



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

**DISEÑO DE TRONADURAS Y SU IMPACTO EN EL COSTO MINA DE
COMPAÑÍA MINERA CERRO NEGRO**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

PABLO DIMAS ZÚÑIGA TORRES

**PROFESOR GUÍA:
JAIME CHACÓN FERNÁNDEZ**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
JORGE CUBILLOS MIRANDA
JUAN MONTES ABALLAY**

**SANTIAGO DE CHILE
2015**

*Estoy aprendiendo a caminar de nuevo
¿No puedes ver que he esperado el tiempo suficiente?
¿Por dónde empezar?
Estoy aprendiendo a hablar otra vez
Creo que he esperado el tiempo suficiente
¿Por dónde empezar?*

Resumen

La Compañía Minera Cerro Negro es una empresa que se dedica a la producción y venta de cátodos y concentrado de cobre. El método de explotación utilizado para la recuperación de minerales es el rajo abierto. Actualmente, debido a los elevados costos de la energía y el alto nivel de inversión que significa la incorporación de nuevas tecnologías que mejoren los rendimientos y la productividad, Cerro Negro está en un proceso de desarrollo de planes de contingencia con el propósito de optimizar sus operaciones mineras. Es en este escenario en el cual se ha propuesto mejorar las operaciones de perforación y tronadura, dado la importancia que tiene la conminución de la roca en la primera etapa de fragmentación del mineral, donde una granulometría adecuada puede generar un importante ahorro en los procesos posteriores.

En la operación actual de P&T se observa como resultados una alta presencia de sobretamaños post tronadura. Esto último se refleja en elevados costos de operación, atribuidos principalmente a la reducción secundaria. Debido a lo anterior, esta memoria tiene como objetivo general la implementación de nuevas metodologías operacionales, de modo de obtener un producto con una granulometría adecuada a los requerimientos de los procesos aguas abajo.

El desarrollo de este estudio consistió en ajustes de las mallas de tronadura por sectores y litologías del rajo. Para ello se compararon los resultados de los diseños propuestos con los del diseño actual (caso base), en cuanto a curvas de distribución de tamaño, niveles de vibración y costos. La herramienta utilizada para el análisis granulométrico fue el software ImageJ, mientras que el análisis vibracional se abordó de manera teórica en base al formulismo desarrollado por la Oficina de Minería de Superficie, debido a la falta de recursos económicos de la Compañía.

Los resultados de los estudios indicaron que el factor de carga que se debe utilizar, para un diámetro de perforación de 4", no debe superar los 286 (g/t) en mineral; mientras que, en el caso del lastre, no debe ser mayor a 191 (g/t). Además, en relación a la práctica operacional, se estimó conveniente cargar el explosivo incorporando un taco intermedio, lo que requiere dos Detonadores del tipo Nonel más dos Amplificadores por pozo (doble cebo). Por último, para el amarre en superficie, se recomendó la utilización de retardos bidireccionales de 17 ms entre filas.

La aplicación de estos cambios significó una disminución del sobretamaño resultante para las diferentes mallas, desde un máximo de 19 % a un mínimo de 9 %. Se logró también disminuir el factor de carga desde valores superiores a los 300 (g/t) en mineral a valores entre 220 (g/t) y 290 (g/t); mientras que, en el caso del estéril, se alcanzaron valores inferiores a 200 (g/t). Esto último se tradujo en una disminución de los metros perforados y del consumo de explosivos en el rajo, factores que son los de mayor incidencia en el costo global de P&T. Además, se logró controlar el nivel de vibraciones, imponiendo la condición que cada pozo se inicie con un tiempo único diferente del resto y que el retardo entre tiros sea siempre menor a 25 ms, condición que también contribuye a mejorar la granulometría del producto de la tronadura.

En suma, con estas nuevas metodologías se logró una utilización más eficiente del explosivo, conclusión que se obtiene de la disminución de 2 (US\$/t Mineral) del costo global de P&T. Por otro lado, el impacto del costo de P&T en el costo mina bajó en un 3,8 %. Sin embargo, esta disminución no se vio reflejada en el costo total mina (aproximadamente 22 [US\$/t]), debido a que esta cifra se encuentra fuertemente dominada por los costos de carguío y transporte (>50%), y también por problemas que impidieron alcanzar la producción y movimiento de estéril programadas durante los meses del estudio.

Abstract

Compañía Minera Cerro Negro is a company that is engaged in the production and sale of copper cathodes and concentrate. The operating method used for the recovery of minerals is open pit. Currently, due to the high energy costs and the high level of investment in new technologies that improve yield and productivity, Cerro Negro is developing contingency plans to optimize their mining operations. It is in this scenario where it is intended to improve the operation of drilling and blasting because of the importance of a good comminution of rock in the first stage of mineral fragmentation, where an appropriate granulometry, could generate significant savings in subsequent processes.

The current operation of P&T, have as a result a high presence of oversize post blast. This is reflected in the high operating costs, mainly attributed to secondary reduction. Because of this, this memory has the general objective to implement new operational methodologies who gives fragmented rock results with the size characteristics required for downstream processes.

The development of this study included adjustments in blasting diagrams by sector and lithology. For this, the results of the proposed design v/s the current design (base case), granulometric curves, vibrational levels and costs, were compared. The granulometric analysis tool used, was the ImageJ software, while the vibrational analysis, was developed theoretically due the lack of financial resources of the company.

The granulometric, vibrational and cost control study, said that the load factor to be used in 4 "diameter drilling in Cerro Negro should not exceed 286 (g/t) in mineral, while in the case of waste, should not exceed 191 (g/t). The loading of explosives must be done using intermediate stemming, therefore, it requires 2 Noneles and 2 booster per well (double bait). Finally, for surface moorage, there were incorporated bidirectional delays of 17 ms between rows.

These improvements reduced the oversize present in the mesh from a peak of 19% to 9%, even to differences of 11% for the same sector and lithology. It is also possible to reduce the load factor from values over 300 (g/t) in mineral, to values between 220 (g/) and 290 (g/t), while in the case of waste, values below 200 (g/t). With the latter, drilling and explosives consumption decreased, factors of greater impact on the overall cost of P&T. In addition, the vibration levels was controlled, getting each hole starts with its unique detonation time and the detonation time between adjacent holes were always less than 25 ms.

New methodologies in blasting, has as results that the explosive was used efficiently. The latter, it follows from the reduction in the overall cost of P&T of 2 (US\$/t ore). On the other hand, the cost impact of P&T in the mining cost fell by 3,8%, however, this decrease in the cost of P&T was not seen reflected in the dollar value per tonne (approximately 22 [US\$/t]) because this value is heavily dominated by loading and transportation costs (>50%) and difficulties during the months of study to achieve the tonnages of ore and waste planned.

Agradecimientos

Quiero agradecer a mi profesor guía Don Jaime Chacón, a mi profesor co-guía Don Juan Montes y a Don Jorge Cubillos, profesor de la comisión, por el constante apoyo y paciencia para con esta memoria; quienes en conjunto pavimentaron con su conocimiento y trayectoria la base teórica y práctica en la cual se sustenta mi trabajo.

A mi madre por el constante amor y apoyo durante toda mi vida y formación profesional, esta memoria es fruto de su esfuerzo y lucha durante mis 26 años de vida. A mi hermano “chelito”, el mejor arquero de hockey patín de Chile, y a Marcelo; con quienes he estado la mayor parte de mi vida y han sido parte importante de esta experiencia. A mi abuela, mi segunda mamá, que siempre me ha dado amor, cariño y me ha malcriado sólo como una abuela lo sabe hacer. A todos mis tíos, tías y primos, quienes son parte importante de mi corazón y de quienes siempre escuché consejos y apoyo.

Quisiera agradecer a mi polola “pequitas”, quien ha tenido una gran paciencia para soportar los turnos mineros y me ha entregado el amor suficiente para sacar adelante este trabajo. Este esfuerzo lo hice en gran medida pensando en el futuro proyecto de vida que tengo junto a ella. Gracias a la familia Martínez Mellado, mis suegros, por el cariño, hacer que todo sea más fácil, abrir las puertas de su hogar y la excelente voluntad que han tenido conmigo.

Muchas gracias a todos mis amigos. Los tengo a todos presentes en mi corazón. Los amigos de la vida: Matt, Juan, Vane, Dani, Nico, Seba, Juanjo, Farah y Enrique León. Los Bachimenes: Edu, Agus, Mati y Dany. Los Rosin Ramblers: Chica, Chico, James, Seba, Matulic, Cárcamo, Alonso y Ezio. La mejor banda de rock del planeta, “IDOS”: Jeldres, JC y Rossello. La familia Lobos Riquelme: Tita, Tito, Yaya, Berni y Rosario.

Mis Mayores agradecimientos a Don Roberto Martínez, por haber creído en mí, darme su confianza, y ser el gestor de las oportunidades que actualmente estoy viviendo como profesional.

Gracias Compañía Minera Cerro Negro, por la oportunidad de desarrollar este trabajo en sus dependencias. A su equipo humano, Don Willy, Don Manu, Don Héctor, Yasna, Don Orlando, Omar, Ivonne, David, los topo y alarifes, Felipe; y como olvidar a los Jedis: Don Rodrigo, Don Joshe y Habibi.

Finalmente agradezco a la Universidad de Chile y a todos los profesores que participaron de mi formación. Gracias por haberme entregado las herramientas necesarias para desenvolverme tanto en lo académico como en lo laboral.

Tabla de contenido

1	Introducción	1
1.1	Motivación	2
1.2	Objetivos	3
1.2.1	Objetivos generales	3
1.2.2	Objetivos específicos	3
1.3	Alcances	3
1.4	Metodología de trabajo	4
1.5	Carta Gantt	5
2	Antecedentes	6
2.1	Antecedentes generales	6
2.2	Antecedentes geológicos	8
2.3	Antecedentes geomecánicos y de diseño del rajo	9
2.3.1	Caracterización del macizo rocoso	9
2.3.2	Parámetros de diseño	10
2.4	Antecedentes Mina-Planta	10
2.5	Antecedentes de perforación y tronadura	12
2.5.1	Perforación	12
2.5.2	Tronadura	13
2.5.3	Estado del arte	17
3	Análisis Bibliográfico	18
4	Desarrollo del estudio	26
4.1	Presentación de caso base	27
4.1.1	Factor de Carga de Caso Base	27
4.1.2	Curvas granulométricas de Caso Base	30
4.1.3	Nivel de vibraciones caso base	41
4.2	Nuevas metodologías propuestas para el diseño de tronaduras	44
4.2.1	Diseño de mallas de perforación	44
4.2.2	Carguío de explosivo	52
4.2.3	Secuencia de tronadura	56
4.2.4	Protocolo de P&T	59
4.3	Resultados y análisis	62
4.3.1	Resultados granulométricos y factor de carga	62
4.3.2	Resultados operacionales	81
4.4	Análisis económico	85
4.4.1	Costo global de perforación y tronadura	86
4.4.2	Impacto del diseño de tronaduras en el costo mina	92
5	Conclusiones y Recomendaciones	96
5.1	Conclusiones	96
5.2	Recomendaciones	99
6	Bibliografía	101
7	Anexos	102

Índice de Tablas

Tabla 1: Caracterización del Macizo Rocoso.....	9
Tabla 2: Parámetros de diseño por sector.....	10
Tabla 3: Propuesta de diseño de Durán J.....	17
Tabla 4: Parámetros actuales de diseño.....	17
Tabla 5: Límites de Vibración requeridos según Oficina de Minería de Superficie.....	24
Tabla 6: Densidad de explosivo y litologías utilizadas para calcular Factor de Carga.....	29
Tabla 7: Parámetros del Caso Base.....	29
Tabla 8: Notación para cada sector del rajo.....	34
Tabla 9: Resumen de resultados granulométricos.....	41
Tabla 10: Nivel de Vibraciones para tronadura CHNb765_D01.....	43
Tabla 11: Diámetro de perforación y densidad de carguío.....	45
Tabla 12: Corrección por explosivo.....	46
Tabla 13: Valores aceptados para factor de corrección.....	47
Tabla 14: Estimación de Factor de Roca según Cunningham.....	50
Tabla 15: Valores de Factor de Roca.....	50
Tabla 16: Parámetros de diseño en mineral CMCN.....	51
Tabla 17: Parámetros de diseño en estéril CMCN.....	52
Tabla 18: Características fisico-químicas, de artefactos utilizados como booster.[12].....	53
Tabla 19: Precios de referencia por unidad. [14].....	54
Tabla 20: Evaluación económica de modalidad de carguío propuesta. [14].....	55
Tabla 21: Conversiones para evaluación de Nivel de Vibraciones.....	56
Tabla 22: Mallas y Factores de Carga para diseño de Tronaduras, Diciembre 2014.....	62
Tabla 23: Resumen de resultados granulométricos en Mineral, Diciembre 2014.....	67
Tabla 24: Resumen de resultados granulométricos en Estéril, Diciembre 2014.....	68
Tabla 25: Mallas y Factores de Carga para diseño de Tronaduras, Enero 2015.....	69
Tabla 26: Resumen de resultados granulométricos en Mineral, Enero 2015.....	73
Tabla 27: Resumen de resultados granulométricos en Estéril, Enero 2015.....	73
Tabla 28: Mallas y Factores de Carga para diseño de Tronaduras, Febrero 2015.....	74
Tabla 29: Resumen de resultados granulométricos en Mineral, Febrero 2015.....	78
Tabla 30: Resumen de resultados granulométricos en Estéril, Febrero 2015.....	78
Tabla 31: Resultados finales en mallas de mineral, factor de carga y sobretamaño.....	79
Tabla 32: Resultados finales en mallas de estéril, factor de carga y sobretamaño.....	80
Tabla 33: Detalle para cálculo de Costo Mina.....	92
Tabla 34: Mallas de P&T según Sector y Litología.....	96

Índice de Ilustraciones

Ilustración 1: Boloneo post tronadura.....	2
Ilustración 2: Colapso de Bancos.....	2
Ilustración 3: Fragmentación secundaria, PicaRoca.....	2
Ilustración 4: Perforación para Cachorro de callos.....	2
Ilustración 5: Mapa Ubicación CMCN.....	6
Ilustración 6: Planta de Sectores de Rajo Media Luna.....	7
Ilustración 7: Planta de Excavaciones subterráneas y Rajo Media Luna.....	7

Ilustración 8: Esquema del yacimiento Cerro Negro.....	8
Ilustración 9: Izquierda, Perfil Oeste-Este Pared Norte. Derecha, Perfil Oeste-Este Chringo.....	9
Ilustración 10: FlowSheet de Compañía Minera Cerro Negro.	11
Ilustración 11: Perforadora JUNJIN.	13
Ilustración 12: Detonadores Noneles Exel MS.....	15
Ilustración 13: Distribución de retardos en Malla de USb775.	15
Ilustración 14: Líneas de isotiempo, salida en "V".	16
Ilustración 15: Rangos de iniciación del ANFO según ubicación y tamaño del cebo.....	21
Ilustración 16: Comparación entre Cast Primer y Slurry Primer.....	22
Ilustración 17: Resultados tras experimentos de tiempos de retardo según Langefors.	23
Ilustración 18: Resultados experimentales de Bauer.	23
Ilustración 19: Secuencia de salida de tronadura.....	24
Ilustración 21: De Izquierda a Derecha, secuencia de procesamiento de imágenes.....	25
Ilustración 22: Diagrama de desarrollo de estudio	27
Ilustración 23: Diagrama de mallas de perforación y tronadura para mineral.	28
Ilustración 24: Ciclo para obtención de sobretamaño.	31
Ilustración 25: Tronadura CHNb765_D01, plano diseñado en AutoCad.....	43
Ilustración 26: Diseño actual y diseño propuesto para carguío de explosivo.....	55
Ilustración 27: Ejemplo secuencia de tronadura.....	58
Ilustración 28: Tiempos de detonación y líneas de isotiempo.....	59
Ilustración 29: Protocolo de perforación y tronadura en CMCN.	61

Índice de Ecuaciones

Ecuación 1: Expresión para el burden según Langefors.....	19
Ecuación 2: Expresión para calcular Velocidad Peak de Partícula.	20
Ecuación 3: Diámetro según altura de banco.	20
Ecuación 4: Tamaño de fragmento medio según Kuznetzov.	25
Ecuación 5: Potencia Relativa.	45
Ecuación 6: Poder Rompedor Relativo.	46
Ecuación 7: Factor de corrección según Langefors.....	47
Ecuación 8: Ecuación para estimar el factor de carga, Cunningham.	49
Ecuación 9: Formulismo para determinar primer Nonel que detona.....	58

Índice de Gráficos

Gráfico 1: Curva granulométrica USb765_D01	34
Gráfico 2: Curva granulométrica CHNb775_D01.....	35
Gráfico 3: Curva granulométrica MSb795_D01	35
Gráfico 4: Curva granulométrica UNb735_D01	36
Gráfico 5: Curva granulométrica USb775_D01	36
Gráfico 6: Curva granulométrica CHCb790_D01.....	37
Gráfico 7: Curva granulométrica USb775_D02.....	38
Gráfico 8: Curva granulométrica MSb795_D01	38

Gráfico 9: Curva granulométrica UNb775_D01	39
Gráfico 10: Curva granulométrica CHNb765_D01.....	39
Gráfico 11: Curva granulométrica CHSb775_D01	40
Gráfico 12: Curva granulométrica MSb785_D01.....	63
Gráfico 13: Curva granulométrica UNb775_D01.....	63
Gráfico 14: Curva granulométrica CHCb790_D01.....	64
Gráfico 15: curva granulométrica CHNb755_D03.....	64
Gráfico 16: Curva granulométrica USb765_D02.....	65
Gráfico 17: Curva granulométrica MSb785_D02.....	65
Gráfico 18: Curva granulométrica UNb760_D01.....	66
Gráfico 19: Curva granulométrica USb775_D03.....	66
Gráfico 20: Curva granulométrica CHSb765_D01.....	67
Gráfico 21: Curva granulométrica MSb785_D01.....	69
Gráfico 22: Curva granulométrica MSb770_D01.....	70
Gráfico 23: Curva granulométrica UNb760_D01.....	70
Gráfico 24: Curva granulométrica UNb750_D01.....	71
Gráfico 25: Curva granulométrica UNb840_D01.....	71
Gráfico 26: Curva granulométrica CHNb755_D04.....	72
Gráfico 27: Curva granulométrica CHCb790_D02.....	72
Gráfico 28: Curva granulométrica MSb760_D01.....	74
Gráfico 29: curva granulométrica UNb750_D01.....	75
Gráfico 30: Curva granulométrica UNb740_D03.....	75
Gráfico 31: Curva granulométrica USb765_D03.....	76
Gráfico 32: Curva granulométrica CHNb755_D04.....	76
Gráfico 33: Curva granulométrica CHSb815_D01.....	77
Gráfico 34: Curva granulométrica MSb800_D01.....	77
Gráfico 35: Metros perforados por máquinas Jun Jin.....	81
Gráfico 36: Movimiento de material vs perforación.....	82
Gráfico 37: Perforación liviana mensual.....	83
Gráfico 38: Tonelaje de Mineral picado.....	84
Gráfico 39: Consumo de explosivo en Cerro Negro.....	85
Gráfico 40: Variación de Costo Global P&T.....	86
Gráfico 41: Comparación entre movimiento de material y costos global de P&T.....	87
Gráfico 42: Porcentaje de incidencia en costo global de P&T.....	88
Gráfico 43: Costo asociado a programa de P&T.....	89
Gráfico 44: Costo asociado a perforación.....	90
Gráfico 45: Costo asociado a explosivo y accesorios.....	90
Gráfico 46: Costo asociado a reducción secundaria.....	91
Gráfico 47: Impacto del costo de P&T en el Costo Mina.....	93
Gráfico 48: Incidencia porcentual del costo global de P&T.....	94
Gráfico 49: Movimiento mensual de material y Costo Mina.....	95

1 Introducción

El escenario minero actual se caracteriza por presentar elevados costos de energía y un alto grado de inversión en nuevas tecnologías que mejoren rendimientos y productividad. Estos parámetros repercuten de sobremanera en mediana minería, la cual se limita básicamente a extraer entre 350 toneladas y 5.000 toneladas de mineral al día, y por lo tanto, son más propensas y están sujetas a mayores cambios con respecto a lo que ocurra en el mercado. Debido a lo anterior, quienes manejan estas compañías son empresarios mucho más prudentes, pues una leve variación en el precio del metal afecta de manera importante los costos y puede conllevar incluso el cierre de faenas. Para evitar esto, es de vital importancia optimizar las operaciones mineras, pues así, es posible disminuir costos y aumentar los beneficios tanto para clientes como para productores.

Es en este escenario donde Compañía Minera Cerro Negro desea enfocar sus esfuerzos. Para esto, se desea comenzar por optimizar la primera de las operaciones unitarias, la Perforación y Tronadura, esto último debido a la importancia que tiene una buena conminución de la roca en la primera etapa de fragmentación del mineral, donde una granulometría adecuada podría generar un importante ahorro en los procesos aguas abajo.

Actualmente, debido al nulo control en la operación, Cerro Negro presenta elevados costos y una alta presencia de sobretamaños producto de las tronaduras. Lo anterior, justifica el desarrollo de esta memoria, la cual tiene como finalidad proponer diseños con los cuales se mejore la operación actual en términos de gestión, control, supervisión, resultados y costos. El sustento de este trabajo será un análisis técnico-económico que responda a los objetivos del estudio.

Hay que recordar que la minería es un negocio y por ende se debe priorizar el hecho de reconocer el explosivo como la fuente de energía más barata en el proceso de conminución y de entender el alto factor de apalancamiento que puede tener una tronadura óptima en los procesos posteriores. Esto último, es posible aprovechando de manera eficiente la energía de los explosivos. La cantidad de energía o materia explosiva requerida, dependerá en lo esencial de las propiedades geomecánicas y de la granulometría del producto, por lo que la operación exige un alto grado de optimización entre energía liberada y energía requerida para obtener el grado de fragmentación esperado sin producir efectos secundarios indeseados como lo son el daño al macizo rocoso, flyrocks y dilución del mineral.

Como en todo proceso productivo, en la operación de Perforación y Tronadura es necesario conocer un conjunto de variables que dicen relación con las características del macizo rocoso, propiedades de explosivos, retardos, factores de carga y restricciones locales, generando así los diseños que se ajusten a las necesidades de cada faena y a la vez maximizando los beneficios que la tronadura puede aportar a la cadena productiva, agregando “valor” al producto de la tronadura y por lo tanto al proceso global (Mine to Mill).

1.1 Motivación

Actualmente en Compañía Minera Cerro Negro (CMCN) existe nulo control en el proceso de Perforación y Tronadura. Esta operación es una tarea asignada a una empresa externa, encargada tanto de definir parámetros de diseño de mallas de perforación como también parámetros de tronadura. La empresa encargada de la operación es AGROMINS, quienes a la vez se dedican al carguío y transporte del material.

Al existir un alto nivel de desinformación y falta de protocolos en la operación de P&T, el área de ingeniería de CMCN se ha dedicado a estandarizar la operación, comenzando por generar mallas que diferencien el tratamiento entre sectores de estéril y mineral. Sin embargo, por las características geológicas (litología y estructuras) y geomecánicas (labores subterráneas) del rajo, hace falta diseñar mallas para cada uno de los sectores de la mina, generando así el material fracturado que maximice el rendimiento de la flota y minimice costos de tronadura secundaria.

Debido a los malos resultados de esta operación, los cuales se reflejan en mala fragmentación de la roca (ver Ilustración 1), colapso de bancos (ver Ilustración 2) y elevados costos debido a fragmentación secundaria utilizando máquina PicaRoca (ver Ilustración 3) o cachorreo de callos y bolones (ver Ilustración 4), es que se busca que la toma de decisiones y la operación esté en manos de la empresa mandante, siendo AGROMINS quienes se dediquen solamente a ejecutar.



Ilustración 1: Boloneo post tronadura.



Ilustración 2: Colapso de Bancos.



Ilustración 3: Fragmentación secundaria, PicaRoca.



Ilustración 4: Perforación para Cachorreo de callos.

1.2 Objetivos

Los objetivos de esta memoria de título son:

1.2.1 Objetivos generales.

- Implementar nuevas metodologías operacionales que entreguen como resultado roca fragmentada con las características granulométricas requeridas en los procesos aguas abajo.
- Controlar y optimizar los costos asociados a esta operación.

1.2.2 Objetivos específicos.

- Diseño de mallas de Perforación y Tronadura por sector, según las características geológicas y geomecánicas del Rajo.
- Control granulométrico de acuerdo a requerimientos operacionales del chancador primario.
- Control vibracional y de estabilidad de bancos como resultado de las tronaduras.
- Proponer alternativas que reduzcan costos asociados a la tronadura secundaria y máquina PicaRoca.
- Diseño de protocolos para el desarrollo de Perforación y Tronadura.

1.3 Alcances

Para cumplir con los objetivos propuestos, se estudiarán en promedio 6 mallas de P&T correspondientes a las planificadas para cumplir el tonelaje mensual. Aquellas tronaduras que se realicen de manera operacional (tronaduras especiales que se hacen fuera de programa) no se contemplarán dentro de este estudio, puesto que son mallas que se llevan a cabo cuando hay apuro por cumplir el programa mensual o cuando la tronadura previamente diseñada se ejecuta de manera incorrecta dejando plataformas o callos que requieren nuevamente ser fragmentadas para alcanzar la cota correspondiente. Las mallas de perforación propuestas considerarán sólo tiros de producción, dejando fuera de estudio el diseño de tiros de precorte y buffer.

El ajuste de mallas de P&T sectorial se realizará comparando resultados del diseño propuesto v/s el diseño actual, sus respectivas curvas granulométricas, niveles vibracionales y costos. Además, estos ajustes contemplarán los recursos actuales de la compañía (perforadoras, diámetros de perforación, explosivos, etc.). Por otro lado, para determinar el tamaño apropiado de material estéril fragmentado, se considerará el rendimiento de la retroexcavadora Hyundai 330, que es aquella con menor tamaño de balde.

Geológicamente se considerarán sólo las estructuras principales que cruzan el rajo así como las litologías dominantes: arenisca, lutita, andesita y brecha. Si bien el aluvio es litología dominante y presenta las mayores reservas de óxidos, no se considera dentro del estudio pues no requiere de P&T.

Como esta memoria busca determinar aquel material considerado como sobretamaño (>50cm), el software ImageJ, de análisis granulométrico, será utilizado como una herramienta confiable a pesar de que presente varias deficiencias por la poca representatividad en la cuantificación de los finos post tronadura. La representatividad del estudio realizado con este software, se fundamentará en el proceso de medición y toma de muestras, donde para cada análisis se conocerá el riesgo de cometer errores y, por lo tanto, se tomarán las medidas preventivas necesarias para ejecutar correctamente el procedimiento de medición y obtención de datos de calidad.

1.4 Metodología de trabajo

La metodología mediante la cual se llevará a cabo este estudio de casos, considera un desarrollo teórico-empírico durante la estadía en la compañía. Para la ejecución de cada una de las etapas se cuenta con el apoyo de Superintendencia Mina quienes, durante el desarrollo de este trabajo, están dispuestos a implementar nuevas metodologías operacionales que impliquen estandarizar la perforación y tronadura en el rajo. La metodología se dividirá en 7 etapas críticas que se detallan a continuación:

1. Levantamiento de información respectiva a la operación de Perforación y Tronadura y requerimientos granulométricos de Planta.
2. Toma de fotografías post tronadura para la generación de curvas granulométricas utilizando el software ImageJ. Además se calculará el nivel de vibraciones de las tronaduras. Lo anterior, con la finalidad de identificar y caracterizar el caso base con el cual se harán las comparaciones mensuales.
3. Análisis teórico preliminar y diseño de mallas de perforación con secuencias de detonación respectivas por sector del Rajo. Se utilizará la metodología de Langefors para el diseño de mallas, y la de Kuz-Ram para la predicción granulométrica.
4. Generación de un protocolo operacional, tanto para Perforación como para Tronadura, que involucre a las áreas de ingeniería, topografía y operaciones.
5. Implementación operacional de mallas con su respectiva secuencia de detonación (bajo supervisión); toma de fotografías post tronadura para generación de curvas granulométricas del caso propuesto.
6. Generación de base de datos y ajustes respectivos hasta lograr los resultados deseados mediante la comparación de curvas granulométricas del caso base y caso propuesto.
7. Análisis y evaluación económica de la operación comparando entre el desarrollo actual y los cambios propuestos.

1.5 Carta Gantt

		Memoria CMCN - Perforación y Tronadura.																							
		Mes		Septiembre '14		Octubre '14		Noviembre '14		Diciembre '14		Enero '15		Febrero '15		Marzo '15		Abril '15		Mayo '15		Junio '15			
Etapa	Actividad	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
1	Análisis bibliográfico/Aclimatamiento laboral																								
	Levantamiento de información respectiva a Operaciones de P&T, ¿qué se hace, cómo se hace?																								
	Levantamiento de datos y recursos Para P&T (Máquinas, diámetros, etc.- Explosivos, detonadores, retardos, etc.)																								
	Geología y geomecánica de Rajo media Luna. (litología, estructuras)																								
2	Planta, granulometría de entrada a chancador.																								
	Toma de fotografías post tronadura para generación de curvas granulométricas del caso base. (software ImageJ)																								
	Cálculo de nivel de vibraciones de tronaduras.																								
3	Análisis teórico, diseño de mallas predictivas de P&T. Secuencias de detonación de acuerdo a niveles de vibración aceptables.																								
	Generación de protocolo operacional que involucre Ingeniería, Topografía y a Operaciones.																								
5	Implementación de nuevas metodologías de P&T (bajo supervisión).																								
	Toma de fotografías post tronadura y análisis utilizando ImageJ de caso propuesto.																								
6	Generación de base de datos de caso base y caso propuesto.																								
	Comparación de metodología con caso base y caso propuesto para realizar ajustes respectivos.																								
7	Análisis y evaluación económica de la operación.																								
	Documentación y revisión																								

2 Antecedentes

2.1 Antecedentes generales

La Compañía se localiza aproximadamente a 210 kilómetros al noreste de Santiago, en el sector de Pitipeumo de la comuna de Cabildo, Provincia de Petorca, V Región de Chile. Llegar al sector toma aproximadamente 2,5 horas en automóvil.

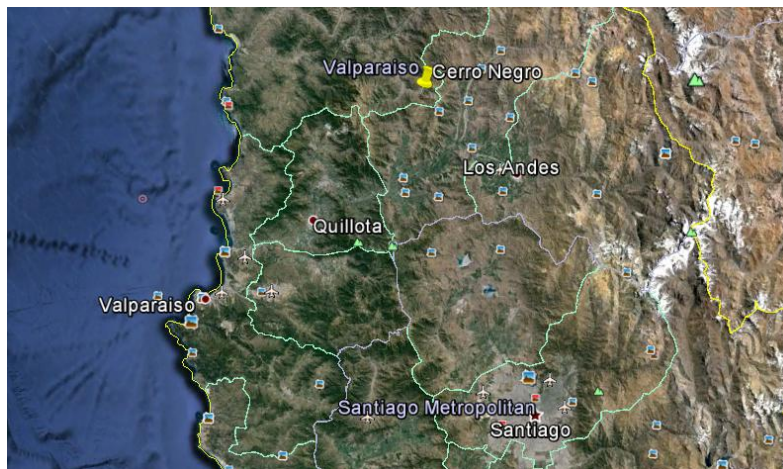


Ilustración 5: Mapa Ubicación CMCN.

La Compañía Minera Cerro Negro posee registro de exploraciones y excavaciones que datan desde 1920; desde ese entonces la propiedad ha sido adquirida por distintas sociedades y entidades que se han visto beneficiadas con el metal presente en la zona. En 1996 el Grupo Luksic decide cerrar el yacimiento ya que la producción deja de cumplir con sus expectativas. Frente a este panorama, la administración de ese entonces plantea la compra de la compañía, siendo ellos quienes hasta el día de hoy han continuado con la explotación del sector. CMCN cuenta con una dotación de personal de 516 personas, de las cuales 347 son de empresas contratistas y 169 son funcionarios de planta.

El método de explotación utilizado actualmente es el de cielo abierto. El Rajo, conocido como Rajo Media Luna, posee 980 metros de largo, 640 metros de ancho y 160 metros de profundidad. La zona de explotación está dividida en 4 sectores actualmente operativos: Pared Norte, Manto Superior, Unión y Chiringo. A su vez el sector de Unión se subdivide en Unión Norte y en Unión Sur, mientras que Chiringo se subdivide en Chiringo Norte, Chiringo Centro y Chiringo Sur. El acceso al Rajo se puede realizar por dos sectores, el primero de ellos es por Unión Sur, a un costado del botadero 1-3¹, y el otro se encuentra en Pared Norte junto a las oficinas de AGROMINS. Las zonas anteriormente descritas se muestran en la Ilustración 6.

¹ El nombre de botadero 1-3, proviene de la unión del botadero 1 y el botadero 3 debido al vaciado de estéril entre ambas tortas.

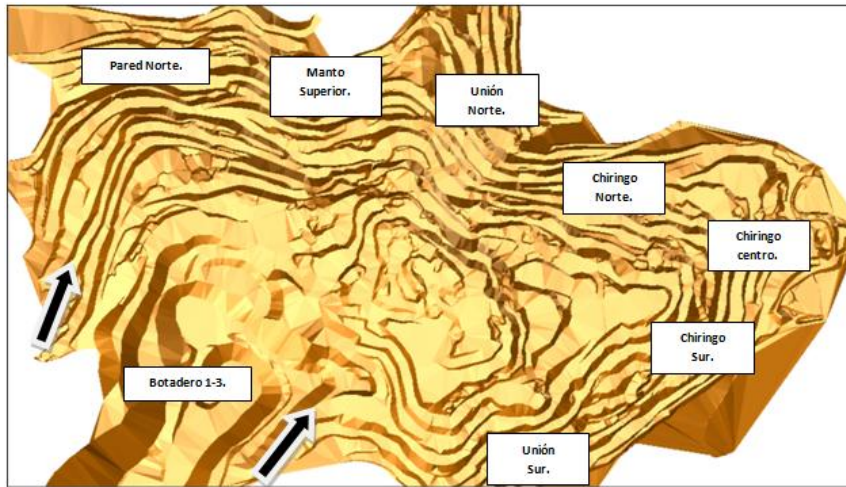


Ilustración 6: Planta de Sectores de Rajo Media Luna.

Como se mencionó anteriormente, las explotaciones datan desde 1920. Durante el mayor tiempo de vida de la faena, y al ser un yacimiento dispuesto en forma de mantos sub-horizontales, esta fue explotada mediante métodos subterráneos. Los principales métodos de explotación utilizados fueron Room & Pillar y algunos sectores con mayor potencia mediante Sublevel Stopping. Este largo periodo de explotación dejó un área bastante extensa de caserones y pilares, quedando un gran tonelaje de material remanente con altas leyes correspondiente a techos, pilares y pisos. Debido a esto último, y tras el análisis económico correspondiente, es que se decidió utilizar minería a cielo abierto para su recuperación.

