayor throughput.
- Cada macizo rocoso (según sus características geotécnicas), tiene su propia selección de tiempos de detonación (apropiados para voladura) y este parámetro es importante para una buena calidad de voladura, sin

embargo, para nuestro caso de estudio, la fragmentación se dió por una mayor energía aportante del explosivo de los taladros, ya que los tiempos de detonación fueron aprovechados para obtener frecuencias de voladura superiores a los 10Hz (apropiados para reducir el impacto sobre la Falla Norte de La Quinua).

- Para nuestro caso de estudio el uso del doble deck de carga, no significo un impacto significativo en la mejora de la fragmentación, y se optó por aumentar el Powder Factor a través de la reducción de los parámetros de perforación (burden y espaciamento).
- Es importante lograr una buena impedancia (roca vs explosivo), ya que se aprovecha la energía del explosivo; en caso no se hubiese trabajado con HA 55, la reducción de los parámetros de perforación (burden y espaciamento) no hubiese sido significativa, ya que la energía entregada por el HA 46 (305 kcal/tn) es menor respecto que la del HA 55 (324 Kcal/tn).

CAPITULO VII

7. BIBLIOGRAFIA

1. Aguilera & Campos, 2008. Fragmentación: ¿Distribución de tamaños o distribución de distribuciones?, VIII ASIEX. Pucón, Chile.
2. Aler & du Mouza, 1996. Measuring fragmentation efficiency of mine blasts, FRAGBLAST 5. Montreal, Canada.
3. Bergmann, 1983. Effect of explosive properties, rock type and delays on fragmentation in large model blasts, 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, Sweden.
4. Davila & Quiroz, 2010. Influencia de la Voladura en el Throughput del Molino. Simposium Perforación y Voladura de Rocas - Huaraz.
5. EXSA, 4th Edición. Manual Práctico de Voladura.
6. Katsabanis, P.D, Gregersen, S., Pelley, C, and Kelebec, S., 2003. Small Scale Study of Damage Due to Blasting and Implications on Crushing and Grinding. 29th Annual Conference ISEE, Nashville, USA.
7. Katsabanis & Liu, 1996. Delay requirements for fragmentation optimization, FRAGBLAST 5. Montreal, Canada.
8. INGEMMET, Boletín 55, 1995. Geología del Perú: Instituto Geológico Minero y Metalúrgico. Lima.
9. Instituto Tecnológico Geominero de España, 1994. Manual de Perforación y Voladura de Rocas.
10. ISEE, 17th Edition, 1998. Blaster's Handbook.
11. McKenzie, 1994. Estado del arte de la Tronadura. ENAEX, Gerencia Técnica.
12. McKenzie, 2008. Excelencia en Voladura – Limitaciones Actuales. VII Jornada de Tronadura, ASIEX 2008. Puerto Varas – Chile.
13. Mendoza & Zúñiga, 2010. Memo IM-I-M-156 Cookbook de Perforación y Voladura – primer trimestre 2010. Doc. Interno Minera Yanacocha SRL.
14. Nielsen & Kristiansen, 1996. Blasting-Crushing-Grinding Optimisation of an Integrated Comminution System. FRAGBLAST 5, Montreal, Canada.

15. Orlandi & McKenzie, 2006 The Impact of Blasting on the Business of Mining. FRAGBLAST 8, Santiago de Chile, Chile.
16. Paley & Kojovic, 2001. Adjusting to Increase SAG Mill Throughput at the Red Dog Mine. 27th Annual Conference ISEE, Orlando USA.
17. Quiroz, Andrés., Julio, 1997. El corredor estructural Chicama – Yanacocha y su importancia en la metalogenia del norte del Perú. XI Congreso Peruano de Geología. Lima.
18. Reyes, 1980. Geología de los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba: Instituto Geológico Minero y Metalúrgico, Boletín 31. Lima.
19. Stagg & Rholl, 1987. Effects of accurate delays on fragmentation for single row blasting in a 6.7 m (22 ft) bench, 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Colorado, USA.
20. Turner, 1997, The Yanacocha epithermal gold deposits: high sulfidation mineralization in a flow dome setting. Unpublished PhD thesis. Colorado School of Mines.
21. Valenzuela, 2011. Informe de Control de Vibraciones 2011, ORICA Mining Services. Doc. Interno Minera Yanacocha SRL.
22. Vanbrabant & Espinosa, 2006. Impact of short delays sequence on fragmentation by means of electronic detonators: theoretical concepts and field validation, 8th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST 8. Santiago de Chile, Chile.
23. Vidal, E. 1985. The influences of charge weight per delay, horizontal and vertical distances, charge diameter, and travel direction on surface ground vibration levels from blasting. M.S. Thesis. University of Missouri – Rolla.
24. William Hustrulid, 1999. Blasting Principles for Open Pit Mining Volume I. Colorado School of Mines.