La presencia de excavaciones subterráneas hace más difícil la explotación ya que a menudo es necesario realizar hundimientos con el propósito de rellenar las cavidades y poder avanzar con los bancos para las expansiones del Rajo. De esta manera, es necesario conocer de manera detallada las labores previas al desarrollo del Rajo, tal que la operación no se vea entorpecida por el afloramiento de cavidades.

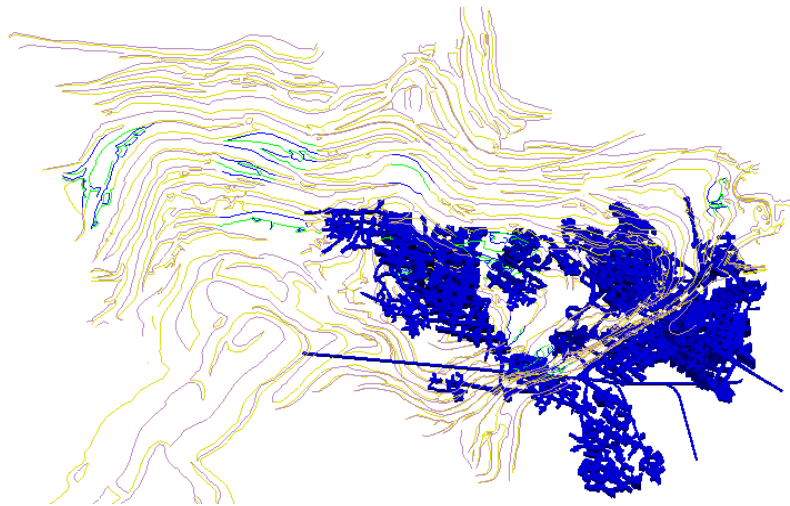


Ilustración 7: Planta de Excavaciones subterráneas y Rajo Media Luna.

Para el año 2015, Cerro Negro cuenta con un total de reservas de 614.236 toneladas de mineral, cuya ley es de 1,2 % de Cobre total. Las reservas de óxido corresponden a 187.485 toneladas con una ley de 1,3 % de cobre soluble, mientras que para el sulfuro se planifican 426.651 toneladas con una ley de 0,9 %.

En la actualidad, CMCN tiene una producción de 480 tpm de cátodos de Cobre y 850 tpm de concentrado de Cobre. Estas producciones son fruto del beneficio de 40.000 toneladas por mes de minerales oxidados y 20.000 toneladas por mes de minerales sulfurados.

2.2 Antecedentes geológicos

El yacimiento de Cerro Negro corresponde a cuerpos estrato ligados (mantos) de origen volcano-sedimentario. Estos cuerpos están directamente relacionados con la presencia de un cuerpo intrusivo andesítico (ver Ilustración 8). La mineralización se da en las zonas de contacto entre las litologías.

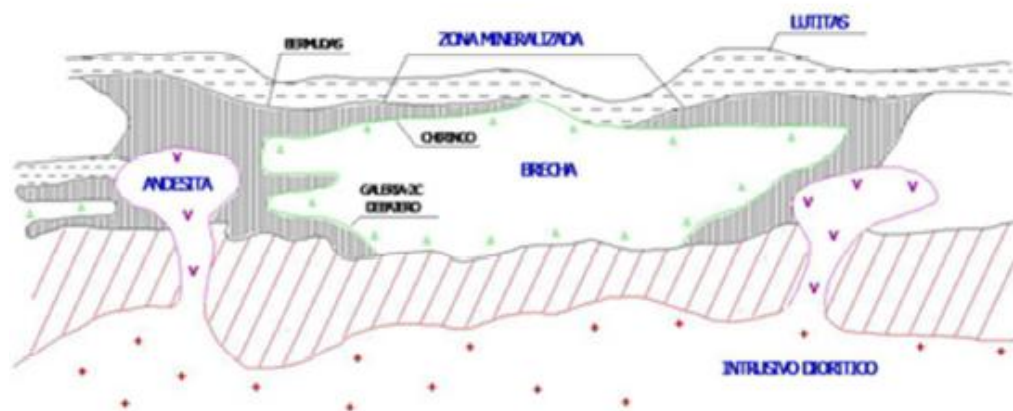


Ilustración 8: Esquema del yacimiento Cerro Negro.

Dentro de los minerales oxidados de cobre predominan la Crisocola, Azurita y Malaquita; mientras que la Bornita, Calcopirita y Calcosina son los minerales sulfurados predominantes. También existen zonas donde la mineralización es mixta y zonas con presencia de mineral de Plata.

La litología del Rajo se puede ver en la siguiente lista en orden descendente:

- Aluvio (estéril y mineral).
- Arenisca Superior (estéril).
- Lutita (estéril y mineral).
- Brecha (estéril y mineral).
- Arenisca Inferior (estéril).
- Andesita (estéril y mineral).

El yacimiento, al encontrarse en una quebrada entre cerros, presenta en abundancia un tipo de material conocido como aluvio, un conglomerado de rocas y tierra presente en los bancos de cota mayor. Este es un relleno altamente inestable que se encuentra sujeto a condiciones de riesgos altos y por lo cual requiere de trato especial. Debido a lo blando del terreno en las zonas de aluvio, no se requiere de perforación y tronadura para su explotación, esto último se da mayormente en el sector de Pared Norte de acuerdo a lo mostrado en la imagen izquierda de la Ilustración 9. Por otro lado, la imagen de la derecha muestra la litología hacia el sur, donde cambian las potencias de la Lutita y Brecha, rocas asociadas a mineral que si requieren de P&T.

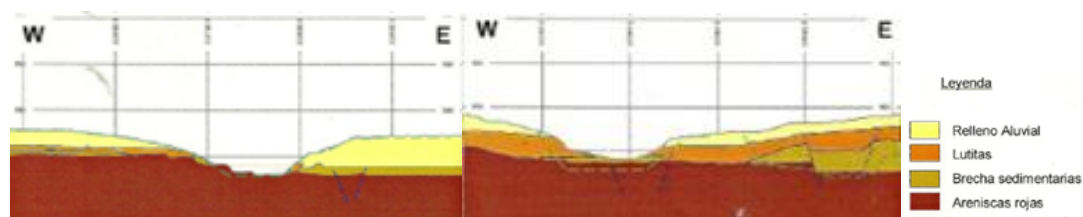


Ilustración 9: Izquierda, Perfil Oeste-Este Pared Norte. Derecha, Perfil Oeste-Este Chringo.

2.3 Antecedentes geomecánicos y de diseño del rajo.

Los parámetros geomecánicos y de diseño del Rajo son entregados al área de ingeniería por el ingeniero consultor de Geomecánica Minera Aplicada que asiste durante la última semana de cada mes para el desarrollo de los planes mensuales. Para efectos de esta memoria, se presentarán a continuación aquellas características y valores que influirán directamente en la operación de perforación y tronadura. Estas últimas son la caracterización del macizo rocoso por litología y los parámetros de diseño por sector.

2.3.1 Caracterización del macizo rocoso.

Parámetro/Litología	Lutita	Arenisca	Brecha/Andesita	Brecha CH-C ²
Constante de Hoek-Brown	8	25	25	12
GSI	30	75	75	50
Ángulo de Fricción (°)	24	46	46	33
Cohesión (MPa)	0,55	13	13	3,5
Resistencia a la compresión (MPa)	1,7	64,8	64,8	13
Resistencia a la tracción (MPa)	-0,01	-0,9	-0,9	-0,15
Módulo de deformación (GPa)	1,4	42	42	9
Razón de Poisson	0,3	0,2	0,2	0,25

Tabla 1: Caracterización del Macizo Rcoso.

²La Brecha en Chringo Centro presenta características distintas a la Brecha ubicada en las otras zonas. Esto último se debe principalmente al debilitamiento de la roca por las excavaciones subterráneas previas al rajo.

2.3.2 Parámetros de diseño.

De acuerdo a los análisis de estabilidad realizados por el geomecánico, el diseño de bancos debe presentar las siguientes características.

Parámetro/Sector	Pared Norte	Manto Superior	Unión	Chiringo
Altura de banco (m)	10	10	10	10
Ancho de berma (m)	15	8	8	8
Ancho de rampa (m)	15	10	10	10
Ángulo de banco (°)	65	75	75	75
Ángulo interrampa (°)	45	45	45	45
Ángulo global (°)	53	53	53	53

Tabla 2: Parámetros de diseño por sector.

2.4 Antecedentes Mina-Planta.

Una vez extraído, el mineral se procesa en el Chancador primario donde pasa de 25" a 4" de diámetro. Posterior a esto, el mineral es llevado por correas transportadoras hasta una parrilla de 3/4" donde el material pasante se dirige directamente al chancador terciario y el material de rechazo se envía al chancador secundario, este último deja el material 100 % bajo 1". A continuación, el mineral pasa por un arnero Doble Deck de 5/8" y 3/8" de abertura; el material pasante se dirige al stock pile si es que es óxido, o al silo de muestreo si es sulfuro. Por otro lado, el mineral rechazado pasa al chancador terciario dejando el mineral 100 % bajo 3/8". El mineral Sulfurado chancado es almacenado en 4 silos de 450 toneladas cada uno, para luego ser procesado mediante molienda húmeda; esta pulpa es acondicionada con reactivos de flotación y posteriormente flotada en celdas Wenco de 500 y 1.000 pies cúbicos. El mineral Oxidado es acopiado y posteriormente es cargado y llevado en camiones convencionales al sector de aglomerado. El material aglomerado es cargado en 10 pilas de lixiviación que ocupan un área total de 45.000 m².

De acuerdo a antecedentes entregados directamente por el superintendente de planta, el material fragmentado que proviene desde la mina debe poseer un tamaño 100% bajo 500 mm para lograr la mejor eficiencia del chancador primario. Por otro lado, si bien por diseño el chancador puede procesar 320 toneladas por hora a un tamaño máximo de 635 mm, se recomienda que el máximo tamaño sea de 550 mm para evitar inconvenientes en el proceso de chancado.

Para entender de mejor manera el procesamiento del mineral en Compañía Minera Cerro Negro, se presenta a continuación el Flowsheet actualizado a Noviembre de 2014³.

³La actualización del Flowsheet se debe a la puesta en marcha del nuevo molino de bolas durante los primeros días de Noviembre del 2014.

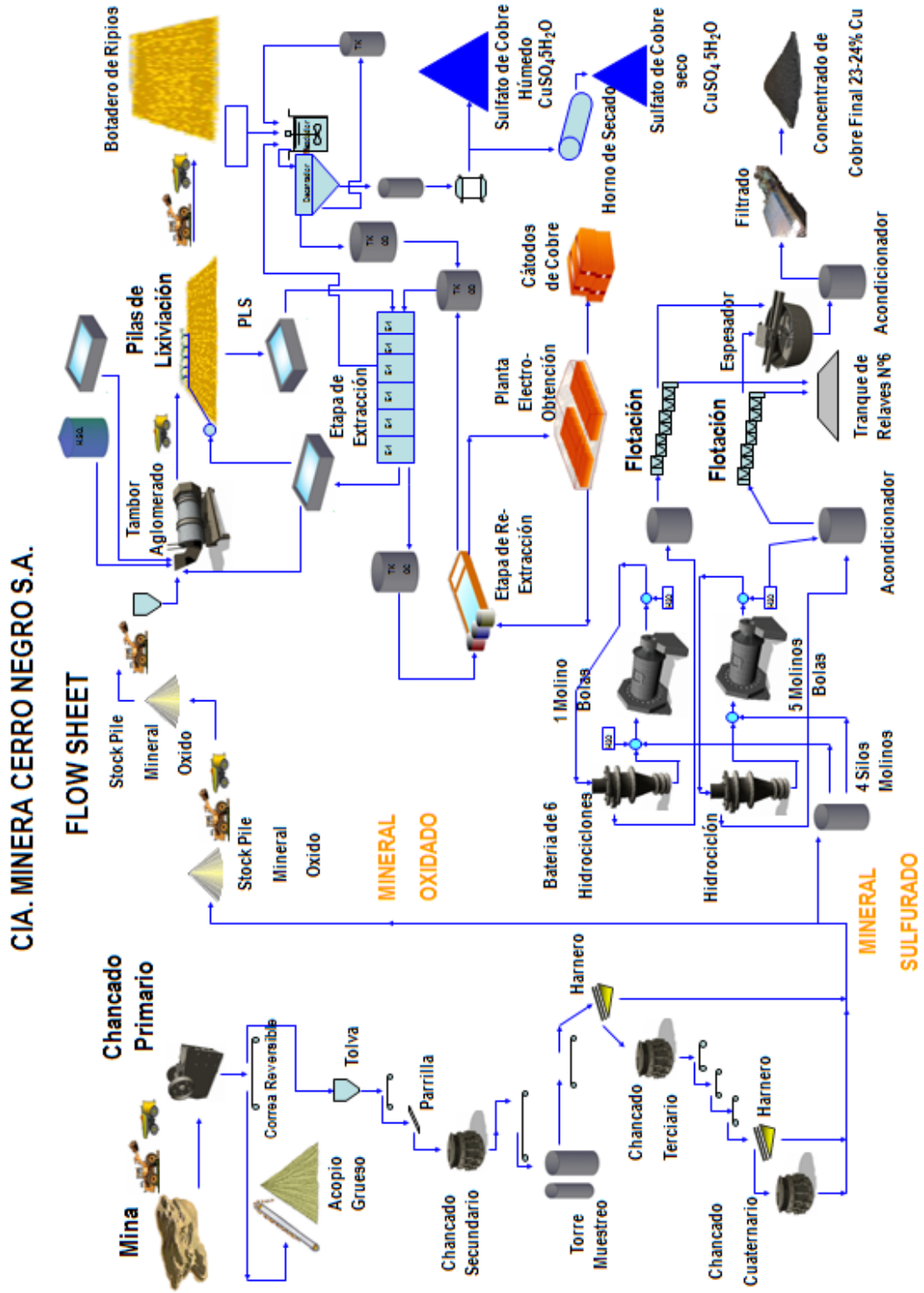


Ilustración 10: FlowSheet de Compañía Minera Cerro Negro.

2.5 Antecedentes de perforación y tronadura

En Compañía Minera Cerro Negro, la empresa contratista AGROMINS, es la encargada de realizar la Perforación y Tronadura de acuerdo a las directrices entregadas por el área de Ingeniería. Sin embargo, lo anterior es lo contemplado en el papel, pues en la práctica la falta de comunicación entre ambas empresas lleva a malos resultados del proceso, con elevados costos, bajas productividades y malos resultados granulométricos. Si bien el área de Ingeniería está modificando los protocolos de P&T en el sentido de incluir a topografía⁴ y operaciones, aún existe desconocimiento por parte de todas las entidades involucradas sobre los pasos a seguir una vez se determinan las zonas a explotar en el mes, por lo que muchas veces AGROMINS toma la iniciativa y lleva a cabo la operación como a ellos les parezca conveniente.

Los recursos con los cuales cuenta operaciones para llevar a cabo P&T, se muestran en las siguientes secciones.

2.5.1 Perforación

La operación comienza con la identificación de los sectores que se explotarán en el mes, con ellos ingeniería desarrolla los polígonos de superficie donde se realizarán las mallas de perforación que contempla alcanzar las líneas de programa. Ingeniería diseña las mallas, sin embargo estas no diferencian entre sectores del Rajo, sino que sólo hacen diferencia entre lo que es mineral con mallas de 2,5 m x 2,8 m (Burden x Espaciamiento respectivamente) y estéril con mallas de 3 m x 3 m. Estas mallas son entregadas a topografía, quienes en terreno marcan las perforaciones utilizando cal. Luego AGROMINS comienza la operación, posicionando la perforadora en cada una de las marcas y perforando hasta llegar a piso de acuerdo a lo indicado por ingeniería o según criterio propio. El largo de la pasadura es de 1 m para todas las mallas.

Los equipos utilizados para realizar la perforación son 2 perforadoras JUNJIN de origen coreano (ver Ilustración 11), cada equipo es operado por una cuadrilla de 2 personas, el perforista y su ayudante. Los diámetros con los cuales se cuenta son 3” y 4”, el largo máximo que pueden perforar es 25 m y en Brecha (roca dura) alcanzan rendimientos de hasta 30 m/h. Este tipo de máquinas corresponde a perforadoras rotopercutoras, y se basan en el impacto de una pieza de acero (pistón) a la columna de barras, la que transmite la energía al fondo del barreno, y luego por medio de un elemento final (broca o bit) se aplica a la roca. La rotación se aplica fuera del barreno. Las ventajas de estos equipos es que son utilizables en todo tipo de rocas, su mantenimiento es fácil y rápido, son versátiles pues se adaptan a diferentes trabajos y poseen gran movilidad, factores que para Cerro Negro son imprescindibles para la obtención de resultados finales. Para más información, en la sección 7.1 de los Anexos se muestra la ficha técnica de las perforadoras utilizadas actualmente en faena.

⁴ El área de Topografía pertenece a CMCN y sigue las directrices de ingeniería sin problemas de comunicación.



Ilustración 11: Perforadora JUNJIN.

Los problemas que actualmente se presentan en la operación de perforación y que el desarrollo de esta memoria intentará aminorar se enumeran a continuación:

1. Falta de un protocolo detallado implica poca información y comunicación entre las áreas.
2. Una vez que se diseña la malla y ésta es entregada a topografía para que se marque el polígono, la zona que abarca aún se encuentra sin limpieza, por lo que es imposible acceder a ella.
3. En ciertas ocasiones operaciones acelera el marcado de pozos sin previa limpieza, esto lleva a que al limpiar se borren las marcas y topografía deba realizar doble trabajo.
4. No existe un replanteo de pozos por parte de topografía, por lo que se promedia un largo general para las perforaciones de acuerdo al piso al cual se quiere llegar y no de acuerdo al largo necesario individualmente tal que no queden plataformas o callos debido a las diferencias de cota en el mismo banco.
5. Operaciones e ingeniería no controlan los largos que perfora la JUNJIN y se guían simplemente por los reportes que el ayudante del perforista entrega⁵.
6. El área de ingeniería no lleva adelantada la perforación, por lo que al no tener un tiempo de holgura con respecto a la tronadura y a las demás operaciones unitarias, existe interferencia entre las partes, provocando desorden en el seguimiento de protocolos.

2.5.2 Tronadura

Según contrato CMCN delega la responsabilidad de administrar polvorines, transportar explosivos, cargar los explosivos e iniciar los disparos, a la empresa contratista AGROMINS. El personal a cargo de estas tareas está totalmente calificado y respeta las regulaciones legales

⁵ La JUNJIN no cuenta con un sistema de medición del largo perforado, por lo que el ayudante calcula el largo según criterio personal (sin huincha) de acuerdo a las barras de perforación que se vayan utilizando.

vigentes. Los operarios a cargo de estas tareas están compuestos por un supervisor y tres ayudantes. El horario de tronadura es habitualmente entre las 13:00 pm y las 14:00 pm cuando todo el personal del Rajo se encuentra en horario de colación.

El procedimiento se inicia con el personal de tronadura midiendo largo de pozos para tener un estimativo de cantidad de explosivos a utilizar. Luego se prepara el amplificador colocando dentro de él un detonador Exel MS (Detonador no eléctrico de retardo). El conjunto (cebo) se introduce en el pozo de acuerdo al orden de salida que el supervisor diseñe para el disparo. Posterior a esto, se procede a cargar la columna explosiva. El ANFO utilizado es cargado de manera manual directamente desde los sacos y, utilizando una vara de coligue marcada cada metro, se determina la longitud de carga explosiva para luego rellenar con el material para el taco. Luego que los pozos están listos se procede al amarre de las filas, momento en el cual el personal procede a delimitar la distancia de seguridad requerida por la tronadura. Finalmente se enciende la mecha de seguridad, lo cual da 8 minutos de tiempo para salir hacia la zona de seguridad. Después que el explosivo detona, el personal de tronadura concurre al lugar para verificar que no haya tiros quedados y proceder a la entrega del sector.

El explosivo utilizado para las tronaduras es el ANFO Premium de ENAEX. Su velocidad de detonación es de 3.800 m/s aproximadamente, y posee una densidad de $0,75 \text{ g/cm}^3$. El amplificador utilizado es un cartucho de emulsión llamada EMULTEX CN de 1" x 8". Su velocidad de detonación es de 4.600 m/s aproximadamente y posee una densidad de $1,15 \text{ g/cm}^3$. Para más información, en la sección 7.2 y 7.3 de los Anexos, se muestra la ficha técnica de los elementos anteriormente nombrados y utilizados actualmente en faena.

El artefacto de iniciación utilizado actualmente es el detonador Exel MS fabricado por ORICA (Ilustración 12). Los detonadores no eléctricos Exel™ MS utilizados en CMCN van del número de serie del #1 al #15 dependiendo del tamaño de la malla y están compuestos principalmente por 4 elementos:

- Cápsula de aluminio, compuesta por una carga primaria de explosivo, una carga secundaria y un tren de retardo.
- Tubo de choque de color naranja, componente que transmite la señal a la cápsula de retardo. Por este tubo se transmite una onda de choque de baja energía.
- Etiqueta de retardo la cual indica el número de serie MS y el tiempo nominal de cada detonador.
- Conector J que une el tubo no eléctrico con la línea troncal de cordón detonante.

Este sistema de iniciación permite tener retardos sólo en el fondo del pozo, por lo tanto los intervalos de tiempo entre barrenos son como mínimo 25 ms y máximo 100 ms dependiendo del número de la serie Nonel utilizada. Esto último, sumado a que las mallas son demasiado grandes, implica que una cantidad importante de tiros sea iniciado de manera simultánea lo que provoca un elevado nivel de vibraciones.

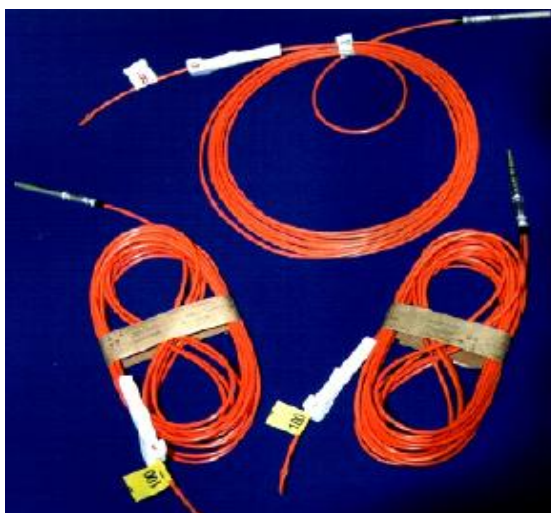


Ilustración 12: Detonadores Noneles Exel MS.

La secuencia de salida que actualmente se está asignando a los disparos se realiza en “V” hacia la cara libre; sin embargo, por la restricción de los detonadores con retardo solamente en el fondo del pozo y por la serie MS utilizada, varios pozos detonan de manera simultánea. A modo de ejemplo, se mostrará a continuación la distribución de retardos que se utilizó para tronar una malla de estéril en Brecha del Banco 775 de Unión Sur.

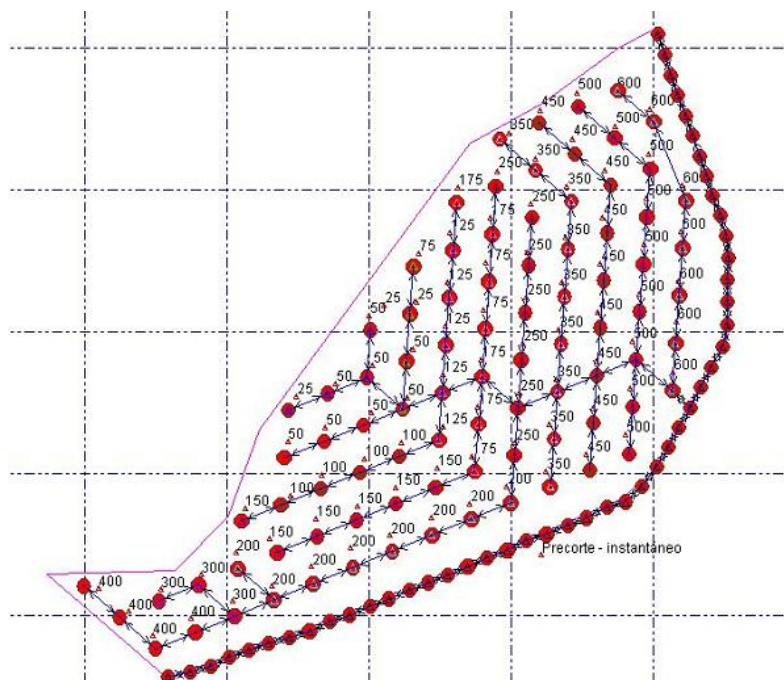


Ilustración 13: Distribución de retardos en Malla de USb775.

La ilustración anterior muestra que el mínimo de pozos que detonan de manera simultánea son 3 (25 ms) y el máximo llega a 10 (500 ms). A la vez, la Ilustración 14 muestra las líneas de isotiempo con la salida en "V" hacia la cara libre.

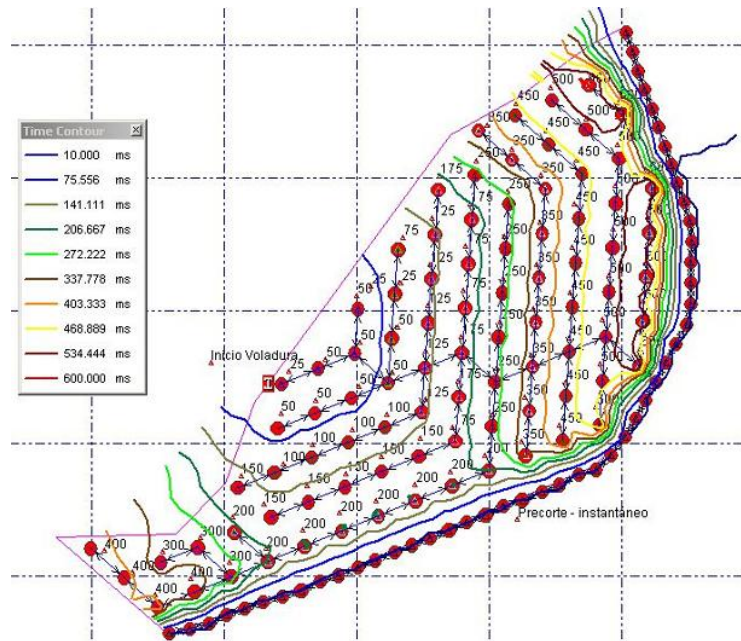


Ilustración 14: Líneas de isotiempo, salida en "V".

Los problemas que actualmente se presentan en la operación de tronadura y que el desarrollo de esta memoria intentará aplacar se enumeran a continuación:

1. La falta de un protocolo detallado implica poca información y comunicación entre las áreas.
2. Los encargados de la tronadura no cuentan con un plano que individualice cada pozo perforado con su largo y cantidad de explosivo.
3. El taco utilizado es de 2 [m] para todas las mallas.
4. Existe un alto porcentaje de sobretamaño como resultado de las tronaduras.
5. Hay un alto nivel de vibraciones debido a detonación simultánea de pozos.
6. Los altos índices de vibraciones generan hundimientos no programados en zona de cavidades y daños al macizo rocoso.
7. Existen problemas de dilución de mineral debido a la detonación de mallas amplias en sectores de pilares y techo.

2.5.3 Estado del arte

El Estado del Arte corresponde a todo aquello que ha sido publicado de manera previa y que forma parte de aportes o conocimientos anteriores que se han realizado a la materia que esta memoria estudiará.

En el año 2011, Jorge Durán, estudiante de Ingeniería en Ejecución Minas de la Universidad de Santiago de Chile, realizó su memoria de Perforación y Tronadura en Compañía Minera Cerro Negro. El título de su trabajo es “Mejoramiento del diseño de perforación y tronadura en Compañía Minera Cerro Negro”. Este trabajo se basó en el modelo de Konya para proponer mallas en estéril y mineral, entregando en base a ello nuevos diseños. Durán J. realiza la comparación entre lo que se aplicaba en aquel entonces en el Rajo y sus resultados. Él propone lo siguiente:

	CMCN	Durán. J.
Estéril: Burden x Espaciamento	2,5 m x 2,5 m	2,5 m x 3,5 m
Pasadura - Taco	Sin Pasadura - 3 m	0,6 m - 2 m
Mineral: Burden x Espaciamento	2,5 m x 2,5 m	1,9 m x 2,7 m
Pasadura - Taco	Sin Pasadura - 3 m	0,6 m - 2,6 m

Tabla 3: Propuesta de diseño de Durán J.

Actualmente en la Compañía se realiza la Perforación y Tronadura en base a ensayos de prueba y error, que diferencian el tratamiento entre estéril y mineral. Los parámetros utilizados son:

	Burden x Espaciamento	Pasadura	Taco
Estéril.	3 m x 3 m	1 m	2 m
Mineral.	2,5 m x 2,8 m	1 m	2 m

Tabla 4: Parámetros actuales de diseño.

3 Análisis Bibliográfico

De tal manera de generar una base técnica para el caso de estudio, y como resultado de la indagación respectiva sobre el tema a tratar, se presenta a continuación una serie de documentos que servirán de apoyo para el desarrollo de esta memoria.

3.1 “The Impact of Blasting on the Business of Mining”. C. P. Orlandi & C.K. McKenzie. Fragblast 8, 2006, Santiago de Chile [1]

El documento indica que la Tronadura como operación unitaria tiene como objetivo el pre-acondicionamiento de la roca para el posterior procesamiento, por lo que el desafío es transferir la energía del explosivo de la forma más eficiente, de modo que todas las etapas del negocio se vean favorecidas. El concepto Mine to Mill (de mina a planta) implica concebir las operaciones de perforación y tronadura como parte integral de una cadena, en la que las sucesivas etapas del trabajo tienen una gran incidencia en los costos totales de extracción y tratamiento. Para esto es necesario definir los indicadores relevantes en la operación minera, estos son fragmentación (distribución de tamaño), pre acondicionamiento, forma de la pila de material tronado, daño en las paredes, dilución, consumo de energía e impacto en el medio ambiente y a las personas. Se debe implementar un sistema de medición continuo que determine los parámetros anteriores, “aquello que no puede ser medido, no puede ser controlado”.

3.2 “Innovador proceso tecnológico y de planificación desarrollado por el Plus EuroService, el servicio de asistencia técnica de MAXAM”. Documento técnico. Plus EuroService. [2]

El Plus EuroService ha desarrollado el programa Mine to Mill, que a partir de un estudiado diseño de las tronaduras, mediante herramientas específicas de control y predicción de la fragmentación, con más carga de energía explosiva y el análisis de la geología y la maquinaria de cada explotación, consigue una disminución de los costos totales y/o un aumento del ritmo de producción. Una voladura que genera una mejor fragmentación de la roca traerá consigo aumentos de rendimiento en las etapas de carga y transporte, disminución de mantenimiento de todos los equipos en general, menos necesidad de fragmentación secundaria, aumentos de producción y disminución de consumos de energía en planta. Con tan sólo una mayor inversión en explosivos, toda explotación minera, cantera u obra pública, verá reducida en gran medida sus costos totales de producción.

3.3 “Análisis de la perforación y tronadura en El Soldado”. M.A. Quiroga. Memoria para optar al título de ingeniero Civil de Minas. U. de Chile, 2013. [3]

En esta memoria se cuantificó el resultado de un conjunto de tronaduras mediante la medición granulométrica y su incidencia en los procesos aguas abajo. Específicamente se cuantificó la variación del rendimiento efectivo de las palas y la variación de las toneladas por hora del molino SAG. Usando el Software Split se logró medir la granulometría en todos los rangos de tamaños. El rendimiento de las palas y las toneladas por hora del SAG se obtuvieron de la base de datos y del dispatch de la mina. Finalmente, mediante el estudio de los resultados de la

tronadura en conjunto con un análisis estadístico, se obtuvieron las variables relevantes del proceso, que son: la litología, la zona, el taco, pero la más importante es el factor de carga.

3.4 “Estudio de las variables Mina-Planta y su incidencia en el tratamiento horario en molinos SAG”. G. Díaz. División los Bronces, Anglo American. Memoria para optar al título de ingeniero Civil de Minas. U. de Chile, 2004. [4]

Se concluyó en este estudio que el factor de carga y la granulometría pos-tronadura presentaron una relación inversamente proporcional. La granulometría del material tronado mejoró con el uso de detonadores electrónicos.

3.5 “Análisis granulométrico Fase 2 en mina El Soldado Anglo American Chile”. J. Olea & A. Zúñiga. Informe técnico preparado por ingenieros de Enaex para la superintendencia de Perforación y Tronadura. 2012. [5]

El objetivo principal de este análisis fue determinar la incidencia en la granulometría al variar la malla y el explosivo en 3 litologías dominantes: Toba, Andesita y Traquita. Se analizaron 4 disparos y los resultados se analizaron utilizando el programa Split y Wipfrag. La principal conclusión tras la obtención de los resultados granulométricos fue que el factor de carga es la variable dominante en el proceso de tronadura.

3.6 “Apuntes de Perforación y Tronadura, Capítulo III, Tronadura” J. Chacón. Universidad de Chile. [6]

Este texto de estudio indica que tal vez la más consistente y de aplicación más general para el diseño de mallas de perforación, es la metodología desarrollada por el profesor Ulf Langefors, cuya confiabilidad está respaldada por una larga serie de investigaciones y experiencias, tanto a escala real como también de ensayos a escala de laboratorio o bancos de prueba. Langefors propone la siguiente ecuación para el diseño de parámetros.

$$B = \frac{\Phi}{2 \times 10^{1,5}} \times \sqrt{\frac{\pi \times \Delta \times FC}{1,11 \times \hat{c} \times \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

Ecuación 1: Expresión para el burden según Langefors.

Donde:

$B =$ Burden (m)

$\Phi =$ Diámetro de perforación (mm)

$\Delta =$ Densidad de carguío. $\left(\frac{g}{cm^3}\right)$

$FC =$ Factor de Corrección por explosivo

$\hat{c} =$ Constante de Langefors $\left(\frac{kg}{m^3}\right)$

$\frac{E}{B} =$ Corrección por espaciamiento (1,0 – 2,0)

Para una configuración tipo banco con una geometría $H = B$ (altura del banco igual al burden), la constante de Langefors se determina como la mínima cantidad de explosivo, dispuesto como carga concentrada en el fondo del tiro, requerido para fragmentar el volumen de roca afectado. Su valor, varía entre 0,4 y 0,45 (kg/m^3), dependiendo de la relación $E/B = 1$ y 1,25 respectivamente. El Factor de Corrección por explosivo se debe a las características del explosivo con el cual se desarrollaron los estudios (Dinamita LFB 35% de Nitroglicerina) y dependerá de la potencia relativa, el Poder Rompedor Relativo y las características de la roca. Langefors realizó sus experiencias en una roca tipo granito.

El texto también comenta sobre la predicción de vibraciones. Con respecto a este tema, se menciona que el modelo más aceptado para predecir daño por vibraciones relaciona la velocidad máxima de partícula, cantidad de explosivo por carga y la distancia de la tronadura al lugar amagado. Investigaciones realizadas por el U.S. Bureau of Mines indican que la velocidad peak de partícula depende de la cantidad de explosivo por retardo y no de la cantidad total involucrada en la tronadura, siempre que el retardo entre cargas sea superior a 8 ms. La ecuación para predecir vibraciones, para un tipo de roca promedio de un conjunto de minas a rajo abierto de los E.E.U.U., se muestra a continuación:

$$V = 160 \left(\frac{R}{W^{\frac{1}{2}}} \right)^{-1,6}$$

Ecuación 2: Expresión para calcular Velocidad Peak de Partícula.

Donde:

V : Velocidad Peak de partícula ($\frac{\text{pulg}}{\text{seg}}$)

R : Distancia entre la tronadura y el lugar de la medición (pies)

W : cantidad de explosivo por retardo (lb)

3.7 “Manual Práctico de Voladuras”. EXSA. Edición especial. 2011[7]

Este documento presenta una metodología guiada para el desarrollo de voladuras tanto en rajo como en minería subterránea. Entre la información que servirá de apoyo para esta memoria se destaca que el diámetro óptimo de perforación dependerá de la altura de banco y envergadura de la voladura. Además, con diámetros pequeños los costos de perforación y carguío del disparo normalmente son altos, pero se obtiene mejor distribución y consumo específico del explosivo, permitiendo efectuar también voladuras selectivas, punto trascendental en la operación actual de CMCN, pues existe alta dilución del mineral. Por otro lado, el incremento del diámetro aumenta y mantiene estable la velocidad de detonación de la carga explosiva, incrementa el rendimiento de la perforación y disminuye el costo global de la voladura. En el texto se presenta un formulismo mediante el cual se puede calcular el diámetro mínimo para cierta operación.

$$\Phi = \frac{H}{4}$$

Ecuación 3: Diámetro según altura de banco.

Donde:

Φ = Diámetro mínimo (pulg)

H = Altura de banco (m)

También se rescata valiosa información sobre el cebo y el primado de los tiros. El Manual indica la importancia que conlleva el hecho de que la velocidad de detonación del cebo siempre sea mayor que la del ANFO, algo que actualmente ocurre puesto que el EMULTEX posee 4.600 m/s vs 3.800 m/s del ANFO. Además la ubicación del cebo en los pozos de tronadura es normalmente al fondo de la pasadura, pero en algunas minas lo elevan hasta la altura del nivel del piso del banco, para mejorar la rotura y evitar la formación de desniveles en la berma del banco siguiente.

La consideración que se debe tener con respecto al tamaño del cebo y a su influencia en la iniciación del ANFO, se detalla de manera gráfica.



Ilustración 15: Rangos de iniciación del ANFO según ubicación y tamaño del cebo.

Otra particularidad que ocurre en la compañía, es que a pesar que el mercado normalmente ofrece pentolitas como amplificadores debido a que poseen una mayor velocidad de detonación, el cebo utilizado es un cartucho de emulsión. Sin embargo, este manual es claro en indicar que el tiempo de acción de la emulsión (Slurry Primer) al ser mayor, compensa el peak de presión ejercido por un amplificador típico (Cast Primer), por ende no debería existir diferencias al alcanzar la velocidad estable de detonación del ANFO. La siguiente Ilustración detalla lo expresado.

COMPARACION ARBITRARIA ENTRE CAST PRIMER Y SLURRY PRIMER
(El tiempo de acción compensa el pico de presión)

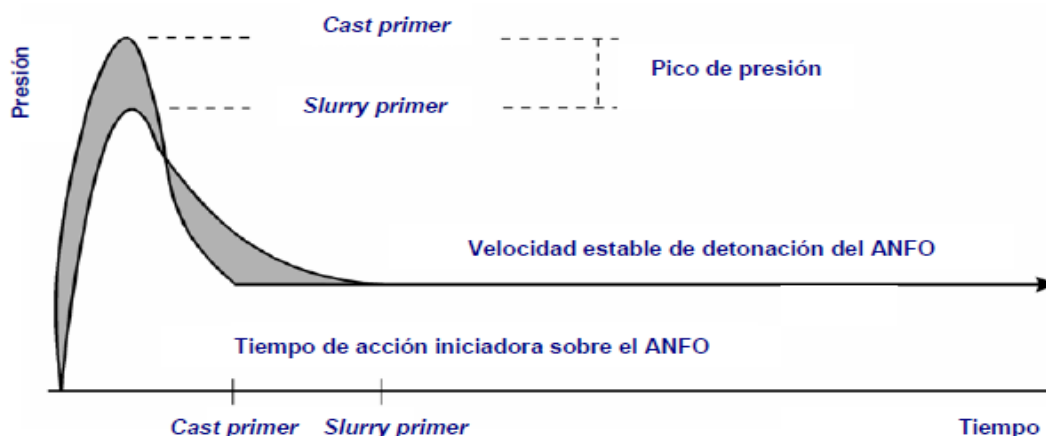


Ilustración 16: Comparación entre Cast Primer y Slurry Primer.

Con respecto a los detonadores de retardo, se indica que en general han logrado mejorar y uniformizar la fragmentación, facilitar la salida de la tronadura, reducir las vibraciones, limitar las proyecciones de fragmentos y reducir el grado de afectación de la roca circundante, además de apilar adecuadamente los detritos de la voladura. Retardos de 10 ms producirán fragmentos de tamaño pequeño y mediano en mayor proporción que los de 20 ms, que normalmente producen extremos pequeños y grandes. El número de serie de los 30 ms y más, dará mayormente fragmentos grandes. Por norma, cuando la distancia de un barreno a los adyacentes es menor de 1,5 m el retardo no debe exceder de 100 ms.

3.8 “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”. López y Jimeno. Instituto Tecnológico Geominero de España [8]

Este reconocido texto indica que las zonas del yacimiento minero donde se produce un cambio litológico brusco, con consecuente variación en las propiedades resistentes de la roca, obliga a una reconsideración del diseño, pudiendo seguirse dos caminos. El primero corresponde a diseñar dos mallas de perforación iguales y variar las cargas unitarias, mientras que el segundo indica realizar esquemas distintos pero con igual carga por barreno.

Por otro lado, con respecto al tiempo de retardo que debería tener cada barreno, Bergmann tras una serie de pruebas experimentales, recomienda un desfase de 3 ms a 6 ms por metro de burden para una mejor fragmentación. Estos valores coinciden con los indicados por Langefors en sus estudios, quien para 3 casos distintos de malla, determinó la granulometría al variar el tiempo de retardo entre pozos según metro de Burden. Los resultados de Langefors se muestran en la Ilustración 17.

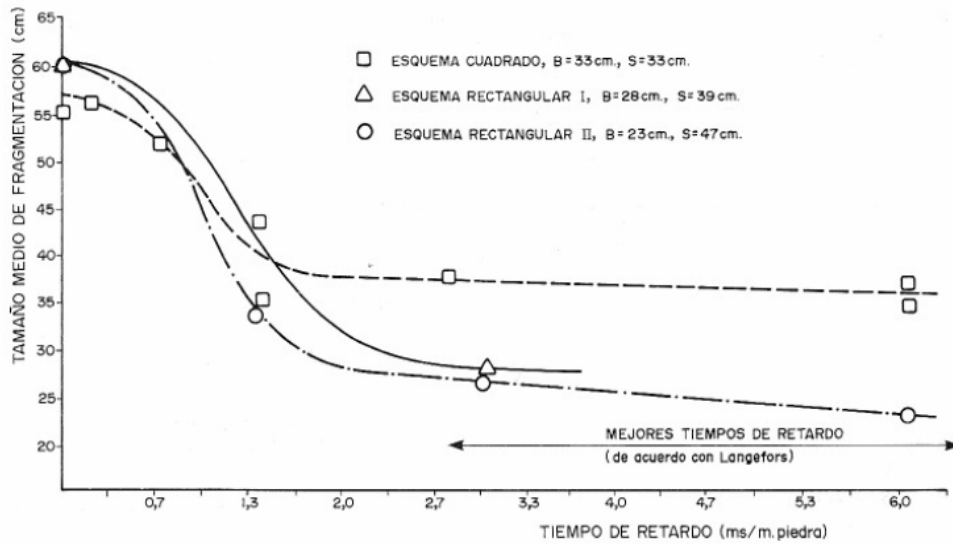


Ilustración 17: Resultados tras experimentos de tiempos de retardo según Langefors.

Bauer también entrega recomendaciones con respecto al intervalo de retardo. Él, a partir de estudios realizados con cámaras de alta velocidad, recomienda un intervalo de retardo por metro de burden de 5 ms a 7 ms para mallas de tronadura con varias filas, los resultados de sus experimentos se pueden apreciar a continuación:

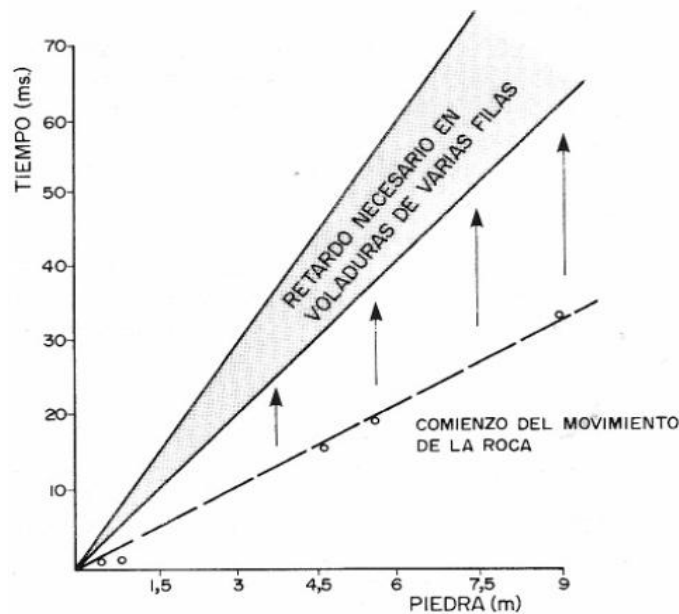


Ilustración 18: Resultados experimentales de Bauer.

En bancos con filas múltiples y voladuras con una frente libre, los criterios que se debe tener son:

- Cada carga debe disponer de una cara libre en el momento de detonar.
- Los barrenos deben estar dispuestos al *tresbolillo*.
- Las filas con el mismo retardo deben formar ángulo entre 90° y 160°, preferiblemente entre 120° y 140°.
- Los ángulos que forma la dirección principal del movimiento de la roca con los nuevos frentes libres, deben ser lo mayor posible para evitar las roturas por desgarre en los taludes.

La salida adecuada de voladura que mejor reúne las características anteriores se muestra en la siguiente Ilustración:

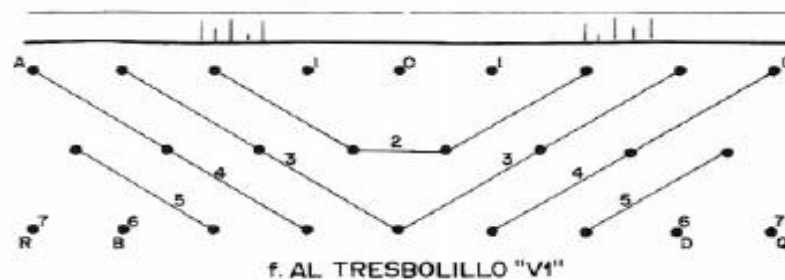


Ilustración 19: Secuencia de salida de tronadura.

3.9 “Diseño de Voladuras”. C. Konya. [9]

Este documento presenta valores límites de vibraciones aceptados según la oficina de minería de superficie. Los valores que considera son los siguientes:

Distancia desde el sitio de las tronaduras (m)	Velocidad Peak de Partícula máxima permitida (mm/s)	Factor de distando Escalado
0 a 91	31,8	22,7
91 a 1.524	25,4	25,0
Más de 1.524	19,0	29,5

Tabla 5: Límites de Vibración requeridos según Oficina de Minería de Superficie.

3.10 “Manual de Tronadura ENAEX”. Gerencia Técnica Enaex S.A. [10]

De las múltiples fórmulas existentes para el diseño de tronaduras, deben utilizarse las que consideren tanto los parámetros de diseño como las propiedades de la roca, pues en CMCN se buscará encontrar valores estándar de diseño para cada litología. Según esto, la ecuación de Kuz-Ram, utilizada para la determinación de distribución granulométrica en una tronadura, es la más adecuada para determinar diseños preliminares para todo el rango existente de diámetros de

perforación. Este formulismo se desprende a partir de la ecuación de Kuznetzov que proporciona una estimación del tamaño medio, es decir, el tamaño del tamiz por el cual pasa el 50 % de la roca tronada:

$$X_{50} = A \frac{(B^2 * SBR * H)^{0.8}}{Q^{0.633}} * \left(\frac{115}{E}\right)^{0.633}$$

Ecuación 4: Tamaño de fragmento medio según Kuznetzov.

Donde:

X_{50} = Tamaño medio del fragmento (mm)

A = Factor de Roca

B = burden (m)

SBR = razón (espaciamiento/burden)

H = Altura de banco (m)

Q = Cantidad de explosivo por pozo (kg)

E = Potencia relativa en peso del explosivo (%)

3.11 “Análisis de granulometría de una pila de partículas de roca fragmentada por voladura, usando el software de análisis de imágenes de código abierto ImageJ” R. Villanueva. Universidad Nacional de Trujillo. [11]

Este paper, desarrollado en la Universidad Nacional de Trujillo, describe una técnica para el análisis de granulometría en pilas de roca fragmentada por voladuras. Esta técnica está basada en la morfología de las partículas y aplica principalmente 2 algoritmos, conocidos como “erosión” y “relleno”. La particularidad de este análisis es que se desarrolla con un software de código abierto que no requiere la compra de una licencia por lo que no habrá problemas al aplicar la metodología durante el desarrollo de esta memoria.

En general, el análisis de pilas de tronadura se divide en 3 etapas. La primera es la toma de fotografías en terreno, utilizando un elemento de referencia escalador; luego se procede a la individualización de los fragmentos de roca y a la obtención de resultados; finalmente se analiza esta base de datos y se genera la curva granulométrica correspondiente para la obtención de información requerida. La secuencia descrita se muestra a continuación:

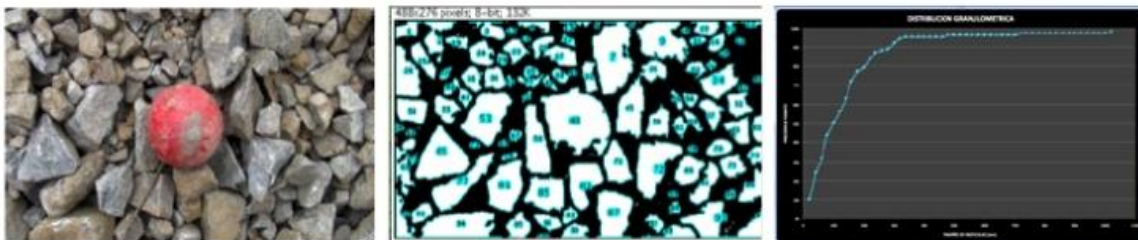


Ilustración 20: De Izquierda a Derecha, secuencia de procesamiento de imágenes.

4 Desarrollo del estudio

Para llevar a cabo este estudio y generar mallas de tronadura que satisfagan las necesidades de la compañía, fue necesario tener un registro del caso base al cual se le harán los ajustes correspondientes. Este caso base debe presentar parámetros técnicos y económicos que muestran la oportunidad de generar cambios en la actual metodología de perforación y tronadura.

De acuerdo a lo mencionado anteriormente, el caso base debe incluir por sector y litología los siguientes parámetros:

- Factor de carga: Este valor, corresponde a la cantidad de gramos de explosivo por tonelada de material y es uno de los parámetros más importantes en tronadura. De él depende qué tan amplia sea la malla de perforación y la cantidad de explosivo cargado, por lo tanto, existe una relación directa con los gastos de mayor relevancia en la operación. Estos gastos son la cantidad de metros perforados y la cantidad de ANFO utilizado.
- Curva granulométrica: Mediante el desarrollo de estos gráficos será posible determinar el porcentaje de roca tronada que se encuentra sobre el tamaño ideal para ser chancado directamente. A este porcentaje de sobretamaño se asocia un gasto, ya sea por “PicaRoca” o “cachorro”, que aumenta el costo de producción.
- Nivel de vibraciones: El control del nivel de vibraciones generadas por las tronaduras, permite disminuir el tamaño del material fragmentado y los daños en las paredes del rajo y en galerías interior mina. Con esto último se evitará la pérdida de sectores que afecten la continuidad de la producción.

Los tres factores mencionados se fueron ajustando en faena con el transcurso de los meses hasta el punto que la disminución de gastos no implicase mala fragmentación y un alto nivel de vibraciones. Para realizar los ajustes, los resultados de las tronaduras fueron medidos y analizados generando así una base de datos de variables influyentes en el proceso. Todo el mejoramiento de mallas y su aplicabilidad en terreno tuvo un sustento teórico que lo avala, sin embargo, es importante mencionar que cada mina presenta características propias que hacen que los resultados predictivos varíen, y por lo tanto, los ajustes ya mencionados fueron completados mediante ensayos de prueba y error.

En conjunto con lo anterior, se estudió mes a mes los gastos en que incurría la operación de Perforación y Tronadura (en adelante P&T), con esto fue posible estimar los costos de producción tanto del mineral como del material (mineral + estéril), su variación en el tiempo y su impacto final en el costo mina.

A continuación se muestra un diagrama que explica de manera resumida cómo se llevó a cabo el estudio.

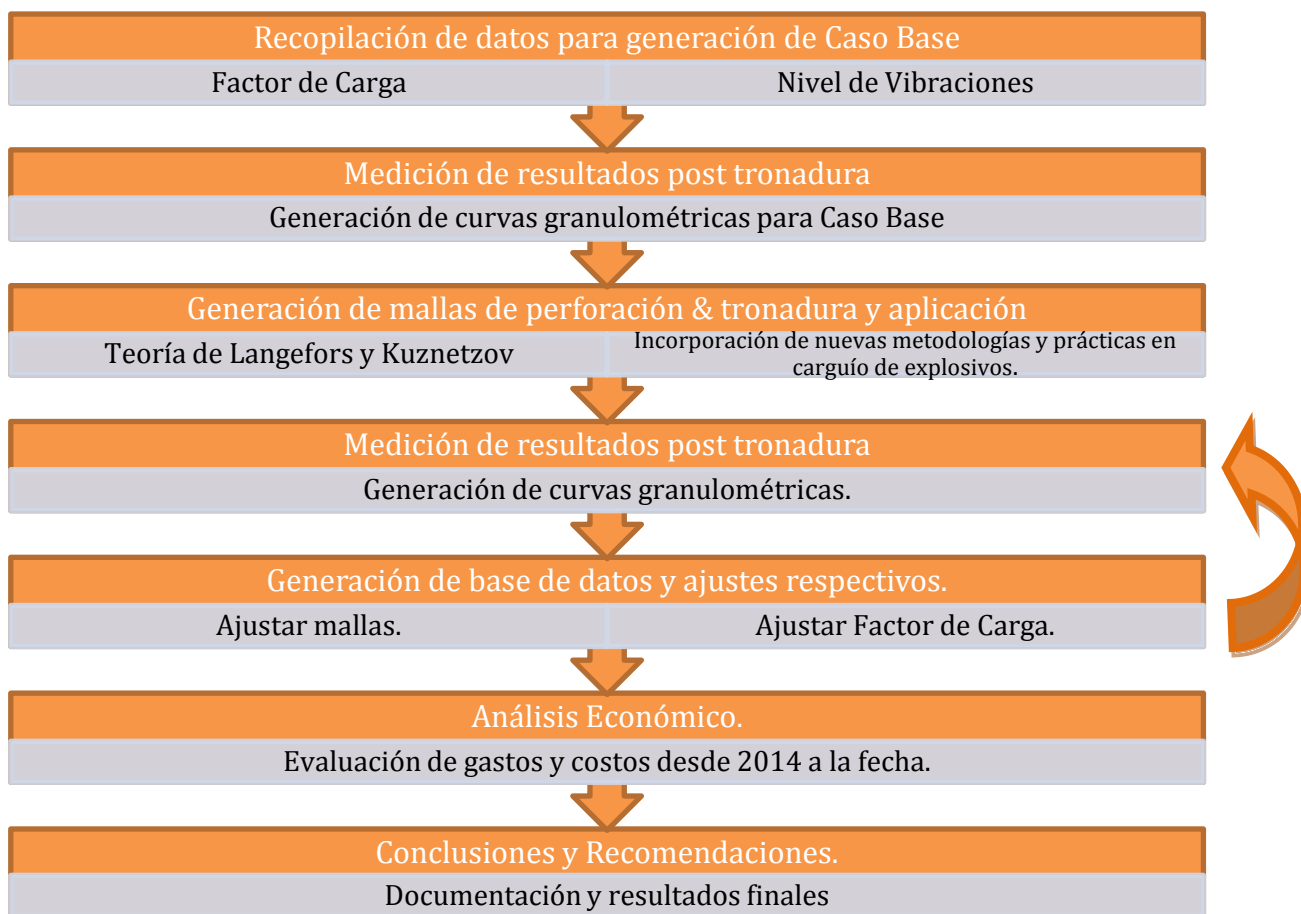


Ilustración 21: Diagrama de desarrollo de estudio

4.1 Presentación de caso base

Como ya se ha mencionado en los capítulos anteriores, esta memoria busca reducir costos asociados a fragmentación secundaria, metros barrenados y cantidad de explosivo que el ajuste de mallas pueda entregar. Los datos que se utilizaron para realizar las comparaciones fueron levantados durante Octubre y Noviembre del año 2014.

4.1.1 Factor de Carga de Caso Base

Compañía Minera Cerro Negro, para llevar a cabo sus operaciones de perforación y tronadura, utiliza mallas estandarizadas para estéril y mineral de 3 m x 3 m y 2,5 m x 2,8 m respectivamente. En ambos casos se utiliza pasadura de 1 metro y taco de 2 metros (valores registrados en el Capítulo 2. Antecedentes). El diseño del rajo contempla bancos con alturas de 10 metros para los sectores que comprometen un tipo de roca dura que necesita ser tronada; por lo tanto, para el cálculo de factores de carga se consideró largos de tiro de 11 metros (altura de banco + pasadura). Si bien el factor de carga que se consideró no es real para cada malla, pues estas siempre presentan variaciones en cotas y en la longitud de los tiros por un error humano

asociado, se supuso que con 11 metros de largo se tendría un factor de carga medio⁶ por sector y litología. Otro punto a considerar para calcular el factor de carga, es que los tiros se cargan solamente utilizando taco en la parte superior; por lo tanto, en pozos de producción de 4", la columna de carga alcanza los 9 m.

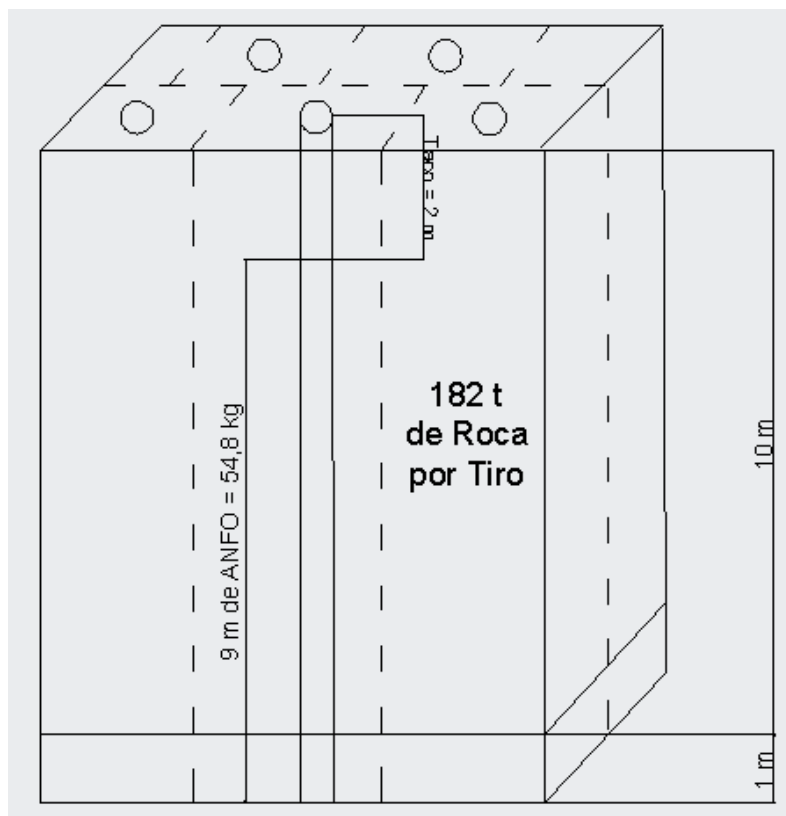
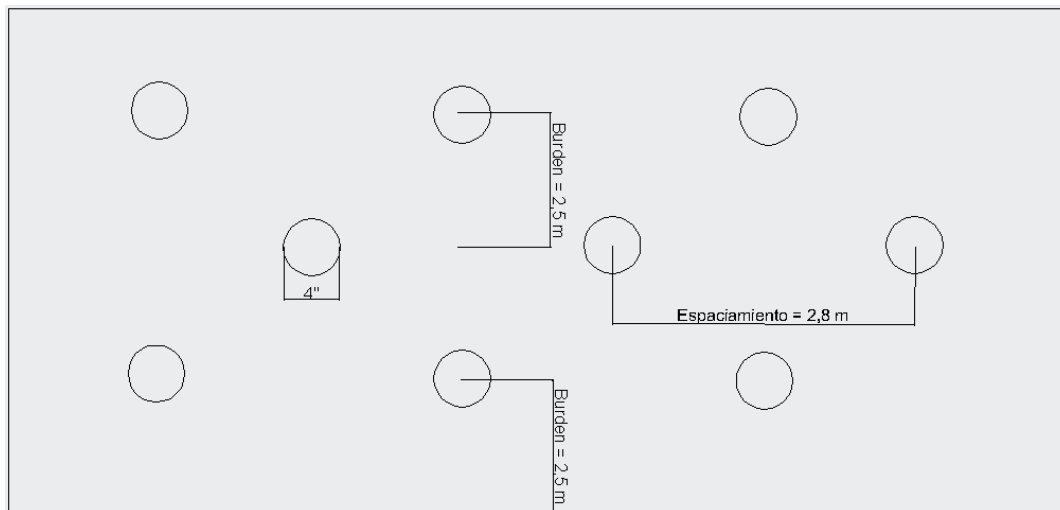


Ilustración 22: Diagrama de mallas de perforación y tronadura para mineral.

⁶ El factor de carga medio será aquel que represente las mallas para ciertas litologías, por lo tanto, el diseño de mallas de tronadura debe apuntar a ser cercano a este valor, independiente del largo de los tiros.

La densidad del explosivo y las densidades de roca utilizadas para calcular el factor de carga representativo de cada sector del rajo, fueron obtenidas a partir del Manual práctico de voladuras [7] y del Departamento de geología de Cerro Negro respectivamente. Estos valores se muestran a continuación:

	Densidad	Unidad
ANFO	0,75	g/cm ³
Brecha	2,6	t/m ³
Lutita	2,1	t/m ³
Arenisca	2,6	t/m ³
Andesita	2,6	t/m ³

Tabla 6: Densidad de explosivo y litologías utilizadas para calcular Factor de Carga.

Con estas consideraciones, los valores asociados al caso base son:

Sector	Litología	Mineral		Estéril	
		B (m) x E (m)	FC (g/t)	B (m) x E (m)	FC (g/t)
Manto Superior	Brecha	2,5 x 2,8	300	-	-
	Lutita	2,5 x 2,8	373	3 x 3	290
Unión Norte	Arenisca	-	-	3 x 3	234
	Lutita	2,5 x 2,8	373	3 x 3	290
	Brecha	2,5 x 2,8	300	-	-
Unión Sur	Brecha	2,5 x 2,8	300	-	-
	Andesita	2,5 x 2,8	300	3 x 3	234
Chiringo Norte	Brecha	2,5 x 2,8	300	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3	234
Chiringo Centro	Brecha	2,5 x 2,8	300	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3	234
Chiringo Sur	Brecha	2,5 x 2,8	300	-	-
	Andesita	-	-	3 x 3	234

Tabla 7: Parámetros del Caso Base.

4.1.2 Curvas granulométricas de Caso Base

Para determinar las curvas granulométricas representativas de las mallas estudiadas durante los primeros meses de desarrollo de esta memoria, se procedió a tomar fotografías del material fragmentado post tronadura. Luego, estas fotografías fueron procesadas utilizando el software ImageJ mediante el cual fue posible determinar el porcentaje de sobretamaño representativo de la malla estudiada. Debido a que este es un trabajo empírico y por lo tanto realizar un estudio detallado de cada banco tomaría mucho tiempo, se supondrá que las curvas granulométricas obtenidas serán representativas de la litología del sector; de esta manera, cada ajuste que se realice se hará a la malla por litología, independiente del comportamiento de aquella misma litología en distintos bancos.

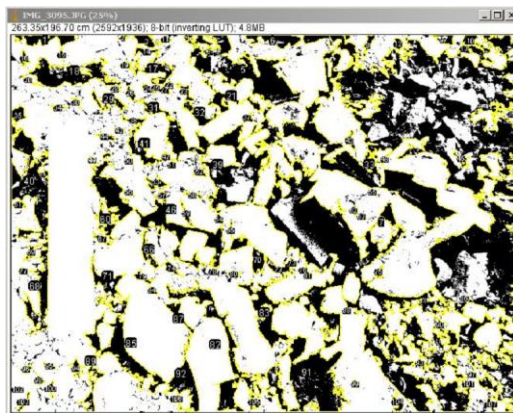
Para determinar cuánto es el porcentaje de sobretamaño representativo de cada malla en mineral, es necesario recordar que el tamaño de eficiencia del chancador es de 50 cm. Por lo tanto a partir de este valor, será posible determinar la cantidad de material que fue necesario picar o reducir mediante tronadura secundaria.

El proceso de toma de fotografías para la cuantificación granulométrica, si bien no implicó mayor dificultad, requiere seguir ciertas normas básicas para su posterior procesamiento con el software. El diagrama completo para la cuantificación se muestra en la siguiente ilustración.

Toma de fotografías.



Análisis utilizando ImageJ.



Obtención de Curva granulométrica.

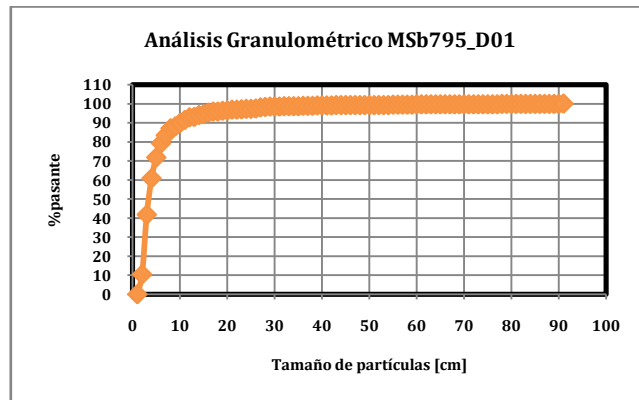


Ilustración 23: Ciclo para obtención de sobretamaño.

La Ilustración 24 corresponde al ejemplo de una de las fotografías de un total promedio de 12 con las cuales se generaron las curvas respectivas.

El procedimiento para la generación de curvas granulométricas se describe a continuación:

4.1.2.1 Toma de fotografías

Identificar de buena manera los fragmentos de roca del material tronado es fundamental para tener muestras representativas de la zona. Para ello se procedió a tomar fotografías, tanto en mineral como en estéril, de todos los disparos realizados durante los meses de estudio. Cada fotografía fue tomada con la rigurosidad correspondiente a un trabajo técnico empírico, registrando para cada set de fotografías las características litológicas y dimensiones de las mallas de perforación.

Para representar el rango de tamaño de los fragmentos, fue necesario utilizar un elemento de escalamiento. Este último tal como se muestra en la Ilustración 24, corresponde a una tabla de madera pintada de color rojo de 1 m de largo.

Las fotografías se sacaron de tal manera que cubrieran toda el área del material tronado y fueron tomadas en dos etapas. La primera de ellas una vez que el sector fue tronado y antes del ingreso de la pala a realizar labores de carguío. La segunda etapa, una vez que la pala retirara aproximadamente la mitad del material tronado. De esta manera se logró generar un set en promedio de 12 fotografías⁷ representativas del lugar.

Una mala representación del material en esta primera etapa, afectará los resultados y conclusiones del estudio, por lo tanto fue necesario tener cuidado con los siguientes aspectos:

- Las imágenes deben mostrar de manera correcta el objeto de escalamiento y entre ellas no pueden sobreponerse para no contabilizar los mismos fragmentos más de una vez.
- Las fotografías no deben mostrar distorsión, por lo tanto se debe enfocar de manera clara la zona.
- Para el posterior análisis utilizando el software, las imágenes deben presentar brillo y contraste adecuados; por lo tanto, fue necesario tomar las fotografías a ciertas horas del día puesto que, dependiendo del lugar, los fragmentos recibirán más luz y se generarán distintos contrastes con las sombras, características adecuadas para su análisis computacional.
- Es necesario tomar las fotografías de manera perpendicular a la superficie del material, pues así se evitan problemas de medición del software.

4.1.2.2 Análisis utilizando ImageJ

El software ImageJ permite obtener resultados de la fragmentación mediante análisis fotográfico. Con él fue posible individualizar los fragmentos de roca y así generar una base de datos para cada fotografía. De esta manera, con los resultados de cada fotografía, fue posible armar un set de datos representativo de cada malla de tronadura para posteriormente graficar los resultados. En esta etapa del procesamiento es necesario tener cuidado con la cantidad de contraste que se le entregue a cada fotografía, pues al variar las sombras que cada fragmento

⁷ La cantidad de fotografías varía según el tonelaje tronado y las condiciones de accesibilidad al lugar.

tiene, estaremos variando también la superficie que el software contabilizará. Por lo tanto, las áreas de cada partícula no serán representativas. Se recomienda en este comparar constantemente la imagen original con la imagen final donde cada fragmento es individualizado. El análisis de cada fotografía tomó aproximadamente 5 min, es decir, cada malla tardó aproximadamente 1 hora en ser analizada.

4.1.2.3 Confiabilidad del método fotográfico utilizado

No hay una ecuación teórica que describa la distribución de tamaño de partículas, es por esto que se hace necesario medir cada vez que se requiera esta información. El proceso físico de análisis granulométrico, se puede realizar de diversas formas dependiendo del tamaño de la partícula estudiada. Partículas en el rango de los micrones, se miden mediante sedimentación microscópica o difracción de rayos laser, partículas en el rango de los milímetros a decenas de micrones, mediante mallas calibradas o tamices, y finalmente partículas en el rango de los centímetros, pueden ser medidas mediante análisis cuantitativo de imágenes, los cuales mediante algoritmos, reconocen las partículas individuales, miden su tamaño y estiman la distribución. El software ImageJ es un programa para el procesamiento digital de imágenes y entre sus características se encuentra calcular áreas y estadísticas de valor de pixeles seleccionados y definidos por el usuario. Utilizando estas herramientas, y la manipulación de contrastes para la detección de bordes de los fragmentos, es posible medir distancias en la fotografía. Sin embargo, para garantizar que el análisis sea efectivamente representativo de las propiedades de la pila de material, se debe garantizar que la muestra o muestras (fotografías), tengan las mismas propiedades del conjunto. El muestreo, requiere de un proceso previo de homogeneización, que en este caso de estudio considerará la mezcla que la misma tronadura produce en los fragmentos, por otro lado, las fotografías en distintos sectores de la pila de material harán que la posible segregación no influya o influya en menor medida.

Como todo proceso de medición, el análisis granulométrico está expuesto a errores de diversos orígenes, por lo tanto, se consideraron las medidas preventivas necesarias para ejecutar de manera correcta el procedimiento de medición para así obtener datos de calidad. La confiabilidad o grado para producir resultados consistentes y coherentes, estará respaldada en la serie de investigaciones y experiencias realizadas en todo ámbito científico con el software ImageJ, así como con las medidas preventivas para disminuir las fuentes de error, como lo son el error por la utilización de herramientas, procedimientos y error humano.

4.1.2.4 Obtención de curva granulométrica

Finalmente, utilizando la base de datos generada en las secciones anteriores, fue posible graficar el comportamiento de cada tronadura, obteniendo de esta manera porcentajes pasantes de material bajo cierto tamaño característico. En particular, como esta memoria busca determinar la cantidad de sobretamaño que cada tronadura genera, se utilizó como dato fijo los 50 cm de tamaño eficiente para chancar. Por lo tanto, cada litología por sector se individualizó con un “D_x”, donde la “x” corresponde al porcentaje de material que se encuentra bajo los 50 cm, siendo “100-x” el porcentaje de material al cual se le asociará gastos de tronadura secundaria, picaroca y remanaje de material.

4.1.2.5 Resultados granulométricos

Para individualizar el sector y litología al cual pertenece cada curva granulométrica, las mallas se identificaron de la siguiente manera “XXbzzz_Dw”, donde “XX” corresponde a la notación mostrada en la Tabla 8, “zzz” es el banco donde se realizará la tronadura y “w” es el número de disparo. Las curvas granulométricas generadas para cada sector del Rajo se muestran a continuación.

Notación	Sector
MS	Manto Superior
UN	Unión Norte
CHN	Chiringo Norte
CHC	Chiringo Centro
CHS	Chiringo Sur
US	Unión Sur

Tabla 8: Notación para cada sector del rajo.

Los resultados que se expondrán, corresponden al caso base de estudio, por lo tanto, aquellas zonas mineralizadas, son el resultado de mallas de 2,5 m x 2,8 m, mientras que los resultados para la zona estéril, corresponden a mallas de 3 m x 3 m.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Sector Unión Sur banco 765, disparo 01. $D_{87} = 50$ cm.

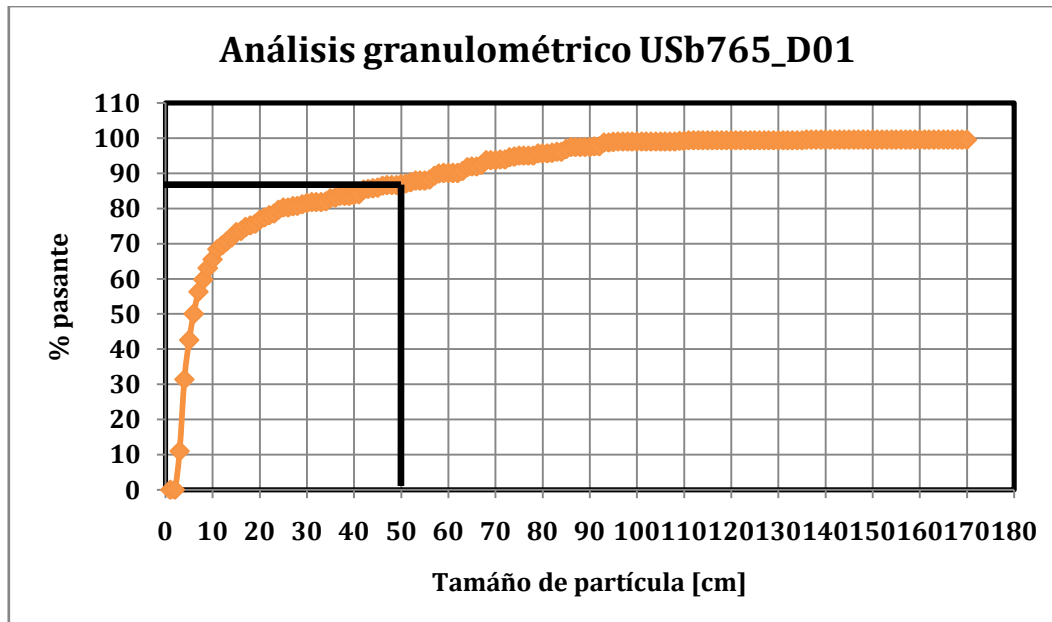


Gráfico 1: Curva granulométrica USb765_D01

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Sector Chiringo Norte banco 775, disparo 01. $D_{86} = 50$ cm.

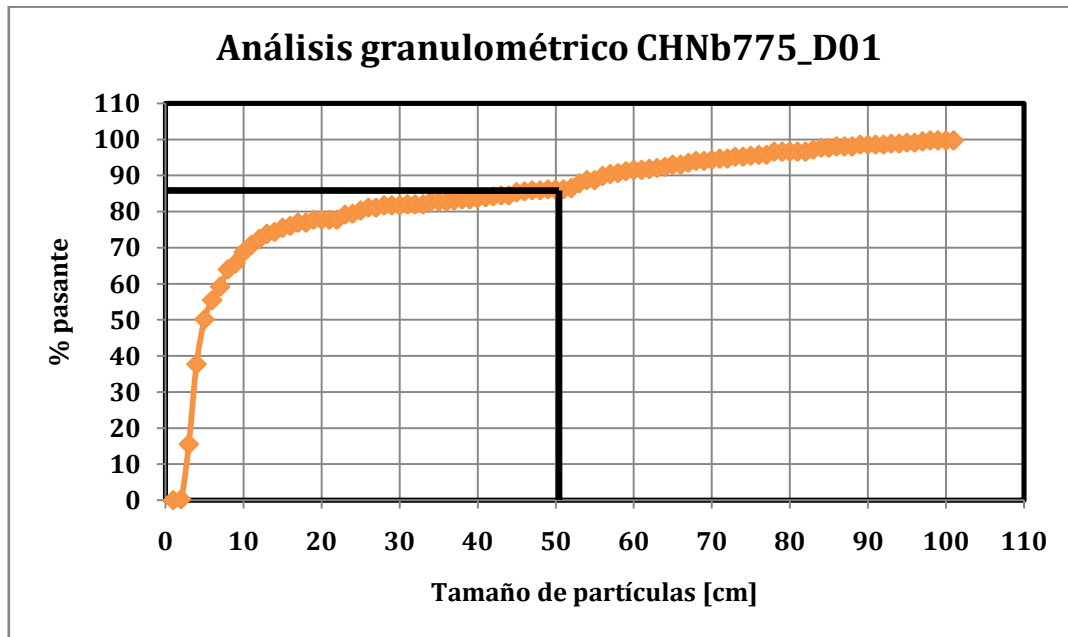


Gráfico 2: Curva granulométrica CHNb775_D01

- Tronadura realizada en zona mineralizada Lutita, Sector Manto Superior banco 795, disparo 01. $D_{99} = 50$ cm.

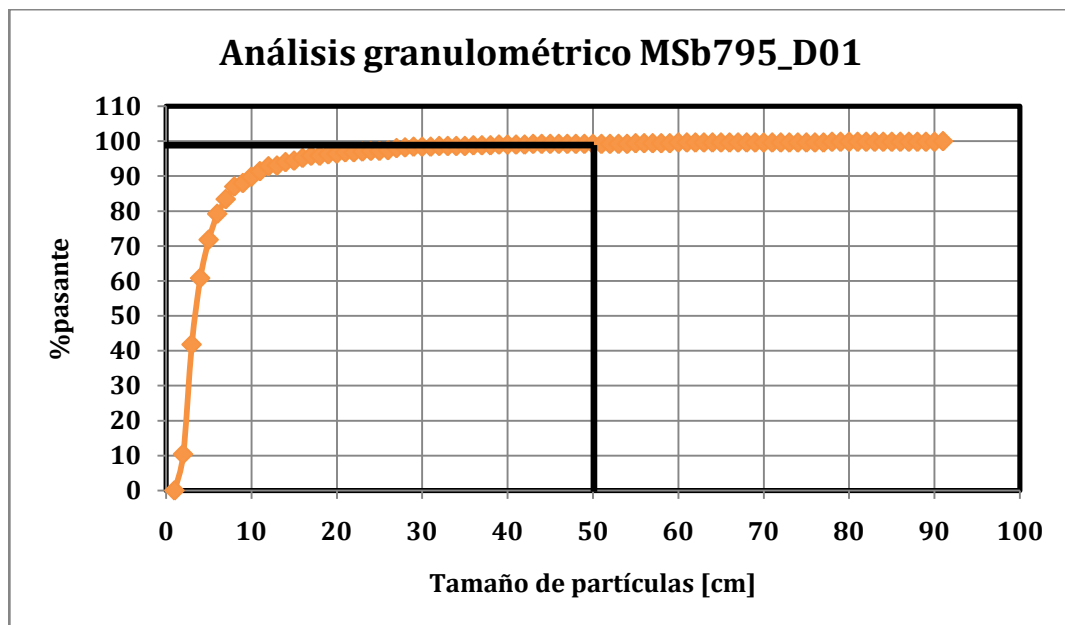


Gráfico 3: Curva granulométrica MSb795_D01

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Sector Unión Norte banco 735, disparo 01. $D_{83} = 50$ cm.

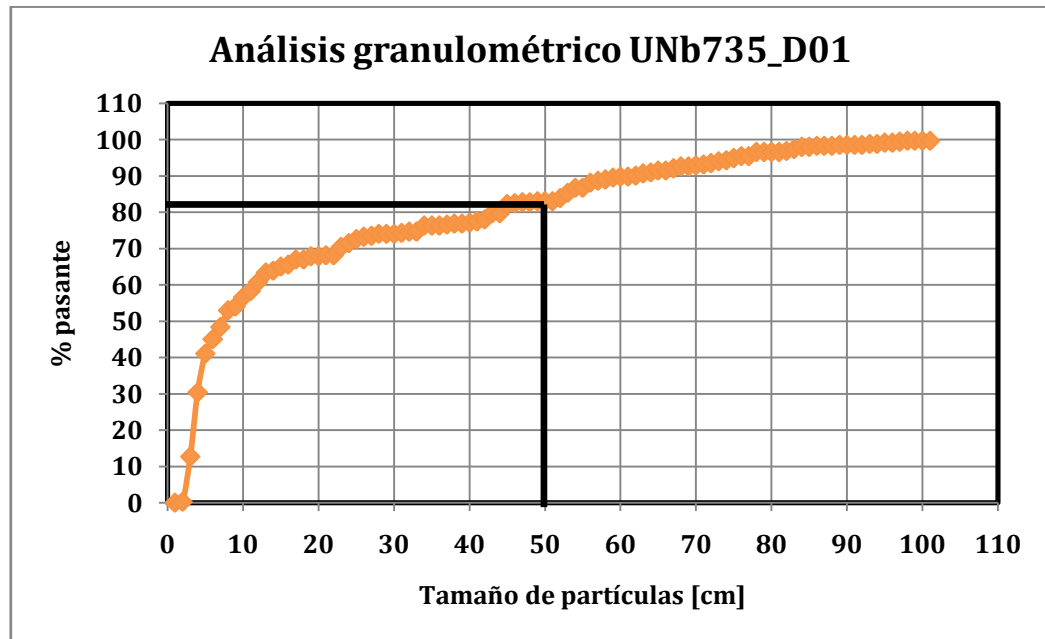


Gráfico 4: Curva granulométrica UNb735_D01

- Tronadura realizada en zona mineralizada Andesita, Sector Unión Sur banco 775, disparo 01. $D_{87} = 50$ cm.

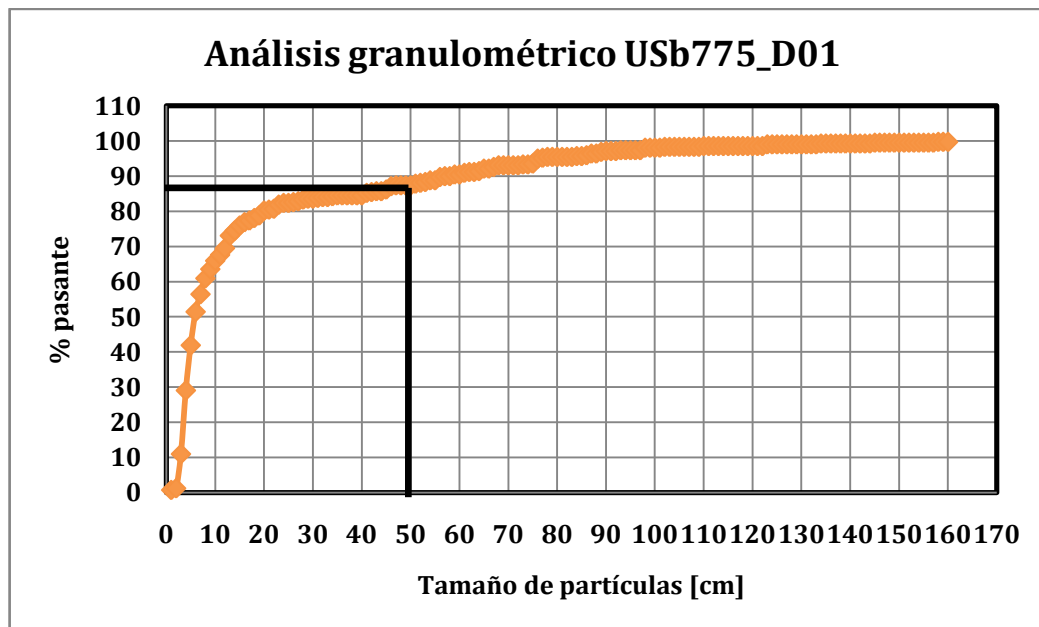


Gráfico 5: Curva granulométrica USb775_D01

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Sector Chiringo Centro banco 775, disparo 01. $D_{81} = 50$ cm.

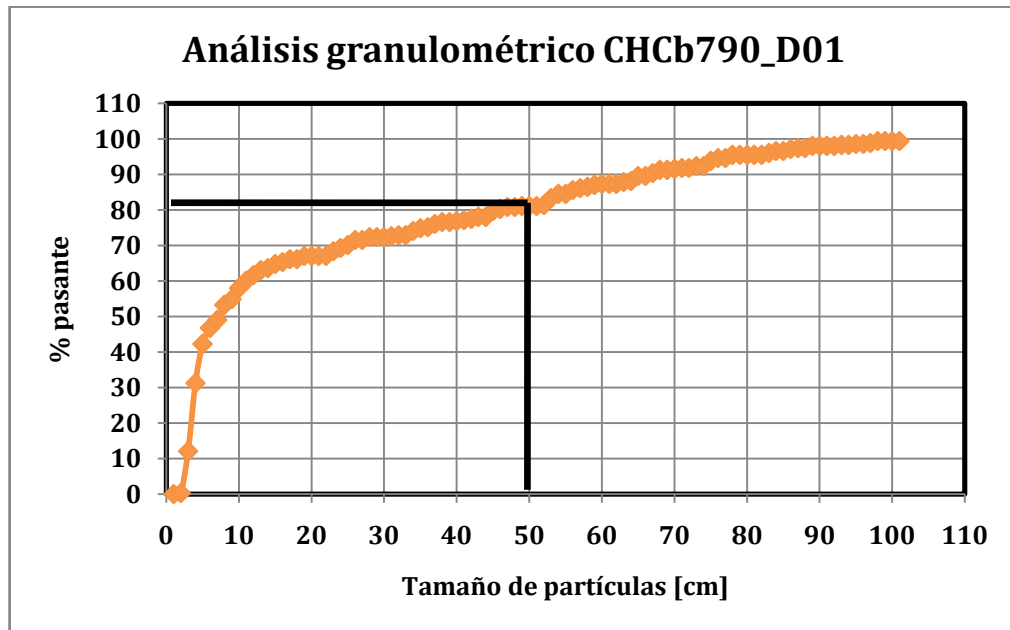


Gráfico 6: Curva granulométrica CHCb790_D01

Hasta el momento se han mostrado gráficos de tronaduras realizadas en zonas mineralizadas. En el caso del lastre, el tamaño óptimo al cual se debe llegar con el ajuste de mallas, corresponde a aquel que la excavadora Hyundai 330⁸ puede cargar no siendo afectado su rendimiento. Siguiendo la lógica anterior, encontraremos para el Caso Base el porcentaje de material pasante que se encuentre bajo los 80 cm, que es el tamaño óptimo con el cual la pala alcanza buenos rendimientos de carguío y con el cual el balde presenta el menor daño (este dato se registró a partir de la información entregada por el área de mantención de equipos de AGROMINS). Si bien este es el valor al cual queremos apuntar, no necesariamente todo el material debe presentar esa granulometría, puesto que la excavadora también es capaz de cargar rocas de mayor tamaño. Los bolones más grandes muchas veces son utilizados en esta faena para hacer pretiles o drenes bajo los botaderos; por ende, consideraremos el ajuste de tamaños apropiados para esta operación cuando el D_{90} se encuentre bajo el tamaño óptimo, teniendo así una holgura del 10% de sobretamaño en estéril.

Las curvas granulométricas asociadas a lastre para cada sector del rajo se muestran a continuación.

⁸ Hyundai 330 es la pala de menor tamaño de balde con la cual se realiza la operación de carguío en la faena.

- Tronadura realizada en zona estéril Andesita, Sector Unión Sur banco 775, disparo 02.
D₉₅ = 80 cm.

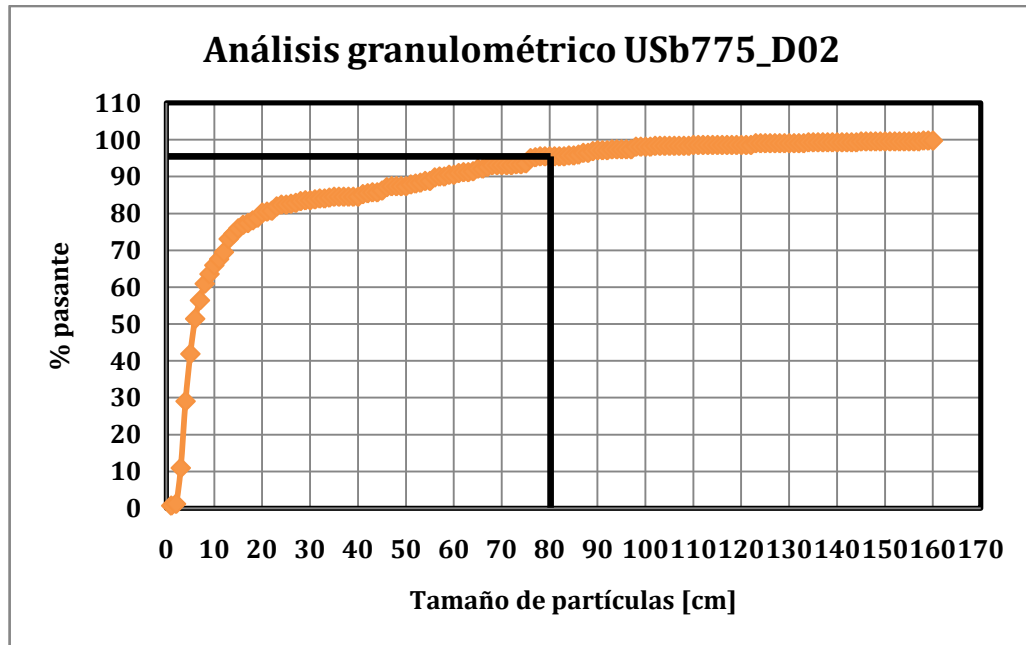


Gráfico 7: Curva granulométrica USb775_D02

- Tronadura realizada en zona estéril Lutita, Sector Manto Superior banco 795, disparo 01.
D₉₉ = 80 cm.

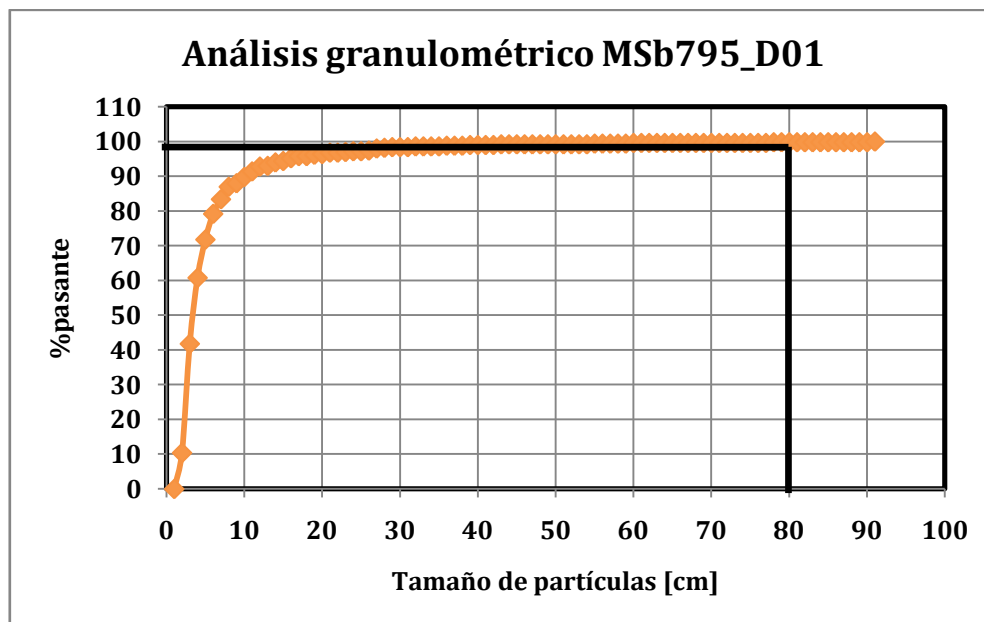


Gráfico 8: Curva granulométrica MSb795_D01

- Tronadura realizada en zona estéril Lutita, Sector Unión Norte banco 775, disparo 01. $D_{96} = 80$ cm.

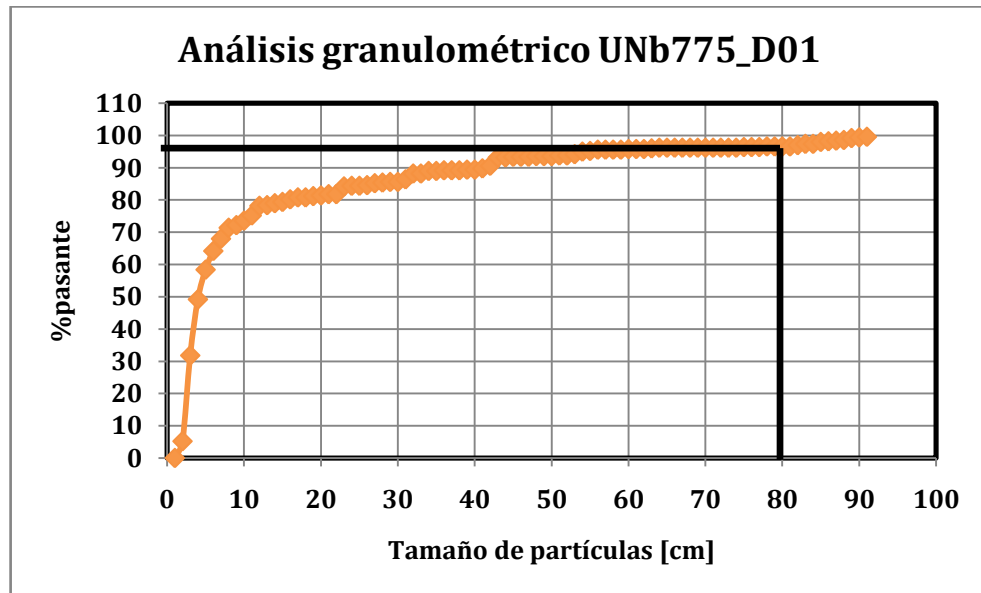


Gráfico 9: Curva granulométrica UNb775_D01

- Tronadura realizada en zona estéril Arenisca, Sector Chiringo Norte banco 765, disparo 01. $D_{96} = 80$ cm.

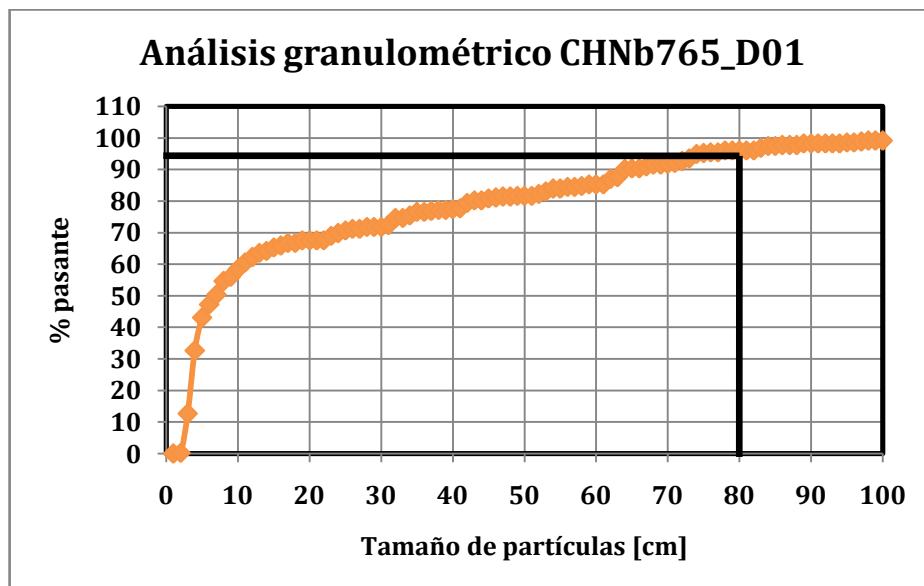


Gráfico 10: Curva granulométrica CHNb765_D01

- Tronadura realizada en zona estéril Andesita, Sector Chiringo Sur banco 775, disparo 01.
 $D_{93} = 80$ cm.

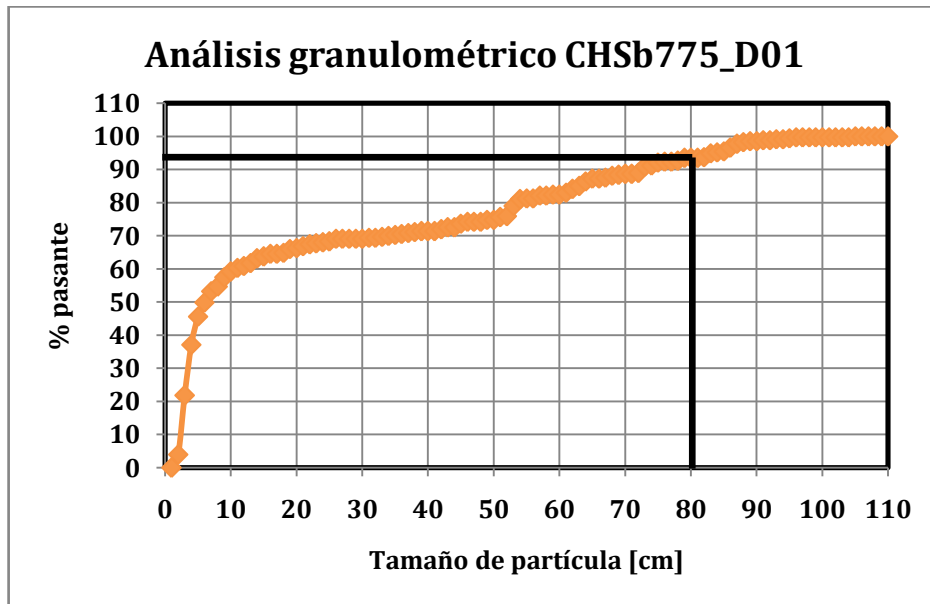


Gráfico 11: Curva granulométrica CHSb775_D01

Los gráficos anteriores muestran tanto para mineral como estéril, las curvas granulométricas representativas de los sectores del rajo durante los meses de Octubre y Noviembre de 2014. Si bien la mayoría de los sectores y litologías fueron estudiados, hubo sectores que no fueron explotados mientras se realizaba el levantamiento de datos, y esperar meses para identificar sus características haría que esta memoria se extendiera más del tiempo presupuestado. Por lo tanto, se asumió que el comportamiento de la roca en estos casos sería igual al comportamiento de la roca para la litología más cercana de la cual se tenga información. Aquellos sectores que no fueron levantados son: brecha mineralizada de Manto Superior y Chiringo Sur, lutita mineralizada y arenisca estéril de Unión Norte, arenisca estéril de Chiringo Centro.

La Tabla 9 muestra un resumen de los resultados granulométricos obtenidos utilizando el software ImageJ.

Sector	Litología	Mineral = 50 cm		Estéril = 80 cm	
		Tamaño	Sobretamaño %	Tamaño	Sobretamaño %
Manto Superior	Brecha	D ₈₆ *	14*	-	-
	Lutita	D ₉₉	1	D ₉₉	1
Unión Norte	Arenisca	-	-	D ₉₆ *	4*
	Lutita	D ₉₉ *	1*	D ₉₆	4
	Brecha	D ₈₃	17	-	-
Unión Sur	Brecha	D ₈₇	13	-	-
	Andesita	D ₈₇	13	D ₉₅	5
Chiringo Norte	Brecha	D ₈₆	14	-	-
	Arenisca	-	-	D ₉₆	4
Chiringo Centro	Brecha	D ₈₁	19	-	-
	Arenisca	-	-	D ₉₆ *	4*
Chiringo Sur	Brecha	D ₈₇ *	13*	-	-
	Andesita	-	-	D ₉₃	7

* Valores asumidos a partir del comportamiento de la litología más cercana.

Tabla 9: Resumen de resultados granulométricos.

Para la lectura de la tabla anterior es fundamental tener presente que el porcentaje de sobretamaño de estéril no necesariamente implica reducción secundaria para su posterior carguío, sino que indica la cantidad de material sobre la granulometría óptima con la cual se obtiene el mejor rendimiento de la excavadora Hyundai 330, de esta manera, el 7% de sobretamaño de arenisca en Chiringo Sur por ejemplo, puede ser o no material cargable.

4.1.3 Nivel de vibraciones caso base

En minería y otras obras civiles, para medir el nivel de vibraciones que ciertos fenómenos generan, existen instrumentos diseñados exclusivamente para cumplir esta función. Ejemplo de ellos son los geófonos que entregan el dato en tiempo real sobre el nivel de vibraciones que se está generando en superficie. Sin embargo, adquirir una de estas herramientas o contratar servicios para su medición, conlleva un gasto que muchas veces las empresas no están dispuestas a asumir. Este es el caso de Cerro Negro, quienes por su estrategia de reducción de costos no han considerado en el corto plazo adquirir alguna de estas herramientas que ayudarían a proteger los bancos y las galerías de interior mina. Debido a lo anterior, esta memoria evaluará el nivel de vibraciones de manera teórica y de acuerdo a los daños que se pueda observar en terreno post-tronaduras.

La predicción de vibraciones se realizó utilizando el modelo expuesto en el Capítulo 3 Análisis bibliográfico, propuesto por el U.S. Bureau of Mines, el cual señala que la velocidad peak de partícula depende de la cantidad de explosivo por retardo y no de la cantidad total de explosivo involucrado en la tronadura, siempre que el retardo entre cargas sea superior a 8 ms. En la sección 2.5.2 se describe cómo se realizan las tronaduras en CMCN, los retardos utilizados corresponden a los NONELES MS con la serie que va del #1 al #15 y tiempos mínimos entre ellos de 25 ms. También se indica que el mínimo de tiros que detonan con el mismo número de retardo corresponde a 3 de acuerdo a la metodología actual utilizada en la operación. Con esta información, la velocidad peak de partícula para el caso base se calcula de la siguiente manera:

$$V = 160 \left(\frac{R}{W^{\frac{1}{2}}} \right)^{-1,6}$$

Donde:

V : Velocidad Peak de partícula $\left[\frac{\text{pulg}}{\text{seg}} \right]$

R : Distancia entre la tronadura y el lugar de la medición [pies]

W : cantidad de explosivo por retardo [lb]

La distancia entre la tronadura y el lugar de medición se determinó de acuerdo a la norma con valores límites de vibraciones que se consideraron en esta memoria (ver sección 3.9 de Análisis bibliográfico). Debido a que post-tronaduras se observa daño tanto en bancos como en interior mina, se evaluó la velocidad peak de partícula para valores entre 0 m y 91 m; es decir, la distancia entre la tronadura y el lugar de medición será como máximo de 298 pies. El modelo de campo cercano de interacción con el cual se evaluó el nivel de vibraciones obedece a 2 motivos: el primero de ellos es evitar que el colapso de bancos aisle sectores productivos de la mina y corte rampas de acceso; el segundo, es evitar el daño en galerías interior mina ya que estas aun son utilizadas por geología para evaluar pilares y techos antes de explotarlos a cielo abierto. Además, hay sectores en interior mina desde los cuales se bombea agua para utilizar en toda la operación, por lo tanto, se debe evitar dañar equipos y poner en riesgo al personal encargado de las bombas de agua.

Por otro lado, la cantidad de explosivo por retardo equivale a aquella utilizada en los 3 tiros que detonan de manera simultánea. Si se consideran bancos de 10 metros, entonces la columna que será cargada con ANFO será de 9 metros, de esta manera la cantidad total de explosivo por retardo en pozos de 4" será de 175,2 kg. Luego, introduciendo estos valores en la fórmula para la predicción de vibraciones, obtenemos que la velocidad peak partícula máxima para bancos de 10 m es de 52,2 (mm/s). El procedimiento es el mismo cuando tenemos una mayor cantidad de pozos que detonan con el mismo retardo, por lo tanto, tendremos un espectro de velocidades peak de partícula característicos de cada tronadura.

Los valores anteriores muestran la velocidad peak de partícula cuando 3 pozos detonan a la vez; sin embargo lo común en esta faena es observar que incluso hasta 10 pozos son detonados de manera simultánea. Observemos el siguiente ejemplo donde se esquematiza la tronadura de un banco de 10 metros en el sector de Chiringo Norte.

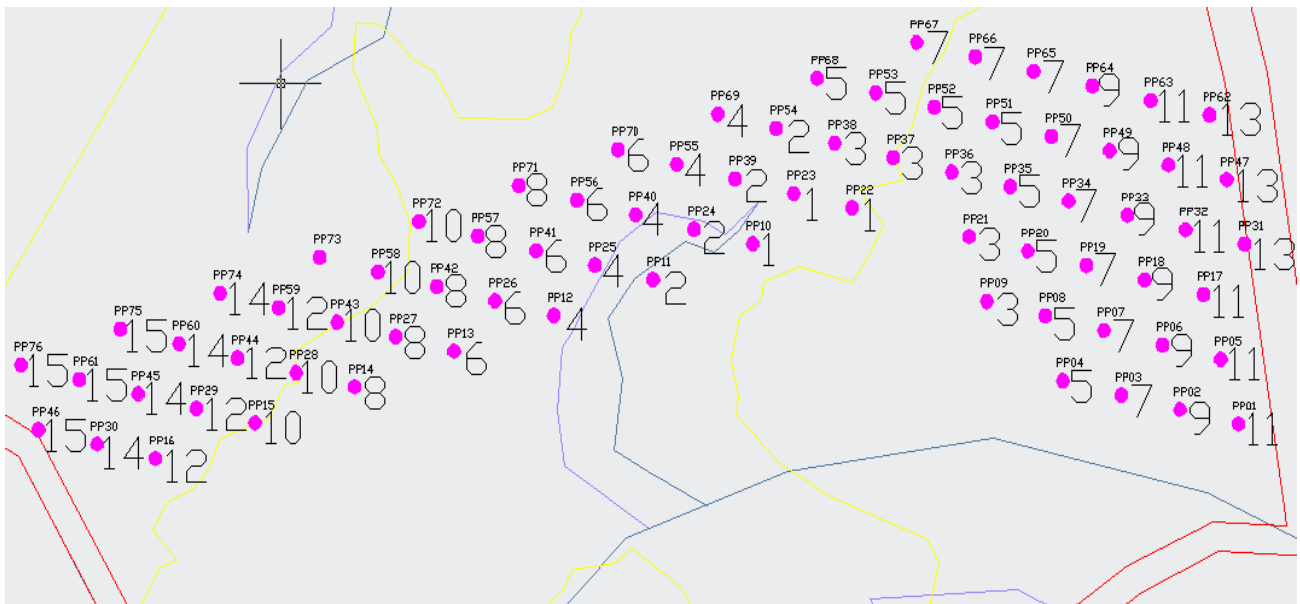


Ilustración 24: Tronadura CHNb765_D01, plano diseñado en AutoCad.

En color magenta se observan los tiros perforados y sobre ellos la notación con la cual se individualiza cada pozo de producción (PP), y junto a cada tiro se observa el número de serie Nonel con el cual se debe “primar”. Este número, correspondiente a un tiempo de retardo específico, determinará cuántos pozos detonan de manera simultánea. Evaluando para esta tronadura la cantidad de explosivo por retardo, obtenemos los siguientes niveles de vibraciones:

Serie	Retardo [ms]	n° tiros	Cantidad de explosivo (kg)	PPV (mm/s)
#1	25	3	175,2	52,2
#2	50	4	233,6	65,7
#3	75	5	292,0	78,5
#4	100	5	292,0	78,5
#5	125	8	467,2	114,4
#6	150	5	292,0	78,5
#7	175	8	467,2	114,4
#8	200	5	292,0	78,5
#9	250	6	350,4	90,9
#10	300	5	292,0	78,5
#11	350	6	350,4	90,9
#12	400	5	292,0	78,5
#13	450	3	175,2	52,2
#14	500	4	233,6	65,7
#15	600	4	131,6	65,7

Tabla 10: Nivel de Vibraciones para tronadura CHNb765_D01.

La última columna de la tabla anterior, muestra para cada retardo detonado, el nivel de vibraciones de acuerdo a la norma internacional que se incluye a continuación:

Distancia desde el sitio de las tronaduras (m)	Velocidad Peak de Partícula máxima permitida (mm/s)	Factor de distando Escalado
0 a 91	31,8	22,7
91 a 1.524	25,4	25,0
Más de 1.524	19,0	29,5

Si se revisan estos valores, se observa que todos los PPV a distancias de 91 m superan el máximo permitido según la norma (31,8 mm/s). Lo anterior explica los daños observados en el talud de los bancos, la necesidad de “acuñar” en galerías interior mina y el 14 % de sobretamaño expuesto en la Tabla 9.

Si bien el ejercicio anterior es el ejemplo de una de las tronaduras realizadas durante Octubre de 2014, el comportamiento de los niveles de vibración, es similar en la mayoría de las tronaduras. El principal cambio que muestran el resto de ellas, es la cantidad de tiros que se ceban con el mismo retardo, ya que esto depende de la amplitud de las mallas. Además se observan diferencias en la cantidad de explosivo por retardo, ya que esto depende del largo perforado (habrá mallas para bancos mayores y menores a 10 m). En general basta observar los resultados granulométricos y daños post-tronadura, para confirmar que los niveles vibracionales calculados de manera predictiva son cercanos a los de la realidad y se encuentran sobre las normas permitidas para tronaduras a cielo abierto.

4.2 Nuevas metodologías propuestas para el diseño de tronaduras

Debido a que en CMCN el diseño y las metodologías mediante las cuales se lleva a cabo la operación unitaria de P&T son en base a la experiencia y prueba y error, se evaluó de manera teórica aquellos aspectos que se consideran son las variables más influyentes en el proceso. Los resultados obtenidos, tras la evaluación teórica, sirvieron como base para realizar las comparaciones y posteriores ajustes de los resultados, de modo de acercarse a los objetivos propuestos. Las variables que se estudiaron son: diseño de mallas de perforación, carguío de explosivo, secuencia de tronadura y protocolo de P&T.

4.2.1 Diseño de mallas de perforación

Para el diseño de las mallas de perforación se utilizó la metodología desarrollada por el profesor Ulf Langefors (1958), mientras que para la evaluación de los resultados, se utilizó el modelo de análisis de predicción granulométrica de Kuznetzov (1973).

Para determinar el Burden y Espaciamiento de una malla de perforación, Langefors propone la siguiente ecuación:

$$B = \frac{\Phi}{2 \times 10^{1,5}} \times \sqrt{\frac{\pi \times \Delta \times FC}{1,11 \times \hat{c} \times E/B}}$$

Donde:

$B =$ Burden. [m]

$\Phi =$ Diámetro de perforación. [mm]

$\Delta =$ Densidad de carguío. $\left[\frac{gr}{cm^3}\right]$

$FC =$ Factor de Corrección por explosivo.

$\hat{c} =$ Constante de Langefors. $\left[\frac{kg}{m^3}\right]$

$\frac{E}{B} =$ Corrección por espaciamento. [1,0 – 2,0]

El procedimiento para evaluar cada parámetro de la fórmula anterior, es el siguiente:

Diámetro perforación y densidad de carguío		
Φ	4	(pulgadas)
Φ	101,60	(mm)
Δ	0,75	ANFO (g/cm ³)

Tabla 11: Diámetro de perforación y densidad de carguío.

En sus ensayos Langefors utilizó una dinamita sueca (35 % NG) conocida en ese país como LFB. Por lo tanto es necesario introducir un factor de corrección (FC), propuesto por Chacón J. en sus apuntes de Perforación y Tronadura, Capítulo III [6]. Este formulismo homologa el explosivo que uno desea utilizar con aquella dinamita. Para realizar esta comparación, se propone una fórmula empírica que combina las características energéticas y rompedoras del explosivo.

Las primeras están representadas por la Potencia Relativa (S). Según Langefors:

$$S = \frac{5 Q}{6 Q_0} + \frac{1 V}{6 V_0}$$

Ecuación 5: Potencia Relativa.

Donde:

$Q =$ Calor liberado por 1 kilo del explosivo a utilizar. $\left[\frac{kcal}{kg}\right]$

$Q_0 =$ Calor liberado por 1 kilo del explosivo de referencia. $\left[\frac{kcal}{kg}\right]$

$V = \text{Volumen de gases generado por 1 kilo del explosivo a utilizar.} \left[\frac{l}{kg} \right]$

$V_0 = \text{Volumen de gases generado por 1 kilo del explosivo de referencia.} \left[\frac{l}{kg} \right]$

$S = \text{Potencia Relativa}$

Las segundas, por el concepto Poder Rompedor Relativo (PRR):

$$PRR = \left[\frac{\delta D^2}{\delta_0 D_0^2} \right]^{\frac{1}{3}}$$

Ecuación 6: Poder Rompedor Relativo.

Donde:

$\delta = \text{Densidad del explosivo a utilizar.} \left[\frac{g}{cm^3} \right]$

$\delta_0 = \text{Densidad del explosivo de referencia.} \left[\frac{g}{cm^3} \right]$

$D = \text{Velocidad de detonación del explosivo a utilizar.} \left[\frac{m}{s} \right]$

$D_0 = \text{Velocidad de detonación del explosivo de referencia.} \left[\frac{m}{s} \right]$

$PRR = \text{Poder Rompedor Relativo}$

Evaluando los valores correspondientes en las ecuaciones mostradas, se obtuvieron los resultados expuestos en la siguiente tabla:

Corrección por explosivo			
Q_o	1150	(kcal/kg)	Dinamita LFB⁹
V_o	850	(l/kg)	
δ_o	1,40	(g/cm ³)	
D_o	5200	(m/s)	
Q	912,52	(kcal/kg)	ANFO¹⁰
V	1050	(l/kg)	
δ	0,75	(g/cm ³)	
D	3850	(m/s)	
S	0,87		
PRR	0,66		

Tabla 12: Corrección por explosivo.

⁹ [6] “Apuntes de Perforación y Tronadura, Capítulo III, Tronadura” J. Chacón. Universidad de Chile.

¹⁰ [12] “Guía del explosivista”, ENAEX energía & servicios a la Minería, Edición Agosto de 2011.

La estimación del factor de corrección (FC), es un problema que puede aceptar diferentes aproximaciones que dependerán de las características de la roca y de las propiedades de los explosivos. En general si se trata de rocas duras, rígidas y frágiles, habrá que privilegiar las características rompedoras del explosivo (PRR); por otro lado si se trata de rocas dúctiles con un comportamiento plástico, se apuntará a las características energéticas del explosivo. De esta manera, el FC se calculará con ponderadores que pueden tomar valores entre 0 y 1, tal que $m+n=1$. El factor de corrección se calculó de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$FC = [m S + n PRR]$$

Ecuación 7: Factor de corrección según Langefors.

Los resultados para el factor de corrección son los siguientes:

FC	m	n	
0,66	0,00	1,00	Factor de corrección utilizado debido a características de la roca.
0,68	0,10	0,90	
0,70	0,15	0,85	
0,71	0,20	0,80	
0,72	0,25	0,75	
0,73	0,30	0,70	
0,74	0,35	0,65	
0,75	0,40	0,60	
0,76	0,45	0,55	
0,77	0,50	0,50	
0,78	0,55	0,45	
0,79	0,60	0,40	
0,80	0,65	0,35	
0,81	0,70	0,30	
0,82	0,75	0,25	
0,83	0,80	0,20	
0,84	0,85	0,15	
0,85	0,90	0,10	
0,86	0,95	0,05	
0,87	1,00	0,00	

Tabla 13: Valores aceptados para factor de corrección.

Debido a que el Rajo Media Luna presenta roca dura (Arenisca, Brecha y Andesita) y roca frágil (Lutita), el factor de corrección admisible para este ejercicio (en color amarillo) fue

aquel que privilegió las características rompedoras del explosivo. Por lo tanto, para calcular el burden se utilizaron valores altos de “n” tal como muestra la Tabla 13.

La razón burden/espaciamiento que se utilizó se desprende de lo observado por Langefors en la serie de experimentos que llevó a cabo. La elección de este término se realizó de la siguiente manera:

- ✓ Según lo observado en la práctica: $E \rightarrow (1,0 \text{ a } 2,0) B$
- ✓ Valores más frecuentes: $E \rightarrow (1,0 \text{ a } 1,5) B$
- ✓ Para fines de proyecto: $E \rightarrow (1,25) B$

Ya que se está realizando un ejercicio teórico se debe considerar un amplio rango de posibilidades, a partir de las cuales se puede elegir el valor requerido. Debido a esto último, la razón E/B que se utilizó fue aquella entre 1,0 y 2,0 con intervalos de 0,05 unidades. De esta manera se utilizaron 21 valores para calcular el burden. Por otro lado, la constante de la roca \hat{c} asigna valores entre 0,40 (kg/m^3) y 0,60 (kg/m^3) dependiendo de la relación $E/B = 1$ y 2 respectivamente. Por lo tanto, para calcular el burden fue necesario realizar una combinatoria entre las 21 posibilidades de razón E/B y \hat{c} , con los 9 posibles valores para el factor de corrección por explosivo.

Finalmente, asignándole valores a todas las variables definidas anteriormente según la fórmula de Langefors, se obtienen 189 combinaciones de burden, espaciamiento, taco y pasadura, siendo el taco igual al burden y la pasadura 0,3 veces el burden. (La revisión de los resultados se puede hacer en la Sección 7.4 de los Anexos). De estas 189 posibilidades se realizó un filtro para así obtener el valor base a partir del cual se propusieron los nuevos diseños de mallas de perforación según los siguientes criterios:

- Se eliminaron aquellos valores que se replicaban para diferentes factores de corrección.
- En el caso de mineral asociado a brecha, donde se observa presencia de sobretamaño, se prefiere disminuir la dimensión de las mallas. Por lo tanto, se consideraron sólo los valores bajo los 2,5 m de burden.
- En el caso de mineral asociado a lutita, se observa buena fragmentación, se prefiere entonces aumentar las dimensiones de las mallas considerando sólo valores mayores a 2,5 m de burden.
- En el caso del estéril asociado a lutita, en general hubo buenos resultados granulométricos, por lo tanto se tenderá a aumentar el tamaño de las mallas con respecto a los 3 m de burden utilizados tanto en arenisca como en lutita.
- En general se privilegió comenzar con una razón Espaciamiento/Burden igual a la utilizada actualmente en la compañía ($E/B = 1,1$) y para no incurrir en errores

experimentales graves¹¹, el aumento o la disminución en el tamaño de las mallas se realizó en un orden de magnitud bajo (no más de 0,3 m por ensayo), siendo así conservadores con los resultados.

El último de los filtros que se realizó a los resultados obtenidos utilizando la metodología de Langefors, fue determinar o predecir los resultados granulométricos con el formulismo de Kuznetzov, el cual involucra tanto parámetros de diseño como del macizo rocoso.

Kuznetzov propuso la siguiente ecuación para estimar el tamaño medio de los fragmentos post tronadura.

$$X_{50} = A \frac{(B^2 * (\frac{E}{B}) * H)^{0.8}}{Q^{0.633}} * \left(\frac{115}{Z}\right)^{0.633}$$

Donde:

X_{50} = *Tamaño medio del fragmento (mm)*

A = *Factor de Roca.*

B = *burden (m)*

$\frac{E}{B}$ = *razón (espaciamiento/burden)*

H = *Altura de banco (m)*

Q = *Cantidad de explosivo por pozo (kg).*

Z = *Potencia relativa en peso del explosivo (%).*

El factor de roca A se obtuvo a partir de los datos geológicos de la masa rocosa presente en el Rajo Media Luna. Para calcular su valor se utilizó el formulismo presentado por Cunningham [10].

$$A = 0,06 * (RMD + JPS + JPA + RDI + HF)$$

Ecuación 8: Ecuación para estimar el factor de carga, Cunningham.

Donde:

RMD = *Descriptor de la masa rocosa.*

JPS = *Espaciamiento de fracturas.*

JPA = *Ángulo del plano de fractura*

RDI = *Influencia de la densidad.*

HF = *Factor de dureza*

¹¹ La Compañía entregó la responsabilidad total en el diseño de tronaduras, por lo tanto, todo experimento se realizó con la rigurosidad requerida, tal que la producción mensual no se viera afectada por el desarrollo de esta memoria.

La definición de Cunningham de las diaclasas¹² está directamente relacionada con la malla de perforación y la presencia de sobretamaño.

Dado que para realizar la evaluación no se dispone de información sobre el espaciamiento de fracturas y el ángulo de plano de fracturas, se propone considerar la primera de ellas igual a 10 y la segunda igual a 20.

Los valores de la ecuación del factor de roca se muestran en la Tabla 14.

	Parámetro	Ranking	Brecha	Lutita	Arenisca	Andesita
Descripción de la Masa Rocosa (RMD)	Pulvulento/Quebradizo	10		*		
	Diaclasado Verticalmente	JPS + JPA				
	Masiva	50	*		*	*
Espaciamiento de fracturas (JPS)	0,1 m	10		*		
	0,1 m a sobretamaño (0,6 m)	20				
	Sobretamaño	50	*		*	*
Ángulo del plano de fractura	Buza fuera de la cara	20	*	*	*	*
	Rumbo perpendicular a la cara	30				
	Buza hacia la cara	50				
Influencia de la densidad (RDI)	RDI = 25 * SG - 50 SG= Densidad de la roca (t/m ³)		16,00	2,50	16,00	16,00
Factor de Dureza (HF)	E/3 para E < 50 GPa		14,00	0,47	14,00	14,00
	UCS/5 para E > 50 GPa					
	E = Módulo de Young UCS = resistencia Uniaxial					

Tabla 14: Estimación de Factor de Roca según Cunningham.

Los resultados obtenidos para el factor de roca (A) son los siguientes:

Parámetros de Roca			A
Brecha	UCS [MPa]	E [GPa]	9.00
	64,80	42,00	
Lutita	UCS [MPa]	E [GPa]	2.60
	1,70	1,40	
Arenisca	UCS [MPa]	E [GPa]	9.00
	64,80	42,00	
Andesita	UCS [MPa]	E [GPa]	9.00
	64,80	42,00	

Tabla 15: Valores de Factor de Roca.

¹² Las Diaclasas son fracturas preexistentes en las rocas que no presentan desplazamiento transversal que sea detectable, sólo manifiestan un poco de movimiento extensional. [13]

La altura de banco utilizada para predecir el tamaño de fragmentos es aquel que por diseño corresponde al rajo (10 m), mientras que el burden (B), la razón espaciado/burden (E/B) y la cantidad de explosivo (Q), se evalúan a partir de los datos obtenidos tras aplicar el formulismo de Langefors. En el caso de la potencia en peso del explosivo, el valor utilizado fue de 100 % [12], que es la potencia relativa al ANFO Premium.

La aplicación de este modelo y posterior filtro a los valores anteriormente descritos, entregó como resultado los siguientes parámetros con los cuales, a partir de fines de Noviembre, se comenzó a diseñar las nuevas mallas de tronadura en Compañía Minera Cerro Negro.

Sector	Litología	Mineral				
		B [m]	E [m]	T [m]	P [m]	X ₅₀ [mm]
Manto Superior	Brecha	2,2	2,5	2,2	0,7	220
	Lutita	3	3,3	3	0,9	110
Unión Norte	Arenisca	-	-	-	-	-
	Lutita	2,2	2,7	2,2	0,7	70
	Brecha	2,2	2,5	2,2	0,7	220
Unión Sur	Brecha	2,2	2,5	2,2	0,7	220
	Andesita	2,2	2,5	2,2	0,7	220
Chiringo Norte	Brecha	2,2	2,5	2,2	0,7	220
	Arenisca	-	-	-	-	-
Chiringo Centro	Brecha	2,2	2,7	2,2	0,7	240
	Arenisca	-	-	-	-	-
Chiringo Sur	Brecha	2,2	2,5	2,2	0,7	220
	Andesita	-	-	-	-	-

Tabla 16: Parámetros de diseño en mineral CMCN.

Para el caso de la roca asociada a mineral, se observa que la mayoría de las mallas disminuyeron sus dimensiones en rocas duras como brecha y andesita. El parámetro que validará este nuevo diseño, corresponde al valor que el formulismo de Kuznetzov entrega como resultado granulométrico bajo el cual se encuentra el 50 % del material tronado (todos bajo el tamaño óptimo chancable).

En el caso específico de la lutita en el Manto Superior y en Unión Norte, si bien son zonas adyacentes al rajo, se decidió aumentar el tamaño de la malla de Manto Superior en mayor grado que la malla de Unión Norte debido a que la litología en la primera de ellas presenta mayor fracturamiento de roca que la que muestra la zona de Unión Norte. Ambas predicciones granulométricas muestran valores que están bastante por debajo del óptimo chancable (500 mm).

La brecha de Chiringo Centro es una zona de pilares que muestra mayor fracturamiento que el resto de la roca en el rajo, por lo tanto, también se decide aumentar la dimensión de esta malla con respecto al resto calculado para el mismo tipo de litología.

Sector	Litología	Estéril				
		B [m]	E [m]	T [m]	P [m]	X ₅₀ [mm]
Manto Superior	Brecha	-	-	-	-	-
	Lutita	3	3,5	3	0,9	120
Unión Norte	Arenisca	3	3,3	3	0,9	390
	Lutita	3	3,5	3	0,9	120
	Brecha	-	-	-	-	-
Unión Sur	Brecha	-	-	-	-	-
	Andesita	3	3,3	3	0,9	390
Chiringo Norte	Brecha	-	-	-	-	-
	Arenisca	3	3,3	3	0,9	390
Chiringo Centro	Brecha	-	-	-	-	-
	Arenisca	3	3,3	3	0,9	390
Chiringo Sur	Brecha	-	-	-	-	-
	Andesita	3	3,3	3	0,9	390

Tabla 17: Parámetros de diseño en estéril CMCN.

En el caso del estéril, se observa que todas las mallas aumentaron su tamaño con respecto a lo utilizado actualmente en la compañía. Este incremento en el espaciamiento, se validó con la predicción del tamaño de fragmentos que el formulismo de Kuznetzov dio como resultado (todos bajo el tamaño óptimo cargable). En los casos particulares de Manto Superior y Unión Norte, la lutita al ser una roca frágil y fracturada, se trató con mallas 0,2 m más grandes en espaciamiento.

4.2.2 Carguío de explosivo

Como se mencionó en las secciones anteriores, la forma mediante la cual se carga cada pozo es introducir hasta el fondo del tiro el cebo (Nonel + Amplificador), luego se cargan 9 metros de ANFO y finalmente se taquea con 2 metros de detritus. Cabe señalar que al proceder a fotografiar el material tronado, se observó en distintas zonas restos de ANFO sin detonar, además de la presencia de sobretamaños, lo que estaría indicando una cierta ineficiencia en el uso del explosivo.

El ANFO corresponde a un tipo de explosivo detonante secundario, estos son aquellos que requieren de una gran energía de iniciación para alcanzar una detonación estable. Esta energía de iniciación es proporcionada generalmente por el impacto de una onda de choque de un explosivo primario, la cual a su vez es amplificada o aumentada por un artefacto explosivo de alta densidad, velocidad de detonación y presión de detonación, conocido como booster o amplificador (se trata de un explosivo secundario).

La detonación de un explosivo secundario, a diferencia de los explosivos primarios, es un proceso que se desarrolla más lento y requiere de una energía de iniciación mucho mayor la cual

generalmente es proporcionada por el impacto de una onda de choque de otro explosivo (detonador + booster). Para que este proceso se mantenga, se debe cumplir que la onda de choque se propague junto con la reacción química de modo que la energía liberada por ella en forma de gases a alta presión y temperatura, sea capaz de sostener esta onda, la que a su vez desencadena la reacción de la materia explosiva sin detonar. Cuando la velocidad de propagación alcanza una velocidad constante, se obtiene una condición de equilibrio denominada Estado de Detonación Estable.

La presencia de ANFO sin detonar post tronadura, da a entender que la energía de iniciación requerida para que se alcance la detonación de toda la columna del explosivo no es suficiente, por lo tanto, es necesario estudiar cuales son los artefactos que proveen de esta onda de choque inicial.

El detonador utilizado para las tronaduras corresponde al del tipo Nonel, este iniciador no eléctrico es previo a los detonadores electrónicos y, por lo tanto, es aquel que en relación precio y seguridad otorga tecnología y resultados óptimos para este tipo de faenas. Por otro lado, el booster utilizado corresponde a una emulsión encartuchada llamada EMULTEX CN de 1" x 8" fabricada por la empresa ENAEX. Es en este artefacto donde concentraremos nuestra atención debido que, a diferencia de la mayoría de las faenas donde se utilizan amplificadores de un explosivo llamado pentolita (mezcla de PETN y TNT), en Cerro Negro se utiliza un explosivo que no fue diseñado para dicho propósito.

Como se mencionó anteriormente, el booster debe ser un artefacto explosivo de alta densidad, alta velocidad de detonación y alta presión de detonación. En ese sentido en el cuadro siguiente se compararán las características de un APD (Alto Poder Detonante) que es el amplificador utilizado típicamente en Chile y el EMULTEX CN que es el amplificador utilizado en Cerro Negro.

Amplificador	Densidad (g/cm ³)	Velocidad de Detonación (m/s)	Presión de Detonación (kbar)
EMULTEX CN	1,15	4.600	61
APD	1,62	7.300	216

Tabla 18: Características fisico-químicas, de artefactos utilizados como booster.[12]

Resulta claro que el artefacto que mejor cumple las características requeridas como amplificador es el APD, además este elemento fue diseñado exclusivamente con aquella finalidad. Sin embargo, la utilización del EMULTEX CN es justificado por la compañía debido a que su precio es casi un 10% de lo que cuesta adquirir un APD¹³. Los precios de referencia por

¹³ El valor de referencia corresponde a un APD cilíndrico 450, que es el APD que DIEXA, empresa distribuidora, posee en el polvorín para su venta.

unidad se observan en la siguiente tabla. (A partir de esta sección, todo valor monetario que se exponga en adelante, es el valor real que DIEXA¹⁴ y AGROMINS cobran a la empresa mandante por accesorio o servicio).

Artefacto	Precio (\$/unidad)
EMULTEX CN 1" x 8"	247
APD cilíndrico 450	3.023

Tabla 19: Precios de referencia por unidad. [14]

Debido a que los alcances de esta memoria se limitan a elementos actuales con que cuenta la compañía, se seguirá utilizando como booster el EMULTEX CN. Sin embargo, para conseguir que este artefacto sea capaz de hacer detonar todo el ANFO que se carga en los pozos, se procedió a dividir la carga total en 2 columnas, utilizando para ello un taco intermedio y doble cebo por tiro. Esto implica la detonación de una columna de carga de menor tamaño que la típicamente utilizada en bancos de 10 metros; sin embargo, para justificar este diseño de las tronaduras fue necesario realizar un análisis económico para que el diseño propuesto fuese aceptado.

Haciendo una comparación de lo que sucede para un pozo, se tiene:

- Situación actual: Longitud del pozo 11 m, diámetro 4", taco 2 m, longitud de carga ANFO 9 m, 1 Nonel MS40 (40 pies equivalente a 12,2 m) y 1 cartucho de Emultex CN de 1" x 8".
- Situación propuesta: Longitud del pozo 10,7 m, diámetro 4", taco intermedio 2,2 m, taco superior 2,2 m, pasadura 0,7 m, 1 carga de fondo (ANFO) 3,2 m, 1 carga superior (ANFO) 3,2 m, 1 Nonel MS40 para la carga de fondo, 1 Nonel MS24 (24 pies equivalente a 7,3 m) para la carga superior y 2 cartuchos de Emultex 1" x 8".

En la Ilustración 26 se puede visualizar mejor lo anteriormente descrito.

¹⁴ DIEXA, Distribuidora de Explosivos y Accesorios, es la empresa con la cual CMCN tiene contrato para la adquisición de elementos para tronadura.

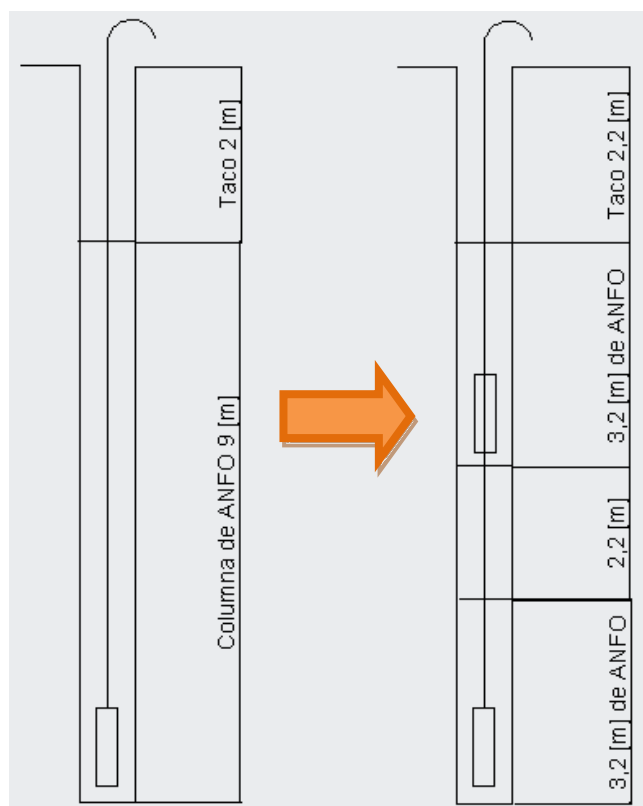


Ilustración 25: Diseño actual y diseño propuesto para carguío de explosivo.

La evaluación económica para justificar el cambio en la modalidad de carguío del explosivo presenta los siguientes resultados:

Diseño	Explosivos	Unidad	Costo (\$/unidad)	Gasto (\$)	Total (\$)
Actual	ANFO	54,8 kg	781	42.799	45.877
	Nonel MS 40	1	2.831	2.831	
	EMULTEX CN	1	247	247	
Propuesta	ANFO	40,9 kg	781	31.943	37.433
	Nonel MS 40	1	2.831	2.831	
	Nonel MS 24	1	2.165	2.165	
	EMULTEX CN	2	247	494	

Tabla 20: Evaluación económica de modalidad de carguío propuesta. [14]

Los valores obtenidos en la Tabla 20 indican que la modalidad propuesta tiene un menor costo. Esta diferencia es de \$8.444 por pozo a pesar de utilizar doble cebo.

Si bien el rendimiento en el carguío de los pozos disminuye, debido al mayor tiempo requerido para cargar los tiros, el hecho de considerar los valores descritos anteriormente y el

posible beneficio a partir de la granulometría esperada, recomienda adoptar esta nueva modalidad de carguío en las próximas tronaduras, utilizando de modo más eficiente, la energía del explosivo según el concepto “Mine to Mill”.

4.2.3 Secuencia de tronadura

Como se ha mencionado en las secciones anteriores, en Cerro Negro no existe una secuencia de tronadura que tome en cuenta los niveles de vibración y los resultados granulométricos. Con la modalidad actual, detonan entre 3 y 10 tiros a la vez, distribuidos en la malla con Noneles del N°1 al N°15 tal que vayan detonando en “V” hacia la cara libre.

El modelo propuesto por el U.S. Bureau of Mines ya citado, indica que la velocidad peak de partícula depende de la cantidad de explosivo por retardo y no de la cantidad total de explosivo involucrado en la tronadura, siempre que el retardo entre cargas sea superior a 8 ms. Por lo tanto, será necesario determinar cuál es la cantidad máxima de explosivo por retardo para que las tronaduras efectuadas estén dentro de la norma de vibraciones que indica la oficina de minería de superficie. De acuerdo a lo anterior y utilizando los mismos supuestos enumerados en la sección 4.1.3 Nivel de vibraciones caso base, se determinó la cantidad de kilogramos de ANFO por retardo tal que a 91 metros de distancia entre el lugar amagado y la tronadura, la velocidad peak partícula no sea superior a 31,8 (mm/s).

Evalutando en el formulismo propuesto por el U.S. Bureau of Mines se obtuvo el siguiente resultado:

$$V = 160 \left(\frac{R}{W^{\frac{1}{2}}} \right)^{-1,6}$$

Donde:

$$V = \text{Velocidad Peak de partícula} \left[\frac{\text{pulg}}{\text{s}} \right]$$

$$R = \text{Distancia entre la tronadura y el lugar de la medición [pies]}$$

$$W = \text{cantidad de explosivo por retardo [lb]}$$

Tabla de conversiones		
Distancia mínima	91	(m)
	298	(pies)
PPV	31,80	(mm/s)
	1,25	(pulg/s)

Tabla 21: Conversiones para evaluación de Nivel de Vibraciones.

Reemplazando en la fórmula:

$$1,25 = 160 \left(\frac{298}{W^{\frac{1}{2}}} \right)^{-1,6}$$

$$w = 206,26 [lb]$$

$$w = \mathbf{93,00 [kg]}$$

Es así como para este caso de estudio se estima que es posible utilizar un máximo de 93 kilogramos por retardo o, en otras palabras, cada número de Nonel (con su respectivo retardo) se podrá repetir en una malla siempre que no se supere la cifra indicada.

Como se están evaluando mallas para bancos de 10 metros y con la inclusión de tacos intermedios como se mostró en la sección anterior, cada tiro se carga con una cantidad exacta de 41 kg. Por lo tanto, para cumplir con la norma de vibraciones, solamente se podrán detonar 2 tiros con el mismo retardo.

En la actualidad en Cerro Negro se utiliza una serie Nonel de 15 retardos, y como sólo se pueden detonar 2 tiros a la vez, esto limita las tronaduras a no más de 30 pozos, lo cual es insuficiente para cubrir la cantidad total de perforaciones de las mallas de tronadura. Además, los retardos de la serie utilizada (25 ms), hacen que el tiempo entre la detonación de los pozos varíe entre 25 ms, 50 ms y 100 ms, a pesar de que lo recomendable es que este intervalo no supere los 25 ms.

En resumen, la tecnología y metodología actualmente utilizada no cumple las condiciones para mejorar los efectos de vibración ni los resultados granulométricos, por lo que se concluyó incorporar algunas modificaciones en las tronaduras requeridas para los efectos de este estudio.

Para cumplir las restricciones de secuencia se solicitó la compra de micro conectores de superficie, los cuales tienen como finalidad retrasar la salida de ciertos tiros y aumentar así el abanico de tiempos disponibles. La incorporación de retardos de superficie entre las filas de la malla de tronadura, hizo posible que cada tiro detonara con su propio tiempo, es decir, se replicó en cierta medida lo que consiguen los detonadores electrónicos.

Por limitaciones en el stock del polvorín de DIEXA, los micro conectores con menor tiempo de retardo que llegaron a Cerro Negro fueron los bidireccionales de 17 ms, con los cuales se realizaron los diseños y las pruebas respectivas.

Para evitar que algún pozo detone antes que “el fuego” llegue al Nonel del último pozo a detonar¹⁵, la suma de los retardos de superficie debe ser siempre menor que el tiempo de detonación del primer Nonel. Por lo tanto, el n° de serie del primer Nonel a utilizar, está supeditado a la cantidad de filas que tenga la malla de tronadura. Para entender esto se muestra el siguiente ejemplo.

¹⁵ Esta situación podría provocar el corte del cordón detonante en superficie y, por lo tanto, quedarían tiros sin detonar luego de iniciar la tronadura.

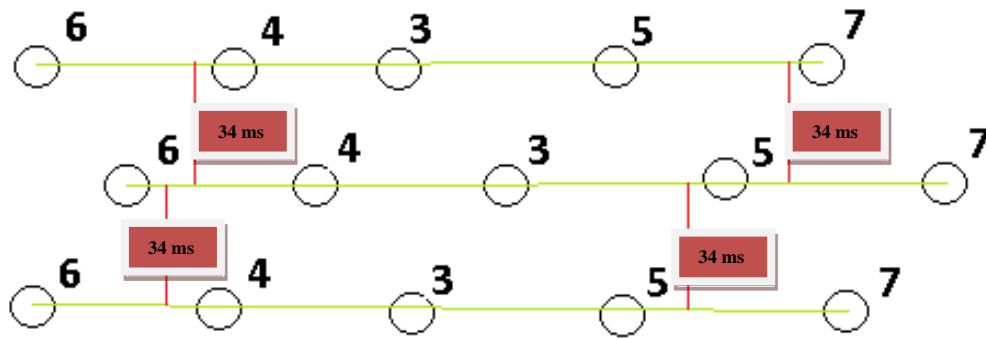


Ilustración 26: Ejemplo secuencia de tronadura.

El ejemplo muestra 2 retardos de superficie del tipo bidireccional (líneas rojas entre filas, los otros 2 son por seguridad). Como cada uno de ellos es de 17 ms, lo que equivale a 34 ms de retardo entre filas, se tiene un total de 68 ms. Por lo tanto, el tiempo de detonación del primer Nonel debe ser superior a 68 ms, lo cual se logra con el N°3 de las serie (75 ms).

En general, para “n” filas, el N° de serie del Nonel a utilizar en el primer pozo a detonar, queda determinado por la siguiente relación:

$$\text{tiempo de retardo del Nonel [ms]} > 34 \text{ [ms]} * (n - 1)$$

Ecuación 9: Formulismo para determinar primer Nonel que detona.

El número de filas de la malla queda determinado por el amarre en superficie que se diseñe. En el ejemplo anterior, en verde se muestra el cordón detonante que amarra todos los pozos de una fila. Esta última condición es fundamental que se cumpla, pues si se amarran pozos de otra fila con el mismo cordón, entonces el retardo de superficie no tendrá efecto, pues el cordón detonante es instantáneo.

Una vez definido el N° de serie del Nonel del primer pozo, el resto se priman con los que siguen en la serie. El diseño de la tronadura debe ser de tal manera que los números pares queden a un lado y los impares al otro para así conseguir la salida en “V” hacia la cara libre. La siguiente ilustración muestra el tiempo de detonación de cada pozo junto con las líneas de isotiempo que exponen la salida en “V” hacia la cara libre.

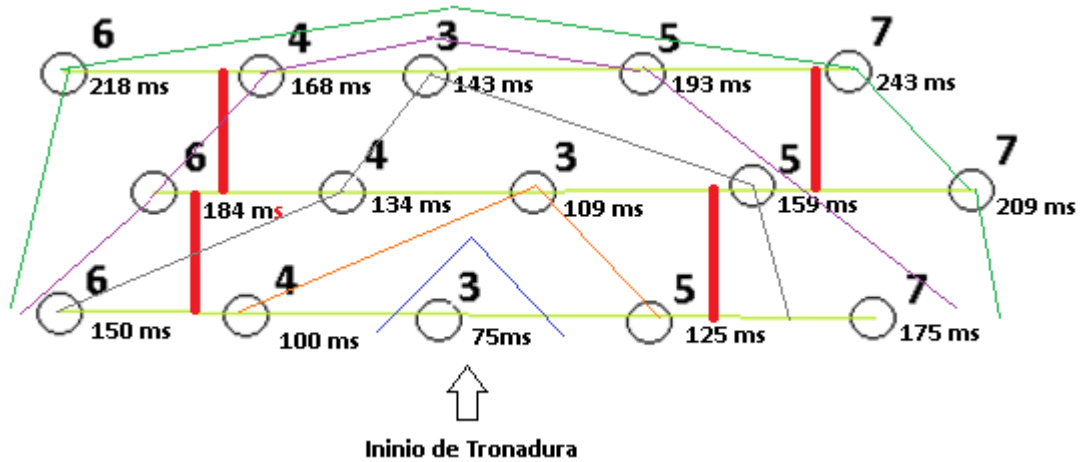


Ilustración 27: Tiempos de detonación y líneas de isotiempo.

Como se observa en el ejemplo anterior, los retardos de superficie permiten que cada pozo detone a su propio tiempo, además se logra que el tiempo de retardo entre cada detonación sea siempre menor a 25 ms. Por otro lado, la salida en “V” hacia la cara libre (ejemplificada con las líneas de isotiempo), hará que el material tronado quede acumulado de tal forma que el rendimiento en la operación de carguío no sea perjudicado.

Debido a que los pozos tienen taco intermedio, cada uno debe ser cebado con dos Noneles de la misma serie. En el ejemplo, en la malla anterior se observan 3 pozos para la el N°4 de la serie (100 ms), por lo tanto se utilizarán 6 Noneles de 100 ms y 6 Emultex CN (amplificadores).

Las ilustraciones anteriores son solamente esquemas para ejemplificar cómo se dará secuencia a las tronaduras. En la práctica real, si el número de pozos por fila o el número de filas hace que detonadores de la serie (hasta el N°15) no alcancen para abarcar toda la malla, es posible repetir un número siempre y cuando no se superen los 93 kg de ANFO por retardo, tal como se mencionó anteriormente.

4.2.4 Protocolo de P&T

Para que los diseños y nuevas metodologías propuestas se lleven a cabo de una manera correcta y por ende la aplicación de la teoría se vea reflejada en los resultados, es necesario que tanto los recursos tecnológicos como humanos interactúen en la operación siguiendo normas de trabajo que detallen y especifiquen las tareas que se deben llevar a cabo, desde las etapas previas a la operación, hasta las etapas posteriores de evaluación y documentación de resultados por disparo.

La secuencia para la operación de P&T involucra a 3 entidades, Ingeniería, Topografía y Operaciones (AGROMINS). Por lo que una vez que se inició la implementación de los cambios (Diciembre 2014), fue necesario explicar el rol y las tareas que cada uno de ellos debía llevar a cabo para obtener buenos resultados tanto en la perforación como en la tronadura.

Uno de los cambios fundamentales que esta memoria busca implementar, es que AGROMINS se dedique a llevar a cabo la operación de acuerdo a las directrices que el área de

ingeniería les entrega. Por lo tanto, la forma de transmitir esta información se realizó mediante el diseño de planos, los cuales hasta Noviembre de 2014 no se realizaban, puesto que AGROMINS llevaba a cabo la operación a su manera.

Se diseñaron entonces 2 tipos de planos. El primero, denominado Plano de Perforación, reproduce la malla completa de pozos, cada uno individualizado y con su largo respectivo. Este plano es el que tanto el perforista como su ayudante deben manejar al momento de la perforación, y en él deben incluir el largo real del pozo, para así, en la etapa posterior, realizar el diseño de la tronadura. El segundo plano, denominado Plano de Tronadura, detalla la forma en que deben ser cargados los pozos y la secuencia de tronadura de la malla. También se especifican la cantidad de explosivo y de elementos para la tronadura. En la sección 7.7 de los Anexos se puede encontrar una serie de planos con distintos diseños de perforación y tronadura para una misma malla.

A continuación, la Ilustración 29 muestra el procedimiento mediante el cual se deben llevar a cabo las etapas de perforación y tronadura en la Compañía Minera Cerro Negro. La omisión de alguna de estas etapas puede conducir a un mal desempeño de las entidades involucradas y por lo tanto resultados deficientes en el proceso.

4.3 Resultados y análisis

A continuación se presentan los resultados obtenidos utilizando la metodología descrita en el capítulo anterior y los ajustes que se realizaron desde Diciembre 2014 a Febrero 2015, en relación a granulometría y factor de carga. El resto de los resultados como por ejemplo la perforación, tonelaje picado, cantidad de explosivo utilizado, etc. se analizaron con los valores recopilados desde Abril 2014 a Febrero 2015 para así tener un rango más amplio de comparación.

4.3.1 Resultados granulométricos y factor de carga

A fines de Noviembre de 2014 y durante todo Diciembre de 2014, se inició la implementación de los cambios en el diseño de las tronaduras. Las mallas utilizadas y sus respectivos factores de carga se incluyen en la siguiente tabla:

Diciembre 2014		Mineral		Estéril	
Sector	Litología	B (m) x E (m)	FC (g/t)	B (m) x E (m)	FC (g/t)
Manto Superior	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
	Lutita	3 x 3,3	203	3 x 3,5	191
Unión Norte	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
	Lutita	2,2 x 2,7	328	3 x 3,5	191
	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
Unión Sur	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
	Andesita	2,2 x 2,5	286	3 x 3,3	164
Chiringo Norte	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
Chiringo Centro	Brecha	2,2 x 2,7	277	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
Chiringo Sur	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
	Andesita	-	-	3 x 3,3	164

Tabla 22: Mallas y Factores de Carga para diseño de Tronaduras, Diciembre 2014.

La tabla anterior muestra en amarillo sectores y litología que de acuerdo al plan de producción entraron en operación a fines de Noviembre 2014. Los gráficos que se muestran a continuación corresponden a los resultados granulométricos que fue posible obtener a partir del material fragmentado.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Lutita, Manto Superior banco 785, disparo 01.
 $D_{99} = 50$ cm.

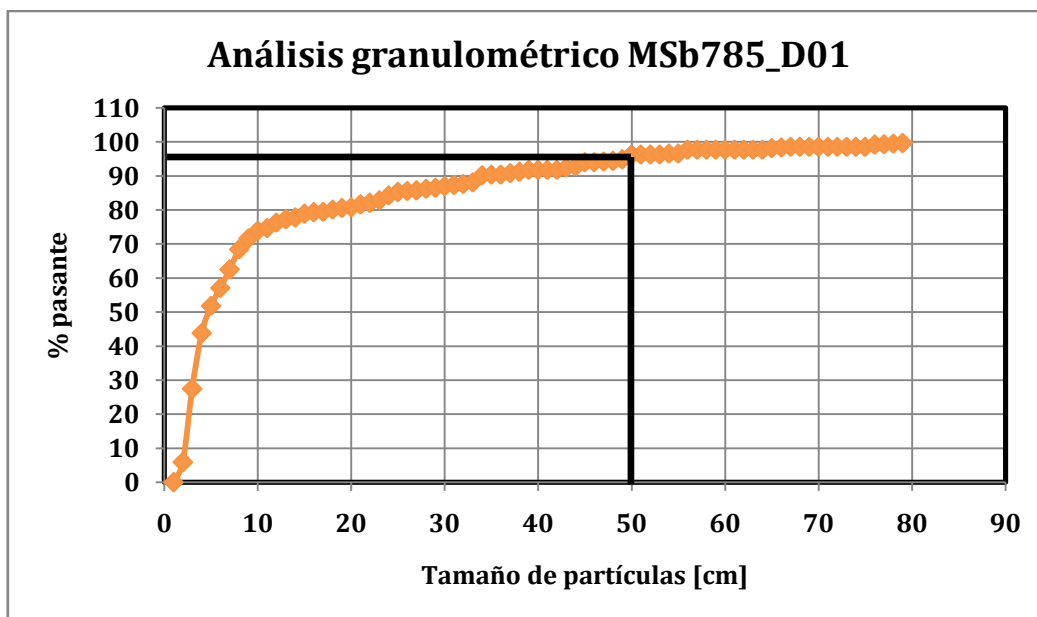


Gráfico 12: Curva granulométrica MSb785_D01.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Lutita, Unión Norte banco 775, disparo 01.
 $D_{98} = 50$ cm.

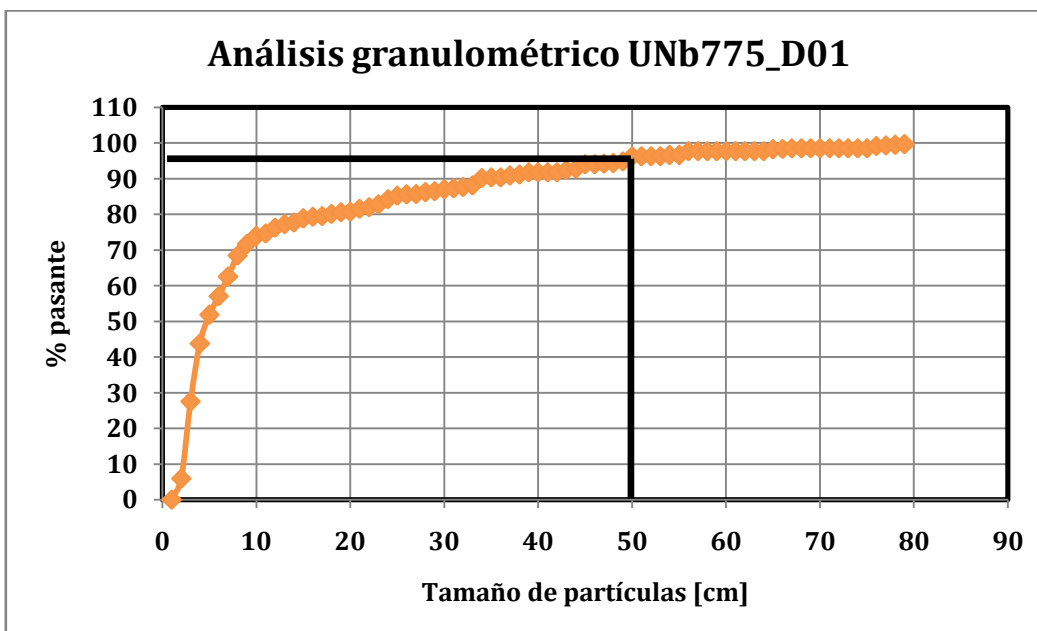


Gráfico 13: Curva granulométrica UNb775_D01.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Chiringo Centro banco 790, disparo 01. $D_{91} = 50$ cm.

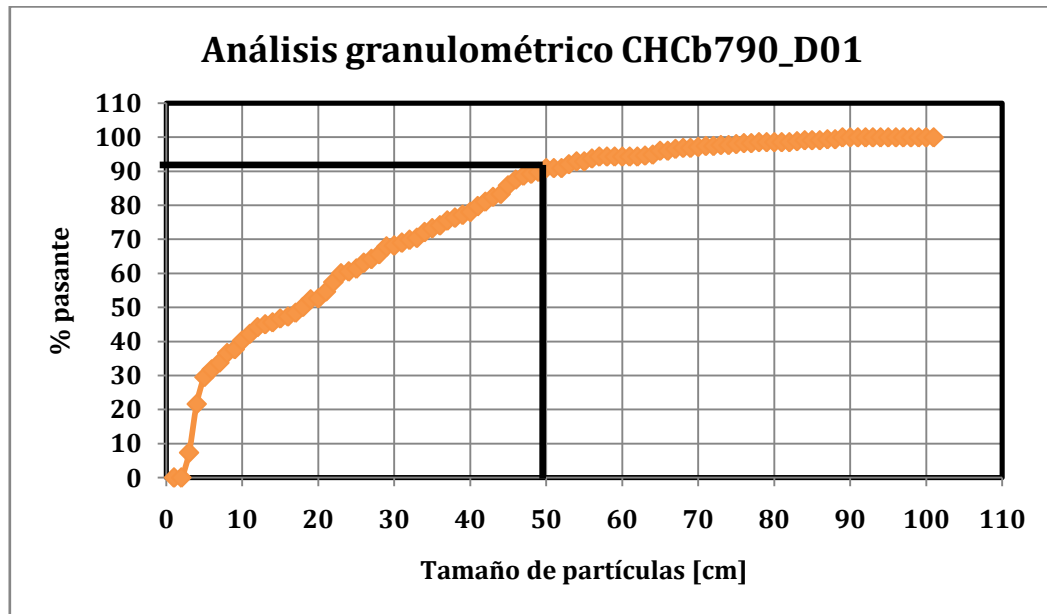


Gráfico 14: Curva granulométrica CHCb790_D01

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Chiringo Norte banco 755, disparo 03. $D_{96} = 50$ cm.

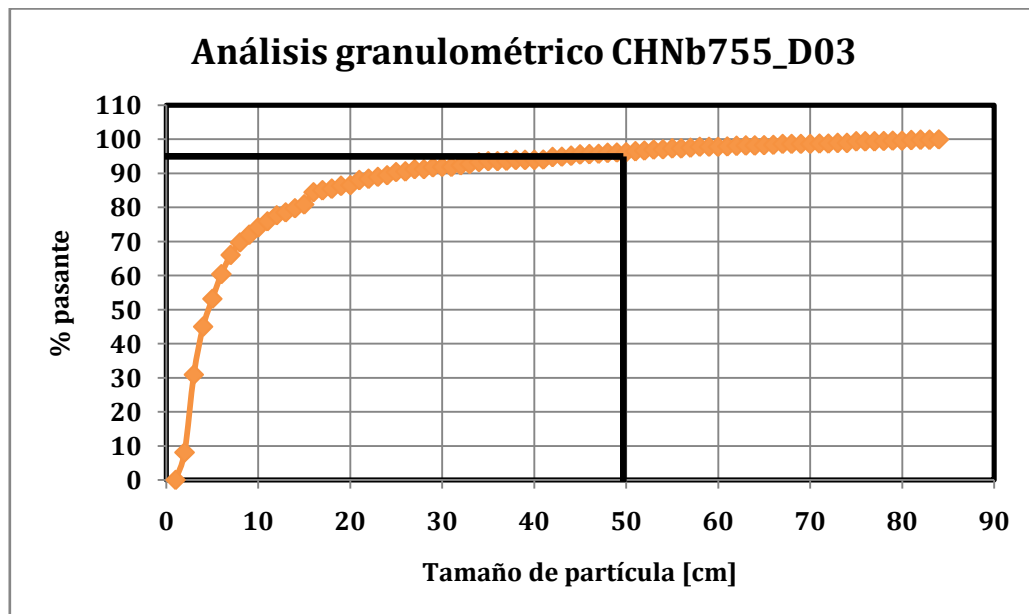


Gráfico 15: curva granulométrica CHNb755_D03.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Unión Sur banco 765, disparo 02. $D_{92} = 50$ cm.

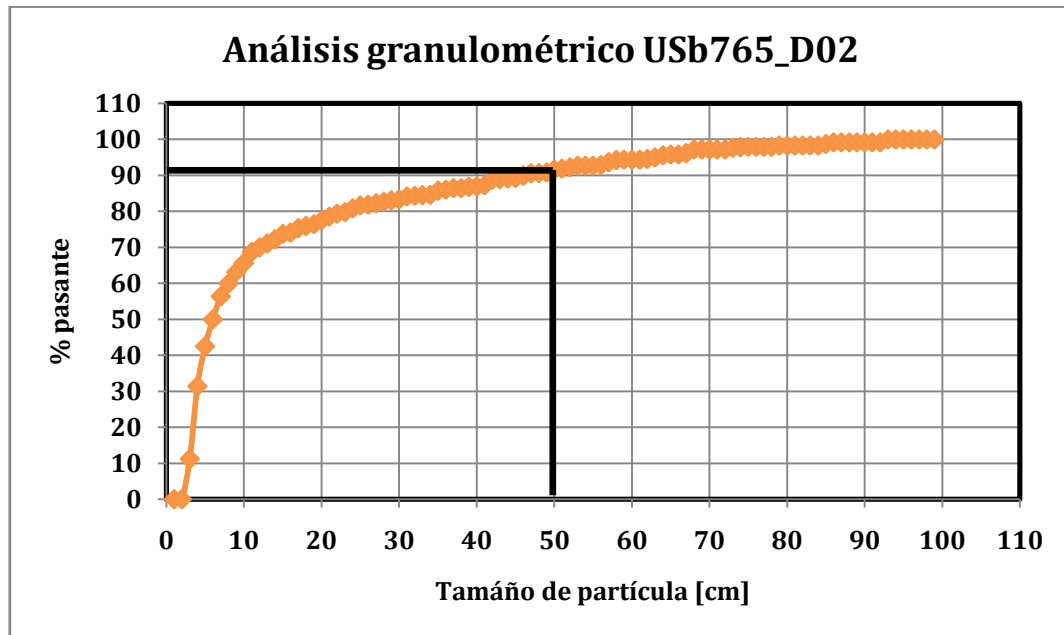


Gráfico 16: Curva granulométrica USb765_D02.

- Tronadura realizada en zona estéril Lutita, Manto Superior banco 785, disparo 02. $D_{99} = 80$ cm.

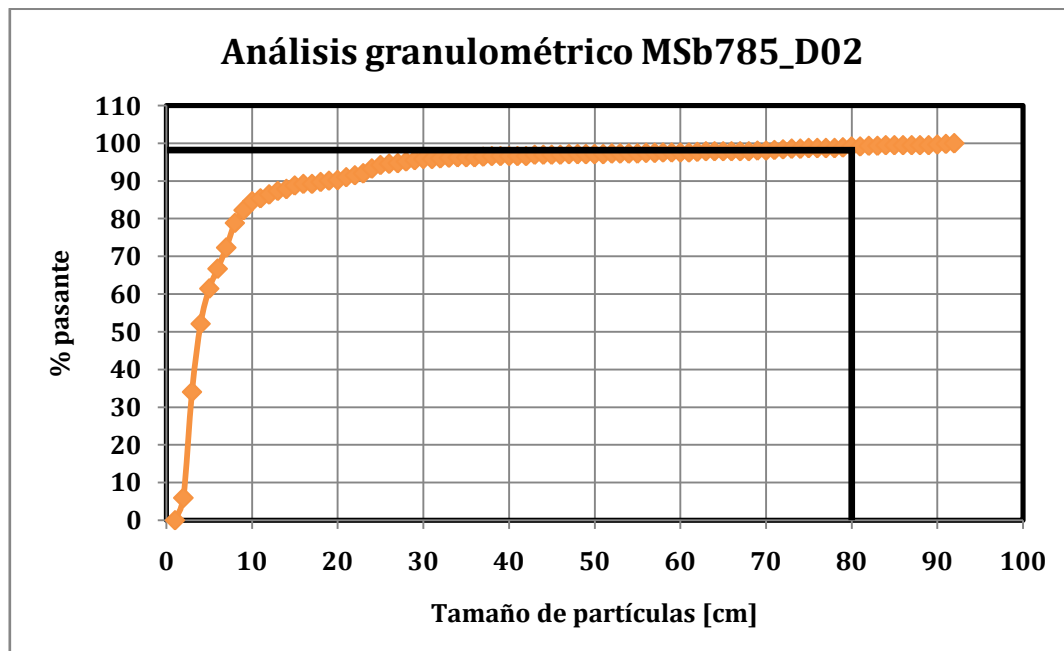


Gráfico 17: Curva granulométrica MSb785_D02.

- Tronadura realizada en zona estéril Lutita, Unión Norte banco 760, disparo 01.
 $D_{96} = 80$ cm.

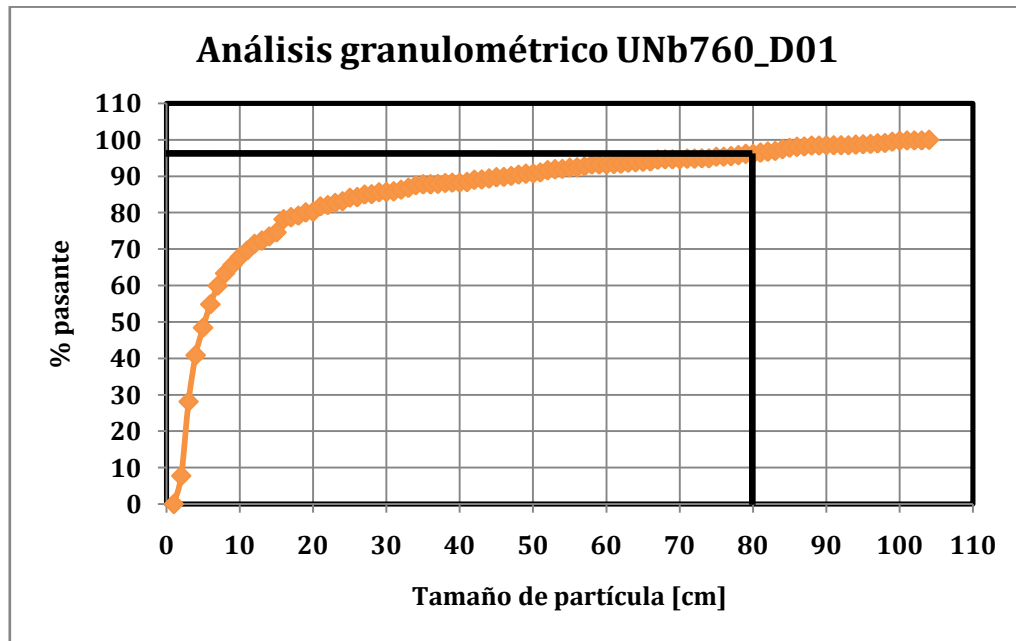


Gráfico 18: Curva granulométrica UNb760_D01.

- Tronadura realizada en zona estéril Andesita, Unión Sur banco 775, disparo 03.
 $D_{93} = 80$ cm.

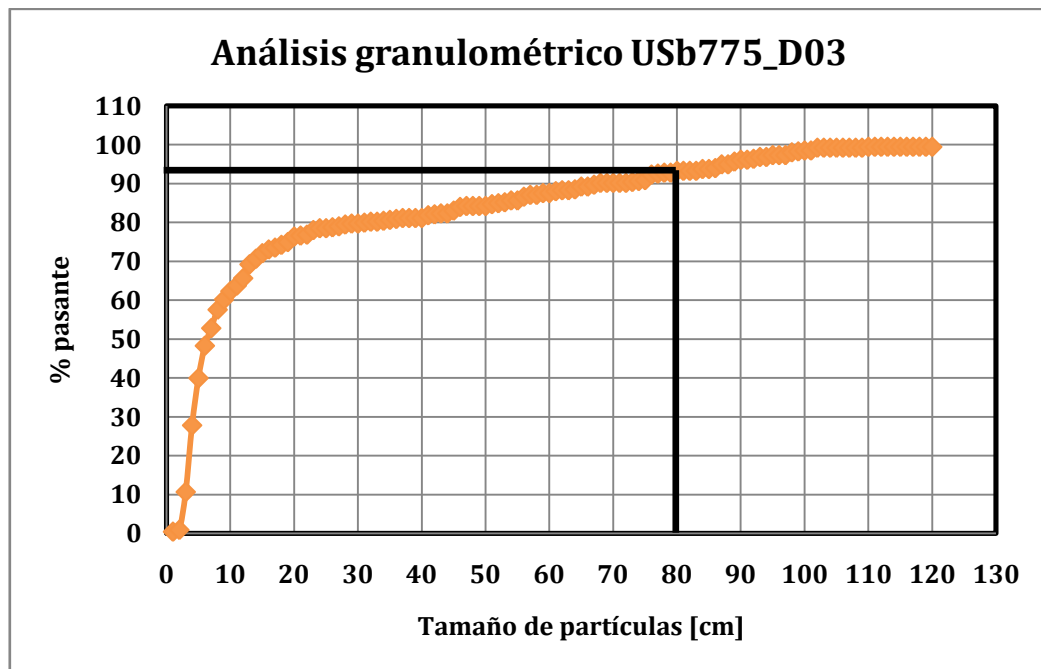


Gráfico 19: Curva granulométrica USb775_D03.

- Tronadura realizada en zona estéril Andesita, Chiringo Sur banco 765, disparo 01.
D₉₅ = 80 cm.

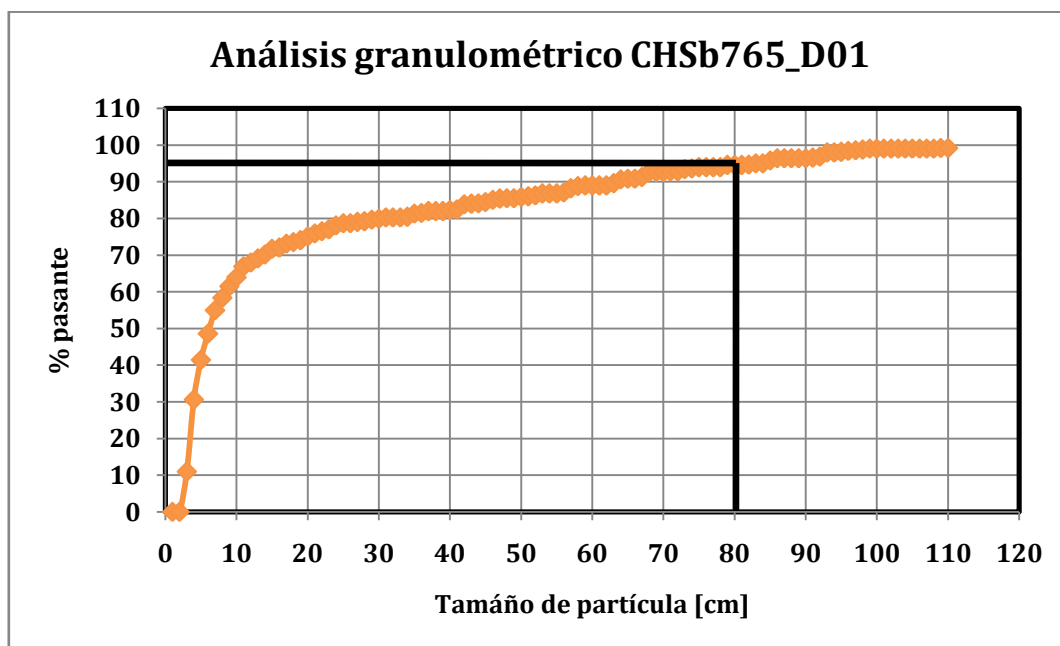


Gráfico 20: Curva granulométrica CHSb765_D01.

En resumen, los cambios implementados en la operación generaron como resultados para el mes de Diciembre de 2014 los siguientes valores.

Sector	Litología	Mineral			
		FC Caso Base (g/t)	FC Diciembre (g/t)	Sobretamaño Caso Base (%)	Sobretamaño Diciembre (%)
Manto Superior	Lutita	373	203	1	1
Unión Norte	Lutita	373	328	1	2
Unión Sur	Brecha	300	286	13	8
Chiringo Norte	Brecha	300	286	14	4
Chiringo Centro	Brecha	300	277	19	9

Tabla 23: Resumen de resultados granulométricos en Mineral, Diciembre 2014.

		Estéril			
Sector	Litología	FC Caso Base (g/t)	FC Diciembre (g/t)	Sobretamaño Caso Base (%)	Sobretamaño Diciembre (%)
Manto Superior	Lutita	290	191	1	1
Unión Norte	Lutita	290	191	4	4
Unión Sur	Andesita	234	164	5	7
Chiringo Sur	Andesita	234	164	7	5

Tabla 24: Resumen de resultados granulométricos en Estéril, Diciembre 2014.

Como se observa en las tablas anteriores, el porcentaje de sobretamaño presente en las tronaduras de mineral disminuye con el nuevo diseño. Además, a diferencia de lo que dice la literatura con respecto a la relación inversa entre granulometría y factor de carga [4], en esta oportunidad ambos parámetros disminuyeron. Por lo tanto, los malos resultados operacionales del caso base, es posible atribuirlos a una deficiente utilización del explosivo y a una mala fragmentación, debido a la detonación simultánea de tiros y no a la geometría de la malla y la cantidad de explosivo utilizado. Estas últimas variables, que definen el factor de carga, son las que se deben ajustar puesto que son las que más influyen en el costo general de perforación y tronadura tal como se verá en la siguiente sección de análisis económico. Por lo tanto, los ajustes que se realizaron, apuntan a aumentar el tamaño de las mallas hasta el punto en que la granulometría no se vea afectada, disminuyendo de esta manera gastos en perforación y gastos en reducción secundaria (picaroca y cachorro). Por otro lado, en el caso del estéril, la idea es disminuir el gasto de perforación aumentando las dimensiones de las mallas, esto último siempre y cuando el sobretamaño esté dentro del rango óptimo cargable (10 % de sobretamaño), tal como los resultados mostrados en la Tabla 24.

Luego de este primer mes de trabajo empírico se pudo observar que existe un alto grado de error humano que afecta tanto la perforación como el carguío de explosivos. Debido a esto último, se propone, tanto para las mallas en mineral como en estéril, rangos de pasadura entre 0,8 m y 1 m y taco superior e intermedio entre 2 m y 2,2 m, variables de acuerdo al largo real que tenga cada pozo de tronadura, el cual dependerá de la cota a la cual se encuentre el punto referenciado según topografía. Como el estudio supone bancos de 10 m, se evaluó el factor de carga para los máximos valores posibles, es decir, 1 metro de pasadura y 2,2 metros de taco (4,4 m totales incluyendo el taco intermedio).

Los ajustes respectivos que se realizaron para llevar a cabo el plan de producción de Enero 2015, se muestran en la siguiente tabla.

Enero 2015		Mineral		Estéril	
Sector	Litología	B (m) x E (m)	FC (g/t)	B (m) x E (m)	FC (g/t)
Manto Superior	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
	Lutita	3 x 3,5	194	3,5 x 4	146
Unión Norte	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
	Lutita	2,7 x 3	252	3 x 3,5	191
	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
Unión Sur	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
	Andesita	2,2 x 2,5	286	3 x 3,3	164
Chiringo Norte	Brecha	2,2 x 2,7	277	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
Chiringo Centro	Brecha	2,2 x 2,7	277	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
Chiringo Sur	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
	Andesita	-	-	3 x 3,3	164

Tabla 25: Mallas y Factores de Carga para diseño de Tronaduras, Enero 2015.

La tabla anterior muestra en amarillo sectores y litología que de acuerdo al plan de producción entraron en operación en Enero de 2015. Los gráficos que se mostrarán a continuación corresponden a los resultados granulométricos de aquel mes.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Lutita. Manto Superior banco 785, disparo 01. $D_{98} = 50$ cm.

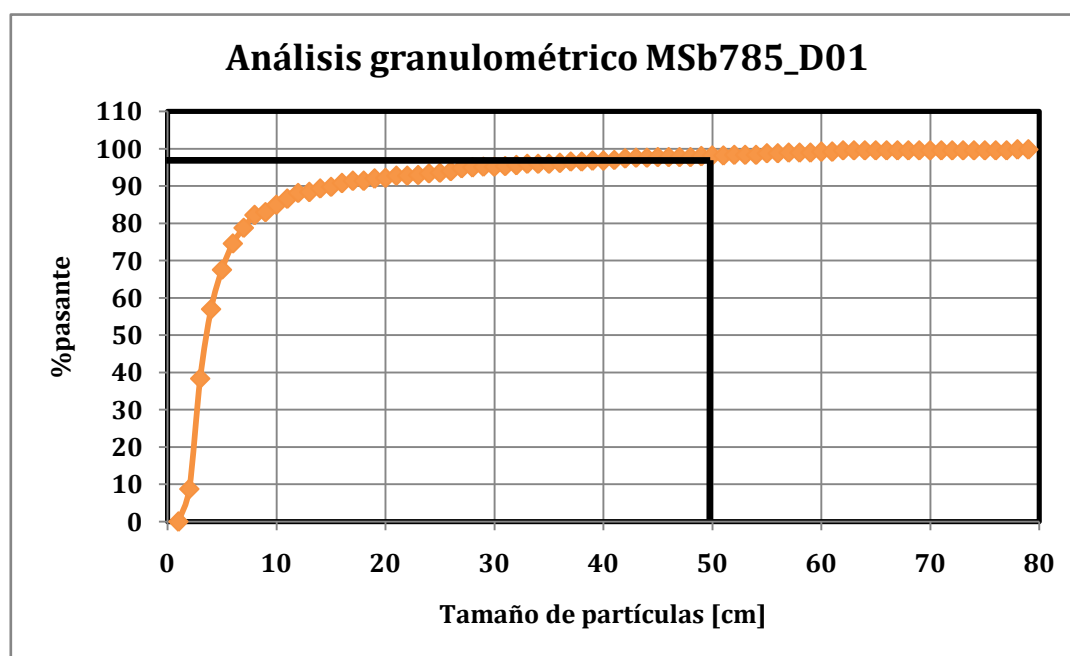


Gráfico 21: Curva granulométrica MSb785_D01.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Manto Superior banco 770, disparo 01.
D₉₄ = 50 cm.

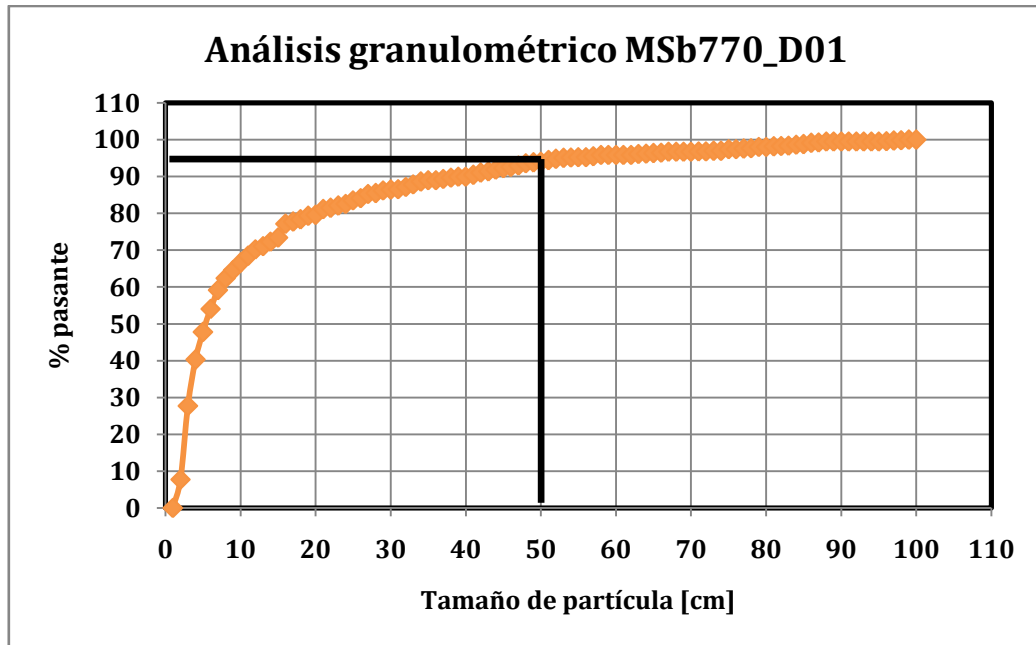


Gráfico 22: Curva granulométrica MSb770_D01.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Lutita, Unión Norte banco 760, disparo 01.
D₉₇ = 50 cm.

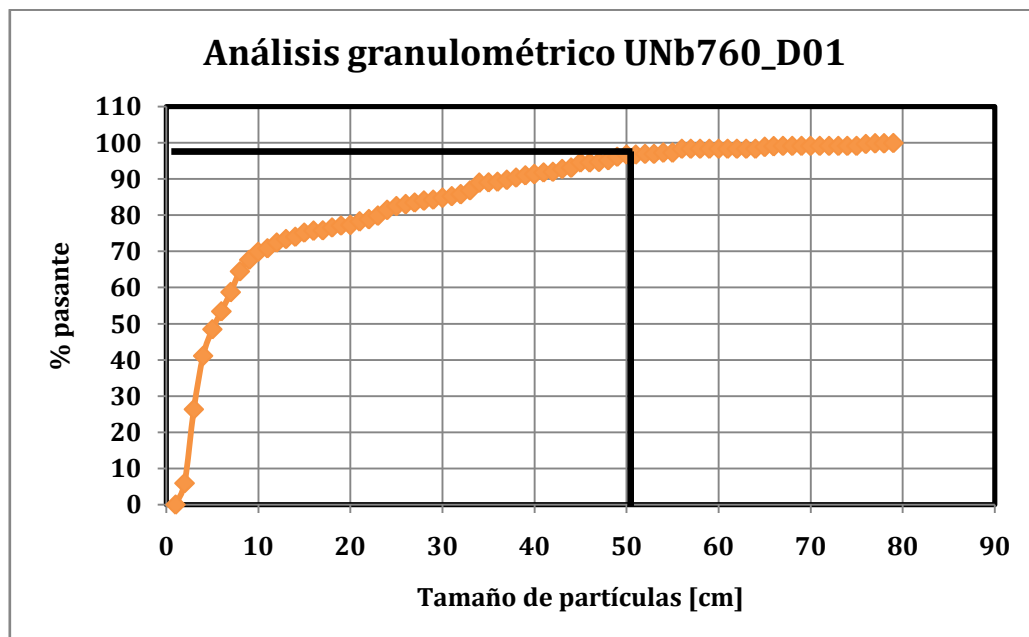


Gráfico 23: Curva granulométrica UNb760_D01.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Unión Norte banco 750, disparo 02.
 $D_{95} = 50$ cm.

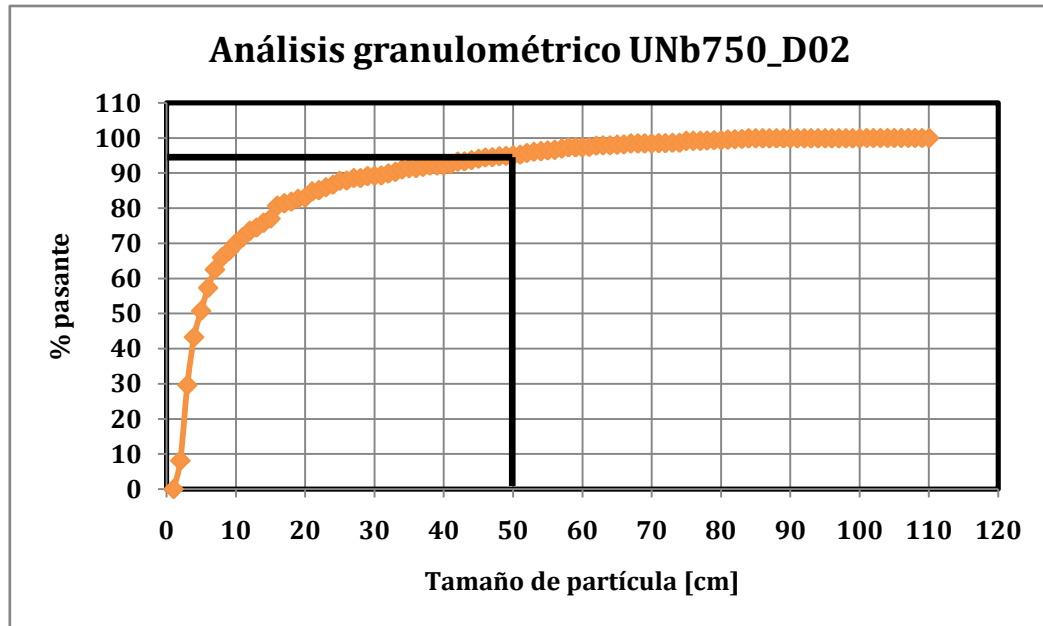


Gráfico 24: Curva granulométrica UNb750_D01.

- Tronadura realizada en zona estéril Arenisca, Unión Norte banco 840, disparo 01.
 $D_{94} = 80$ cm.

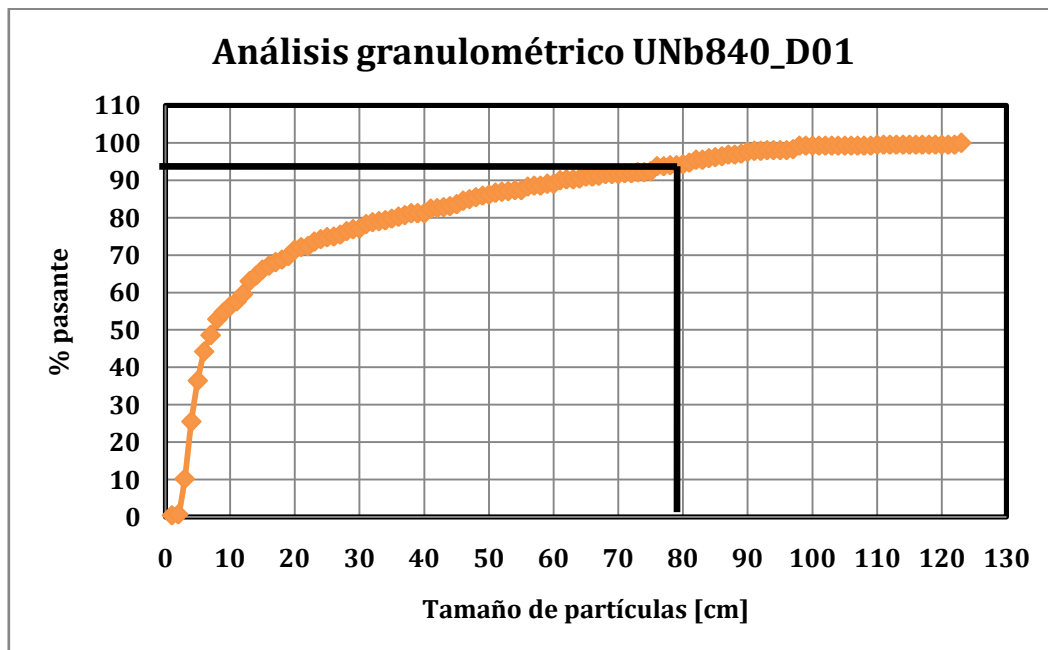


Gráfico 25: Curva granulométrica UNb840_D01.

- Tronadura realizada en zona estéril Arenisca, Chiringo Norte banco 755, disparo 04.
D₉₅ = 80 cm.

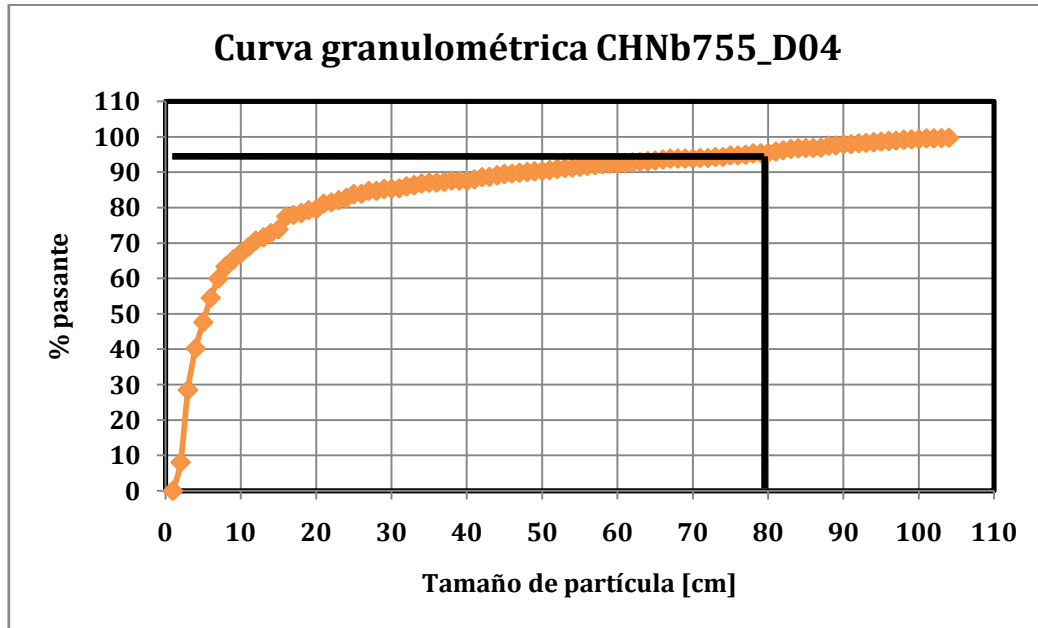


Gráfico 26: Curva granulométrica CHNb755_D04.

- Tronadura realizada en zona estéril Arenisca, Chiringo Centro banco 790, disparo 02.
D₉₇ = 80 cm.

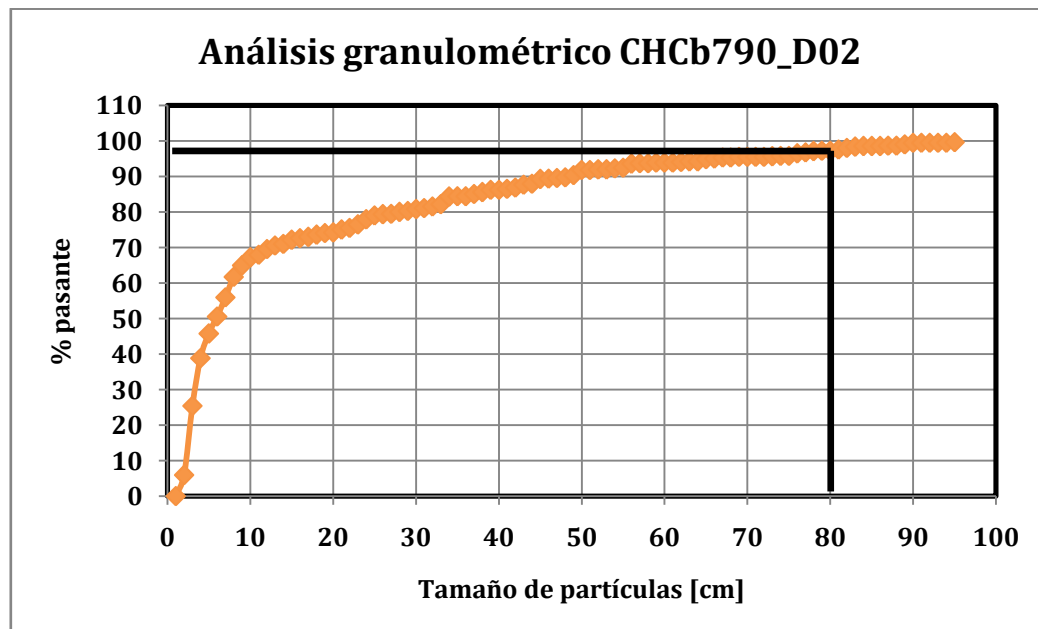


Gráfico 27: Curva granulométrica CHCb790_D02.

En resumen, los cambios implementados en la operación generaron como resultados para el mes de Enero 2015 los siguientes valores.

Mineral					
Sector	Litología	FC Diciembre 14' (g/t)	FC Enero 15' (g/t)	Sobretamaño Diciembre 14' (%)	Sobretamaño Enero 15' (%)
Manto Superior	Brecha	300	286	14	6
	Lutita	203	194	1	2
Unión Norte	Lutita	328	252	2	3
	Brecha	300	286	17	5

Tabla 26: Resumen de resultados granulométricos en Mineral, Enero 2015.

Estéril					
Sector	Litología	FC Diciembre 14' (g/t)	FC Enero 15' (g/t)	Sobretamaño Diciembre 14' (%)	Sobretamaño Enero 15' (%)
Unión Norte	Arenisca	234	164	4	6
Chiringo Norte	Arenisca	234	164	4	5
Chiringo Centro	Arenisca	234	164	4	3

Tabla 27: Resumen de resultados granulométricos en Estéril, Enero 2015.

En el caso de mallas en mineral, se observa nuevamente que la disminución del factor de carga se mueve de manera proporcional a la granulometría; por lo tanto, aun será posible aumentar el tamaño de las mallas siempre y cuando esto no afecte el sobretamaño presente en cada una de las tronaduras. Estos resultados reafirman lo señalado anteriormente en el sentido que el problema operacional principal no es el tamaño de las mallas, sino que es el uso ineficiente del explosivo. La disminución del factor de carga conlleva disminución en el costo de perforación y en el consumo de explosivos; además, como no está siendo afectada la granulometría de manera adversa, también se observa una disminución en el costo de reducción secundaria debido a la menor presencia de sobretamaños. Por otro lado, las mallas en estéril siguen presentando porcentajes de sobretamaño aceptables para su carguío, por lo que es factible seguir aumentando el tamaño de las mallas para de esta manera reducir los costos asociados a esta operación.

De acuerdo a los resultados obtenidos en Enero 2015, los ajustes respectivos a las mallas para cumplir con el plan de Febrero 2015 se muestran en la siguiente tabla.

Febrero 2015		Mineral		Estéril	
Sector	Litología	B (m) x E (m)	FC (g/t)	B (m) x E (m)	FC (g/t)
Manto Superior	Brecha	2,2 x 3	250	-	-
	Lutita	3 x 3,5	194	3,5 x 4	146
Unión Norte	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
	Lutita	2,7 x 3,5	216	3 x 3,5	191
	Brecha	2,2 x 3	250	-	-
Unión Sur	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
	Andesita	2,2 x 2,5	286	3 x 3,3	164
Chiringo Norte	Brecha	2,2 x 2,7	277	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
Chiringo Centro	Brecha	2,2 x 2,7	277	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
Chiringo Sur	Brecha	2,2 x 2,7	277	-	-
	Andesita	-	-	3 x 3,3	164

Tabla 28: Mallas y Factores de Carga para diseño de Tronaduras, Febrero 2015.

La tabla anterior muestra en amarillo sectores y litología que de acuerdo al plan de producción entraron en operación en Febrero de 2015. En el caso de Chiringo Sur, se decidió aumentar el tamaño de la malla para brecha, a pesar de que no se había hecho tronadura de 2,2 m x 2,5 m. Esto último, debido a los buenos resultados mostrados en la misma litología para sectores adyacentes. Los gráficos que se muestran a continuación corresponden a los resultados granulométricos del último mes de estadía en la faena.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Manto Superior banco 760, disparo 01. $D_{95} = 50$ cm.

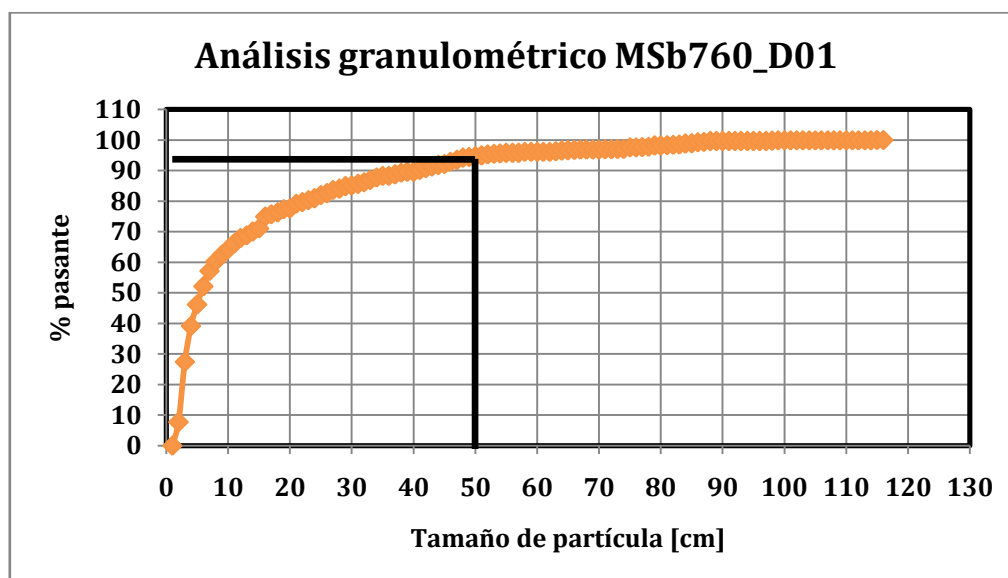


Gráfico 28: Curva granulométrica MSb760_D01.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Lutita, Unión Norte banco 750, disparo 01.
D₉₈ = 50 cm.

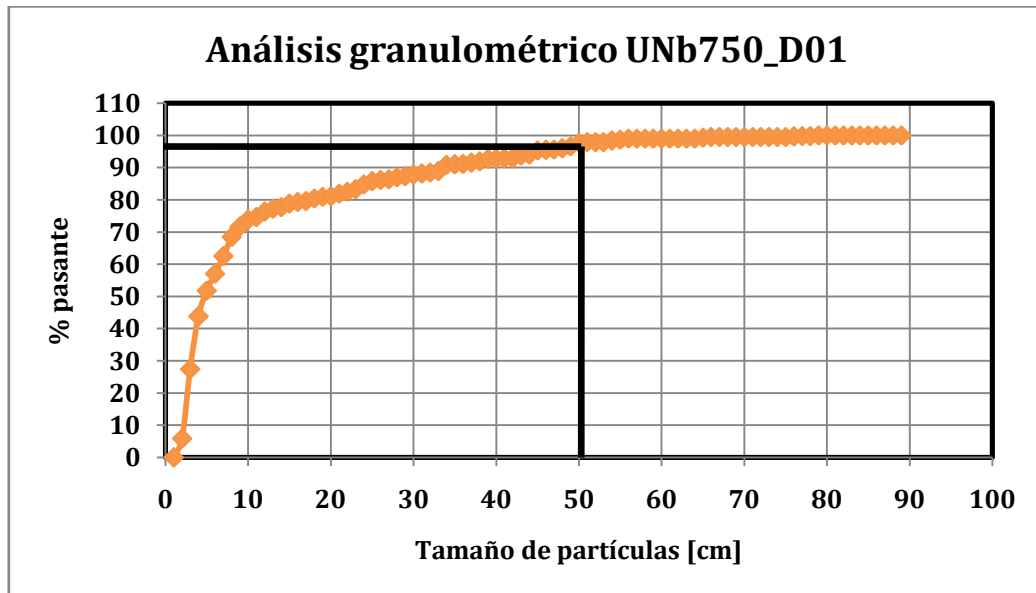


Gráfico 29: curva granulométrica UNb750_D01.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Unión Norte banco 740, disparo 03.
D₉₄ = 50 cm.

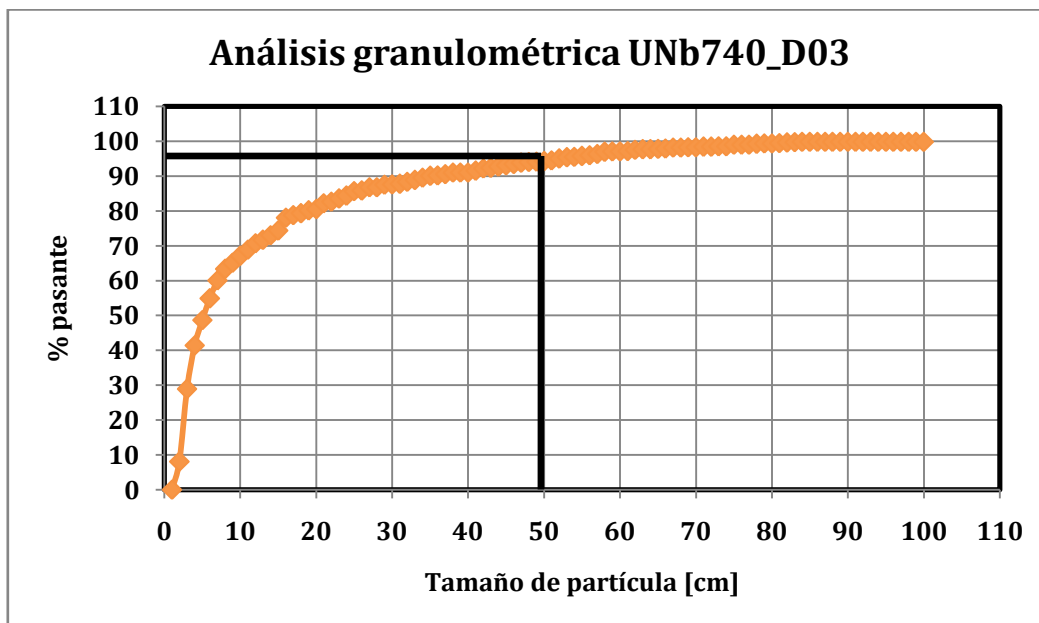


Gráfico 30: Curva granulométrica UNb740_D03.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Andesita, Unión Sur banco 765, disparo 03.
 $D_{91} = 50$ cm.

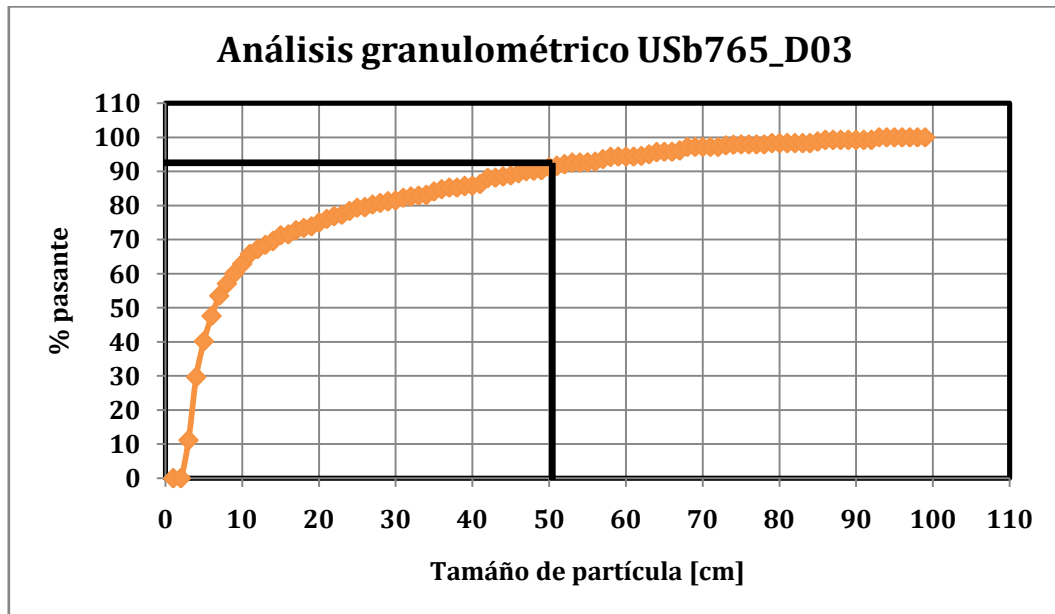


Gráfico 31: Curva granulométrica USb765_D03.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Chiringo Norte banco 755, disparo 04.
 $D_{96} = 50$ cm.

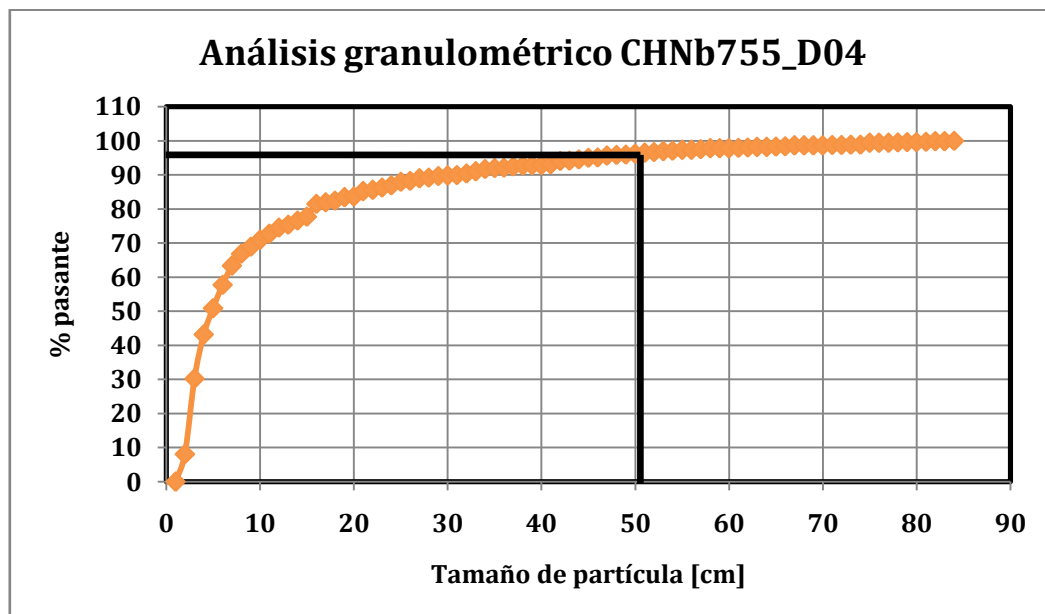


Gráfico 32: Curva granulométrica CHNb755_D04.

- Tronadura realizada en zona mineralizada Brecha, Chiringo Sur banco 815, disparo 01.
 $D_{94} = 50$ cm.

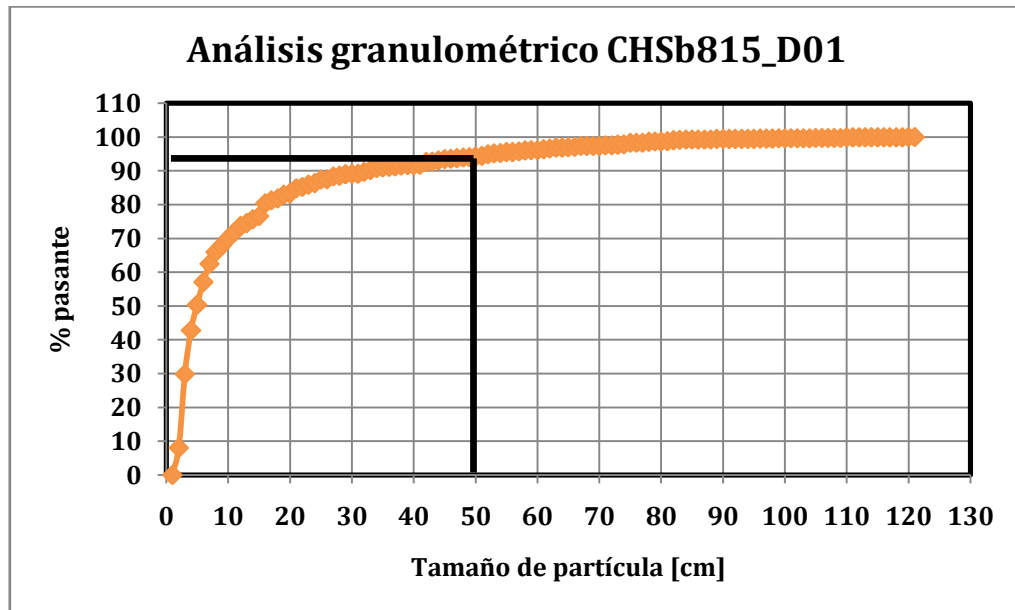


Gráfico 33: Curva granulométrica CHSb815_D01.

- Tronadura realizada en zona estéril Lutita, Manto Superior banco 800, disparo 01.
 $D_{99} = 50$ cm.

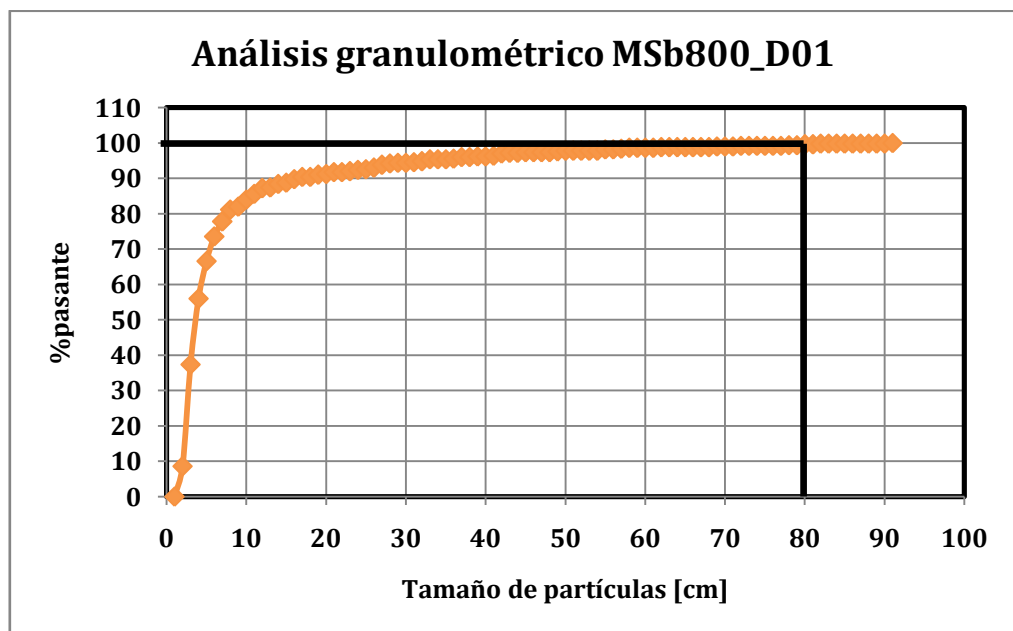


Gráfico 34: Curva granulométrica MSb800_D01.

En resumen, los cambios implementados en la operación generaron como resultados para el mes de Febrero 2015 los siguientes valores.

		Mineral			
Sector	Litología	FC Enero 15' (g/t)	FC Febrero 15' (g/t)	Sobretamaño Enero 15' (%)	Sobretamaño Febrero 15' (%)
Manto Superior	Brecha	286	250	6	5
Unión Norte	Lutita	252	216	3	2
	Brecha	286	250	5	6
Unión Sur	Andesita	300	286	13	9
Chiringo Norte	Brecha	286	277	4	4
Chiringo Sur	Brecha	286	277	13	6

Tabla 29: Resumen de resultados granulométricos en Mineral, Febrero 2015.

		Estéril			
Sector	Litología	FC Enero 15' (g/t)	FC Febrero 15' (g/t)	Sobretamaño Enero 15' (%)	Sobretamaño Febrero 15' (%)
Manto Superior	Lutita	191	146	1	1

Tabla 30: Resumen de resultados granulométricos en Estéril, Febrero 2015.

Estos resultados indican que los porcentajes de sobretamaño, tanto en tronaduras de estéril como de mineral, siguen siendo aceptables. Sumado a lo anterior, el aumento en el tamaño de mallas y por lo tanto la disminución del factor de carga, sugieren que aun es posible seguir buscando el óptimo entre esta última variable y la granulometría, puesto que con menos metros perforados, se están obteniendo mejores resultados granulométricos debido a una mejor utilización del explosivo y de los elementos para tronadura de los cuales se dispone.

Febrero 2015 fue el último mes de estadía en faena en que se realizaron los ajustes respectivos a las mallas por sector de acuerdo a los resultados granulométricos obtenidos durante la operación. En suma, en las tablas siguientes se muestran los resultados finales que comparan el factor de carga y el porcentaje de sobretamaño del caso base, con el factor de carga y porcentaje de sobretamaño de las últimas mallas propuestas.

		Mineral					
Sector	Litología	FC Caso Base (g/t)	FC Febrero 15' (g/t)	(%) de disminución	Sobretamaño Caso Base (%)	Sobretamaño Febrero 15' (%)	(%) de disminución
Manto Superior	Brecha	300	250	17	14	5	9
	Lutita	373	194	48	1	2	-1
Unión Norte	Lutita	373	216	42	1	2	-1
	Brecha	300	250	17	17	6	11
Unión Sur	Brecha	300	286	5	13	8	5
	Andesita	300	286	5	13	9	4
Chiringo Norte	Brecha	300	277	8	14	4	10
Chiringo Centro	Brecha	300	277	8	19	9	10
Chiringo Sur	Brecha	300	277	8	13	6	7

Tabla 31: Resultados finales en mallas de mineral, factor de carga y sobretamaño.

El ajuste mensual de las mallas sectoriales para mineral dio como resultados una disminución del factor de carga en un rango que varía, según litología, entre 373 (g/t) y 300 (g/t) del caso base, a 286 (g/t) y 194 (g/t) del caso ajustado. Esta disminución corresponde en promedio a un 17% menos de factor de carga con respecto a lo que se tenía hasta Noviembre de 2014 en la faena. La mayor diferencia se observa en el caso de la lutita del Manto Superior, donde se disminuyó aproximadamente la mitad de este parámetro, sin afectar la granulometría obtenida debido a un mejor uso del explosivo para un tipo de roca que presenta una gran cantidad de fracturas. Por otro lado, la menor diferencia se obtuvo para la brecha y la andesita de Unión Sur, esta disminución de un 5% menos de gramos por tonelada, y su menor ajuste, se debe a que son un tipo de roca con mejores características geomecánicas. Además, según lo planificado mensualmente, este sector se explotó poco durante la estadía en faena, a diferencia de lo que ocurrió en los sectores de Manto Superior y Unión Norte, de modo que fueron menos los ensayos que se pudieron hacer en este lugar.

Por otra parte, el sobretamaño presente en cada tronadura alcanzó un máximo del 9% y un mínimo de 2% para las mallas ajustadas, lo que significa una disminución del 7% en promedio con respecto a la granulometría del caso base. La brecha de Unión Norte fue aquel sector donde se obtuvo la mayor disminución de sobretamaños, pasando de un 17% a un 6% de material por sobre el óptimo chancable. En el caso de la lutita en Manto Superior y Unión Norte, el sobretamaño aumentó en un 1%, sin embargo este valor se despreció debido a que está dentro del margen de error de la metodología utilizada para realizar el análisis granulométrico. Además, la disminución del factor de carga debido a mallas más amplias y por lo tanto ahorro en perforación, implica menor gasto que aquel en que se incurre al realizar reducción secundaria para un 1% más de material.

		Estéril					
Sector	Litología	FC Caso base (g/t)	FC Febrero 15' (g/t)	(%) de disminución	Sobretamaño Caso base (%)	Sobretamaño Febrero 15' (%)	(%) de disminución
Manto Superior	Lutita	290	146	50	1	1	0
Unión Norte	Arenisca	234	164	30	4	6	-2
	Lutita	290	191	34	4	4	0
Unión Sur	Andesita	234	164	30	5	7	-2
Chiringo Norte	Arenisca	234	164	30	4	5	-1
Chiringo Centro	Arenisca	234	164	30	4	3	1
Chiringo Sur	Andesita	234	164	30	7	5	2

Tabla 32: Resultados finales en mallas de estéril, factor de carga y sobretamaño.

El ajuste mensual de las mallas de estéril dio como resultados, al igual que en el caso de mineral, una disminución del factor de carga en un rango que varía desde 290 (g/t) y 234 (g/t) del caso base a 191 (g/t) y 164 (g/t) del caso ajustado. Esta disminución corresponde en promedio a un 33% menos de factor de carga con respecto a lo desarrollado con la modalidad anterior de tronadura en Cerro Negro. Los buenos resultados en el ajuste de este factor se deben principalmente a que el tamaño de roca ya no depende del chancador, sino que de lo que puede cargar la pala Hyundai 330 la cual acepta tamaños mayores. La mayor diferencia entre factores de carga se obtuvo para la lutita del Manto Superior, sector en el cual, con un 50% menos de gramos de explosivo por tonelada de roca, se obtuvieron los mismos resultados granulométricos.

En el caso de los sobretamaños presentes en cada tronadura, estos siempre estuvieron bajo del 10% impuesto como límite para material estéril, tal que pudiera ser cargado o utilizado con otro fin (dren, pretil, etc). El porcentaje de disminución o aumento de sobretamaños varió en promedio en un 1% con respecto al caso base.

4.3.2 Resultados operacionales

Los ajustes expuestos en el capítulo anterior afectaron directamente en la operación de perforación y tronadura. La búsqueda de un nuevo diseño de tronaduras no sólo requiere obtener buenos resultados granulométricos y vibracionales, sino que también una mejora en la operación misma conducente a utilizar de manera eficiente los recursos disponibles. Esto último es simplemente obtener buenos resultados utilizando la menor cantidad de recursos posibles para así incurrir en menos gastos y por lo tanto disminuir los costos operacionales.

En esta sección se analizó cómo, los ajustes correspondientes al diseño de mallas de tronadura, incidieron en la operación y la utilización de recursos.

4.3.2.1 Perforación

Como se ha mencionado en los capítulos anteriores, en Cerro Negro la perforación de pozos se realiza utilizando 2 perforadoras JunJin. Los resultados que se muestran a continuación presentan el metraje que en conjunto ambas máquinas perforaron para cumplir con el plan mensual.

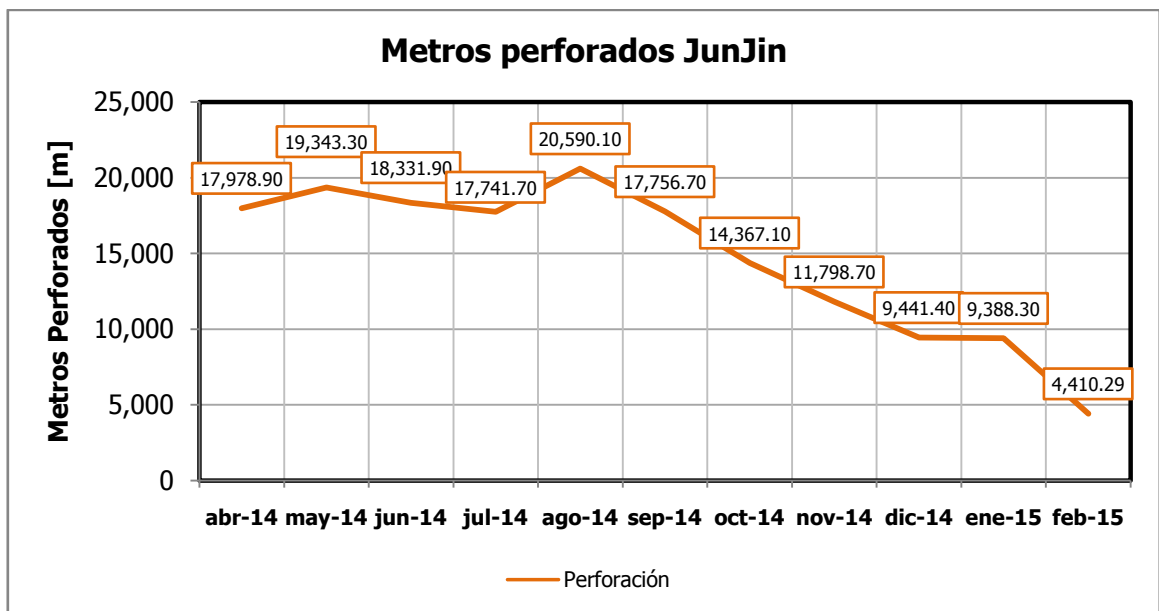


Gráfico 35: Metros perforados por máquinas Jun Jin.

El gráfico anterior muestra cómo se redujo la cantidad de metros perforados para cumplir con los planes mensuales. Esta reducción se observa de manera continua durante los últimos meses de estudio, los cuales coinciden con los ajustes y las mejoras propuestas en el diseño de tronaduras que esta memoria propuso. La reducción de metros perforados, y por lo tanto reducción de gastos en esta operación, se debe principalmente a 2 motivos. El primero de ellos y a la vez el principal, corresponde al aumento de las dimensiones de las mallas debido al ajuste

mensual que los resultados granulométricos entregaron. El segundo corresponde a los diferentes requerimientos sectoriales para cumplir con los tonelajes planificados, es decir, distintos sectores requerirán mayor o menor cantidad de perforación. Esto último se muestra en un gráfico con los movimientos mensuales de material para analizar así, la incidencia de las nuevas mallas propuestas en la perforación total.

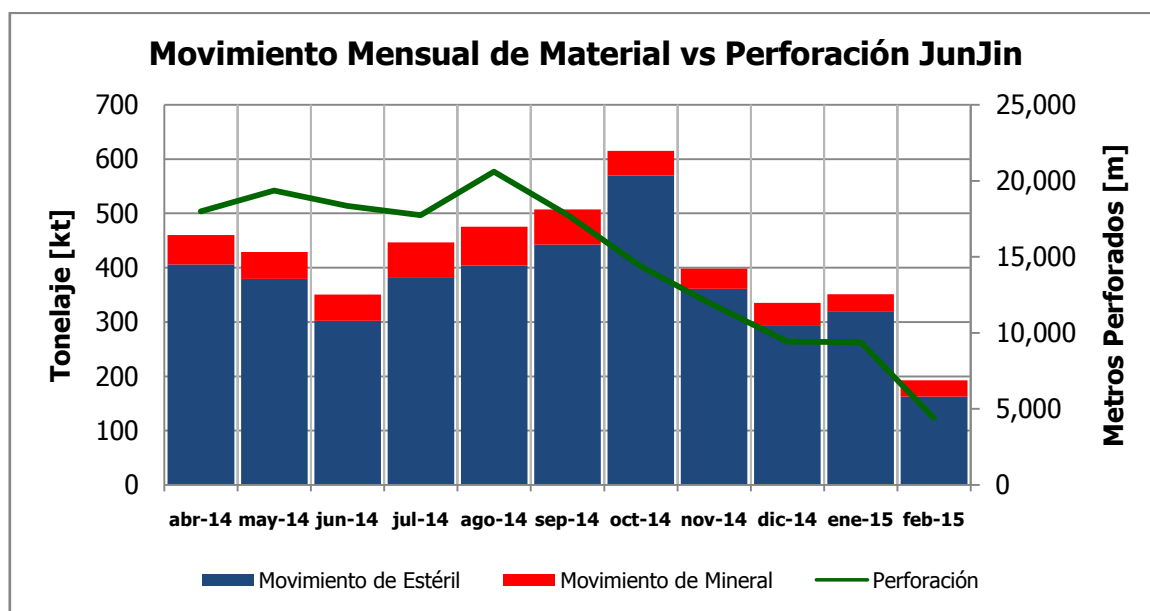


Gráfico 36: Movimiento de material vs perforación.

A partir del gráfico anterior es posible realizar comparaciones claves que indican que los nuevos diseños de tronadura implementados durante la realización de esta memoria, afectaron directamente en la disminución de gastos en perforación. Es así como por ejemplo, en Junio 2014 y Diciembre 2014, para movimientos de material similares, la perforación decae desde aproximadamente 18.000 m a 9.000 m, es decir, disminuye en un 50%. Lo mismo ocurre en los meses de Diciembre 2014 y Enero 2015, en que para movimientos de material similares, se perforaron en ambos aproximadamente 9.000 m de tiros para mallas ya ajustadas. El caso particular de Febrero 2015, si bien muestra el valor más bajo, no es posible compararlo con los meses anteriores, ya que se movió aproximadamente la mitad de material estéril, sin embargo, si aplicamos una proporción simple y duplicamos los 4.410 m barrenados, se observan valores similares de perforación a la de Diciembre 2014 y Enero 2015. Por lo tanto, es posible señalar que en el caso del movimiento de material de los meses ajustados, las mallas se estaban acercando a su óptimo operacional ya que la cantidad de metros barrenados se estaría estabilizando en un rango constante (entre 8.000 y 9.000 metros).

4.3.2.2 Reducción secundaria

La reducción secundaria en Cerro Negro se considera operacionalmente como la perforación liviana para “cachorro” y la fragmentación de material utilizando máquina Picaroca.

Estas dos operaciones se midieron en metros barrenados y en tonelaje de material picado respectivamente. Los resultados obtenidos se muestran en los siguientes gráficos.

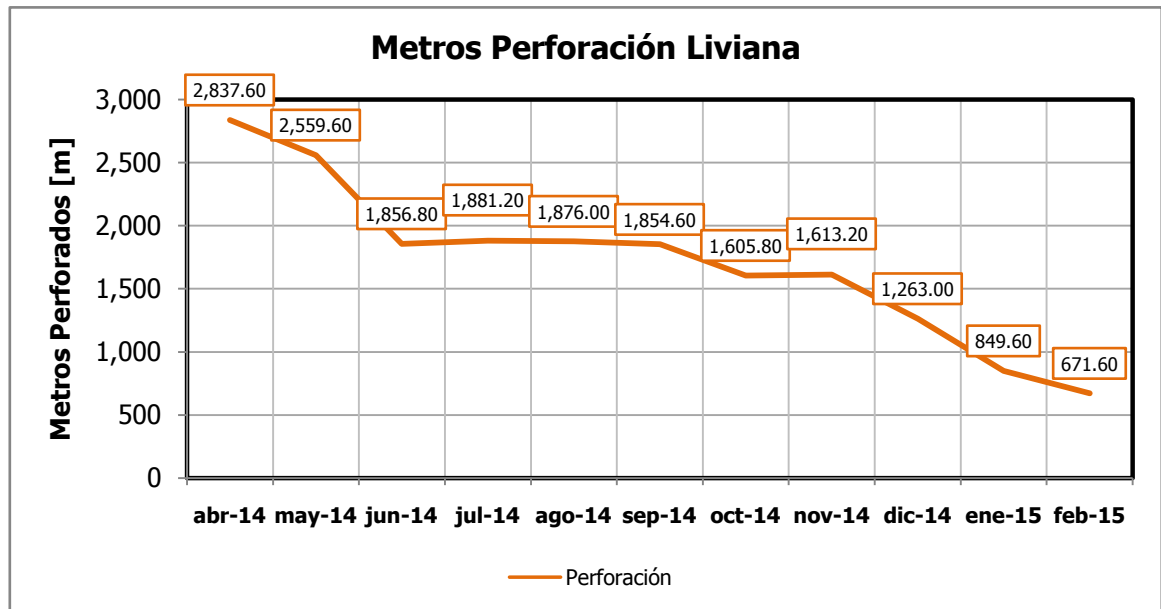


Gráfico 37: Perforación liviana mensual.

El Gráfico 37 muestra un constante descenso en la cantidad de metros perforados para la reducción de bolones post tronadura. Durante la estadía en faena (Octubre 2014 – Febrero 2015) se observó un máximo de metros barrenados durante el mes de Noviembre 2014 de 1.613 m. Estas cifras, además de ser atribuibles a las prácticas antiguas de tronadura, se explican debido a que durante este mes uno de los sectores de la mina sufrió un colapso de bancos, perdiendo una de las zonas de producción y por lo tanto hubo que recurrir a los stocks de mineral (con alta presencia de bolones). Según lo mostrado en las secciones anteriores, los buenos resultados granulométricos con baja presencia de sobretamaños coinciden con lo mostrado en el gráfico anterior, donde durante los últimos 3 meses de ajuste de mallas se lograron las cifras más bajas de metros barrenados, alcanzando un mínimo de 671,6 m en Febrero de 2015.

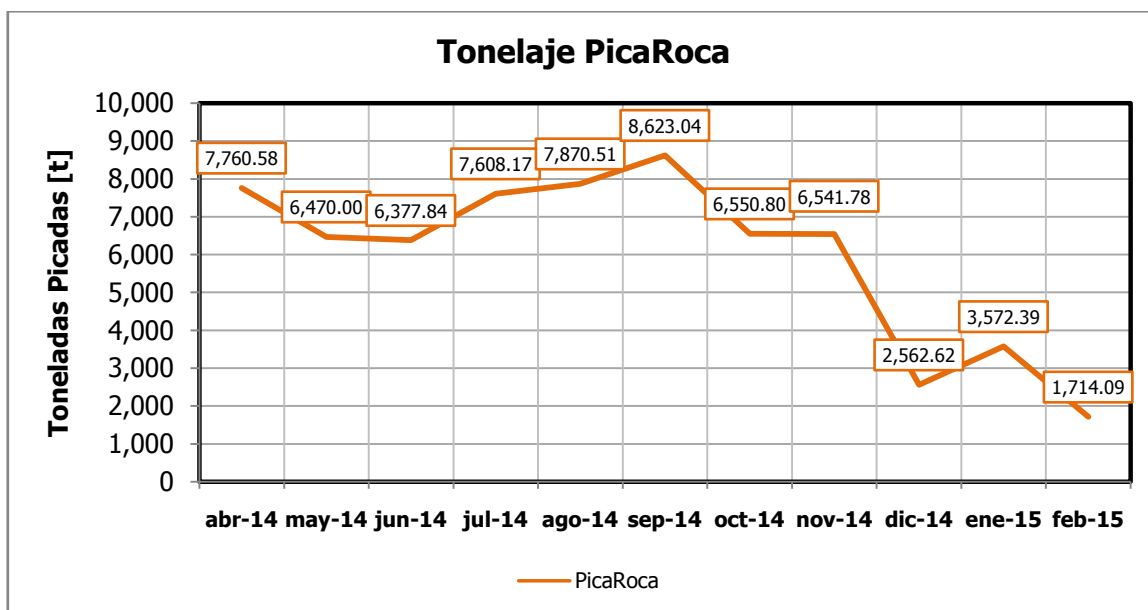


Gráfico 38: Tonelaje de Mineral picado.

Al igual que en el caso de la perforación liviana, el tonelaje de material picado decae de manera constante de acuerdo a los resultados granulométricos expuestos en la sección anterior. Los últimos 3 meses de estudio, que a la vez coinciden con la implementación de nuevas metodologías de tronadura, muestran una clara diferencia con respecto a la cantidad acostumbrada de material picado como resultado de las antiguas metodologías. Es así, como se pasa de picar en promedio 7.200 t de mineral, a picar en promedio 2.600 t, es decir, un 64% menos de material. Enero 2015, muestra el mayor valor de los meses en estudio debido a que las zonas que entraron en producción, fueron aquellas que presentaban mayor cantidad de sobretamaño por tronadura.

Es necesario mencionar en los análisis de esta sección, que si bien ambos gráficos se mueven de manera decreciente, tendiendo a cero, mes a mes puede que no tengan el mismo comportamiento, ya que el material que se pica debe alcanzar cierto tamaño máximo, mientras que el que se trona debe alcanzar cierto tamaño mínimo, y como estos tamaños dependen de una probabilidad de formación, entonces ocurrirán casos como el de Enero 2015, donde hubo una baja cantidad de material para perforar, pero alta cantidad de material para picar, moviéndose de manera inversa.

4.3.2.3 Explosivo y accesorios para tronadura

Para determinar cómo varía el consumo de explosivos durante los meses de ajustes e implementación de nuevas metodologías de tronadura, se presenta el siguiente gráfico que expone los kilogramos de ANFO utilizados por periodo.

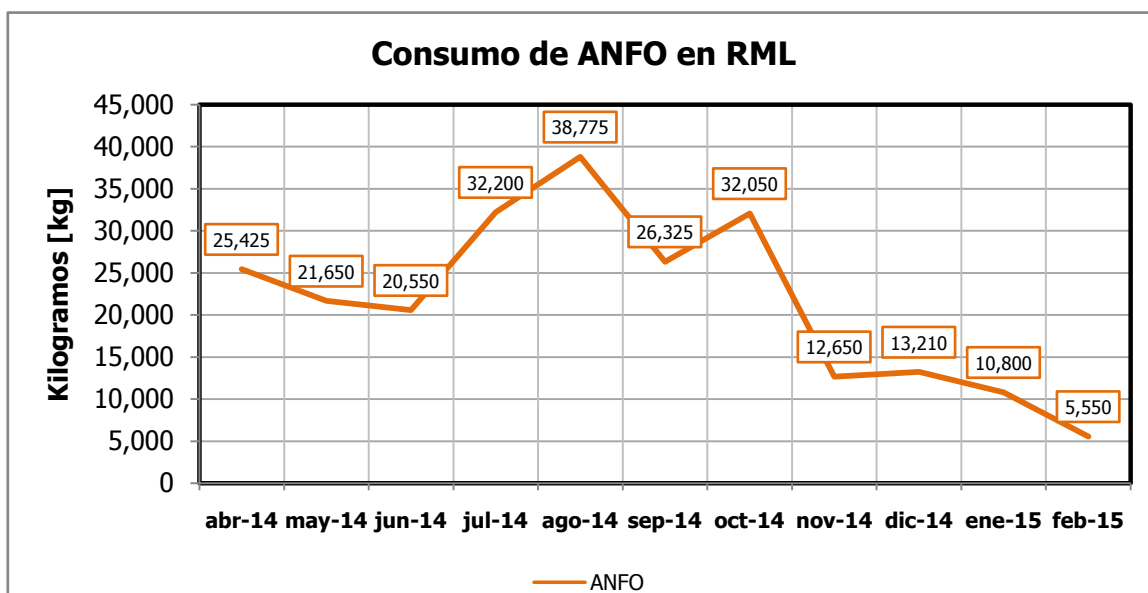


Gráfico 39: Consumo de explosivo en Cerro Negro.

Es claro que el aumento en el tamaño de mallas, se traduce para los últimos meses de estudio en una disminución en la cantidad de kilogramos utilizados. Además, la inclusión de un taco intermedio, y una menor columna de carga tal que el booster sea capaz de detonar el explosivo, también aportan a que la cantidad de ANFO utilizado sea menor. Si bien el gasto en explosivo tiende a decaer, este variará dependiendo de los diferentes largos de los pozos, por lo tanto, las nuevas metodologías no aseguran menos gasto en explosivo pues dependen de qué tan alto sean los bancos que entran en producción.

Debido a que el gasto en explosivos es aquel que predomina por sobre el gasto en accesorios de tronadura, en este capítulo sólo se expondrá la variación mensual de ANFO. En la sección 7.5 de los anexos se podrá encontrar el consumo de accesorios de tronadura para la operación de Cerro Negro.

4.4 Análisis económico

Para determinar el costo global de las operaciones de perforación y tronadura en el Rajo Media Luna, se analizaron por separado los 2 costos que lo componen. El primero de ellos corresponde al costo asociado a P&T de programa, es decir, aquel valor que considera el gasto realizado en perforación para extraer el material (mineral + estéril) planificado mensual, el consumo de explosivos y la administración de polvorín para su almacenamiento (gasto fijo mensual). Por otro lado, el segundo costo corresponde al asociado a reducción secundaria del sobretamaños; es decir, metros de perforación manual, consumo de explosivos para “cachorro”, gastos fijos de administración, PicaRoca y remanejo de material hacia canchas de chancado producto del acopio de sobretamaños.

4.4.1 Costo global de perforación y tronadura

A continuación se muestra las variaciones en el costo global de P&T desde Abril de 2014 a Febrero de 2015. Para el análisis se calcularon los costos en dólares por tonelada de material y dólares por tonelada de mineral.

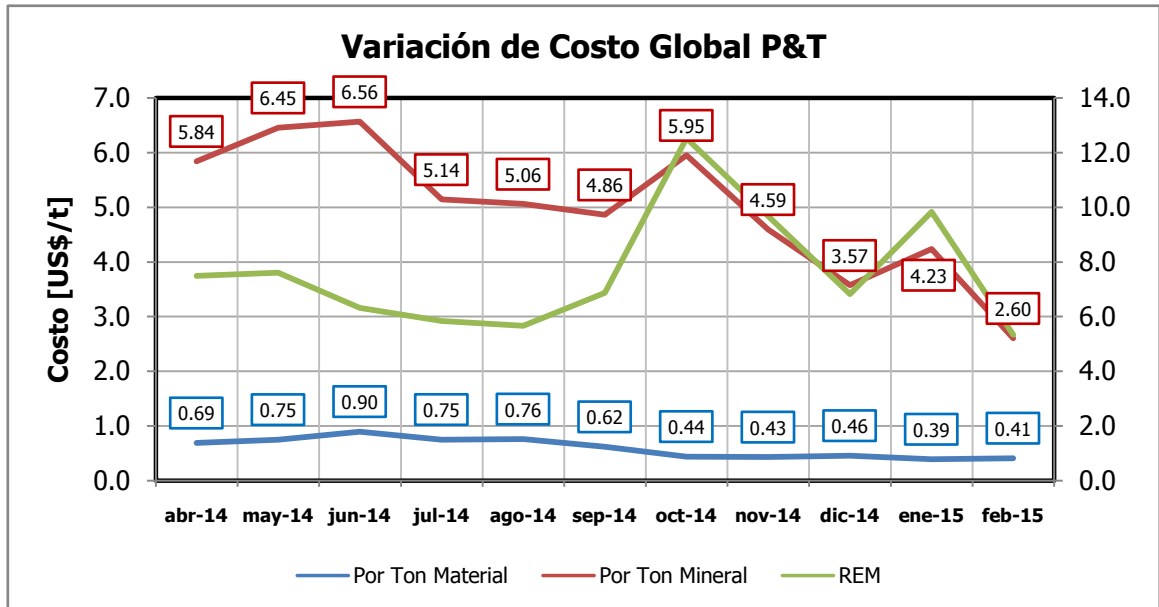


Gráfico 40: Variación de Costo Global P&T.

En el gráfico se observa un descenso en los costos desde el mes de Noviembre 2014 en adelante, tanto por tonelada de material como por tonelada de mineral, que merecen los siguientes comentarios:

- El mes de Enero 2015 se tuvo una relación estéril mineral (REM) alta con respecto a Diciembre 2014 (9,8 y 6,8 respectivamente debido a aproximadamente 10.000 t menos de mineral y 30.000 t más de estéril). Esto explica los 4,23 (US\$/t Mx) estimados para Enero 2015 y que no sigue la tendencia descendente del Costo Global de P&T por tonelada de mineral (0,66 [US\$/t Mx] más con respecto a Diciembre 2014) (en adelante Mx = Mineral).
- En el caso particular de Febrero 2015, el costo global de P&T presenta su menor valor, para una producción similar de mineral con respecto a Enero 2015 (32.403 t y 30.457 t respectivamente). Esta reducción se traduce en 1,6 dólares menos por tonelada de mineral y se puede atribuir a las mejoras en el diseño de tronaduras y a que los sectores de producción fueron menos intensivos en cantidad de explosivo y perforación para aquel mes.
- Por otro lado, el costo de P&T global por tonelada de material presenta su valor más bajo en Enero 2015, disminuyendo desde 0,46 (US\$/t Material) en Diciembre 2014 a 0,39

(US\$/t Material) para Enero 2015. En Febrero 2015 el costo aumenta en 0,2 (US\$/t Material) debido a que se movió aproximadamente la mitad de lastre con respecto al mes anterior.

En resumen, los nuevos diseños y modalidades de perforación y tronadura que se implementaron en la compañía, trajo como consecuencia una disminución en el costo global de perforación y tronadura desde 5,5 (US\$/t Mx) a 3,5 (US\$/t Mx); es decir, 2 dólares menos por tonelada de mineral. En el caso del material removido su impacto fue de 0,3 dólares menos por tonelada de material, disminuyendo desde un promedio de 0,7 (US\$/t Material) a 0,4 (US\$/t Material).

A continuación se muestra un análisis comparativo de costos con respecto al movimiento de material que es el valor típico al cual la compañía asocia los gastos en perforación y tronadura.

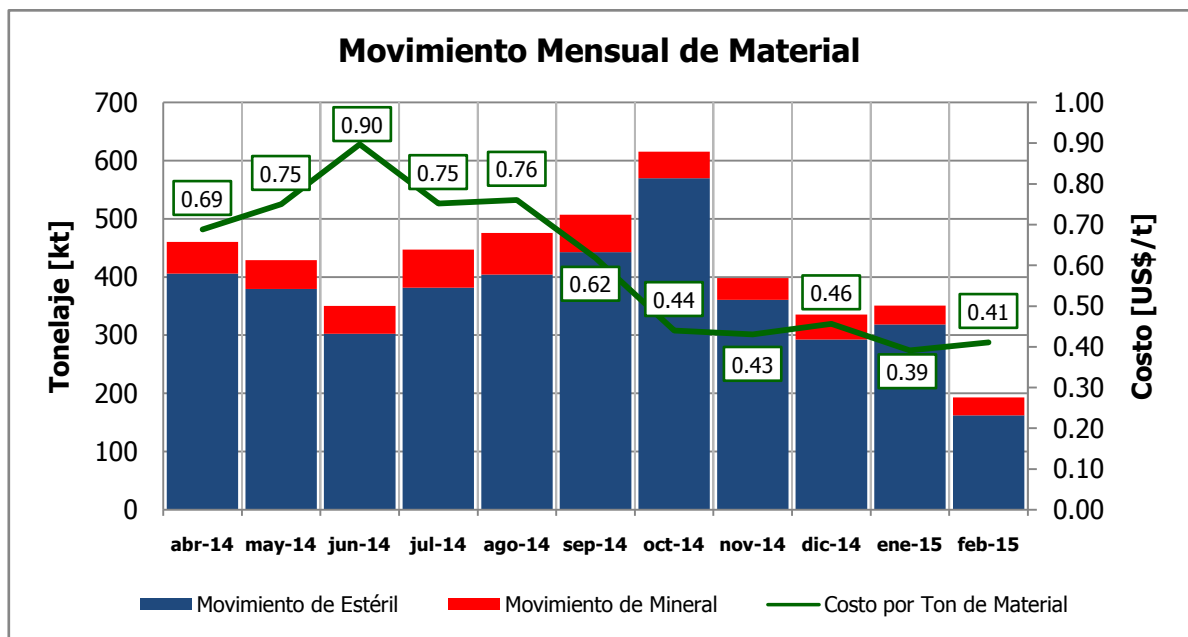


Gráfico 41: Comparación entre movimiento de material y costos global de P&T.

A modo de ejemplo, en el gráfico se muestran los niveles de producción para los meses de Abril 2014 a Febrero del 2015. Si se compara el movimiento de material de Junio 2014 con el de Enero 2015, se observa que se movieron aproximadamente 350 kt en ambos meses, no obstante, el costo global de P&T de Junio 2014 fue de 0,90 (US\$/t Material) y en Enero 2015 de 0,39 (US\$/t Material), es decir, una disminución considerable de costos con respecto a los meses anteriores. El gráfico muestra también la relación inversa entre los costos de perforación y tronadura y las toneladas de material removidas según el plan mensual.

En el gráfico siguiente se evalúan los componentes asociados al costo global de perforación y tronadura y su porcentaje de incidencia.

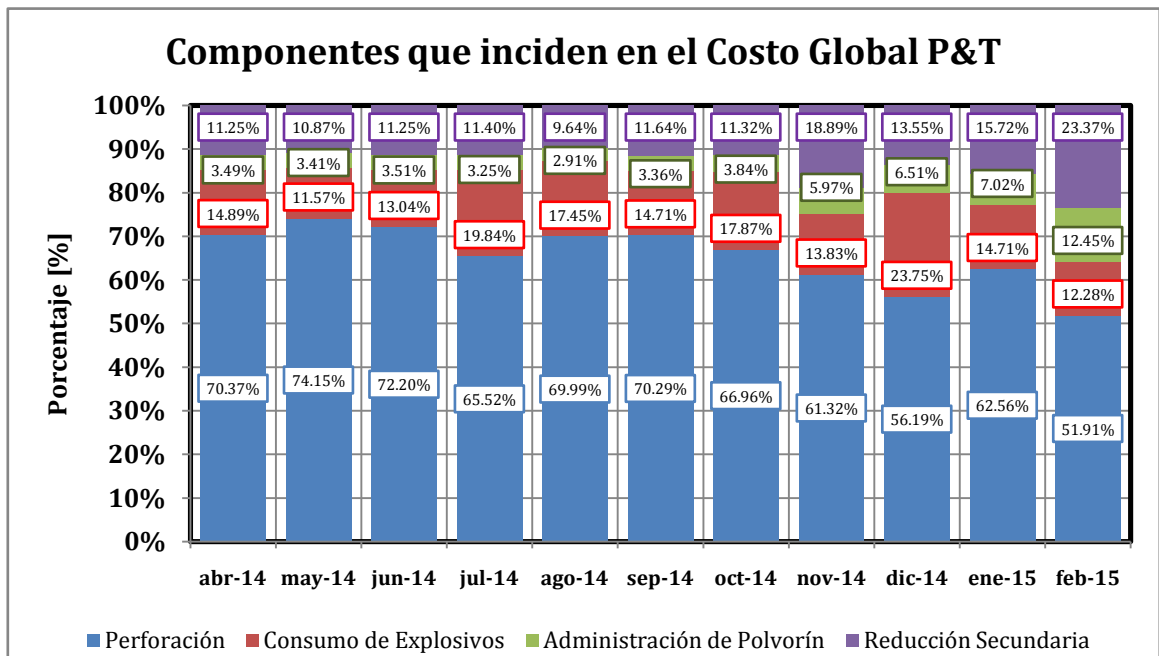


Gráfico 42: Porcentaje de incidencia en costo global de P&T.

Como se observa en el gráfico, los componentes que más inciden en el costo global son los de perforación y consumo de explosivos, es decir, los costos de P&T de programa. Los costos de reducción secundaria pasan a segundo plano y, en particular durante los meses del estudio, estos costos tienden a aumentar su incidencia en el costo global debido al menor costo de perforación por la presencia de mallas más amplias en distintos sectores de la mina.

Como se ha mencionado anteriormente, existe un costo de perforación y tronadura de programa, el cual se asocia a administración del polvorín, y perforación y consumo de explosivos. Su variación en el tiempo se muestra en el siguiente gráfico.

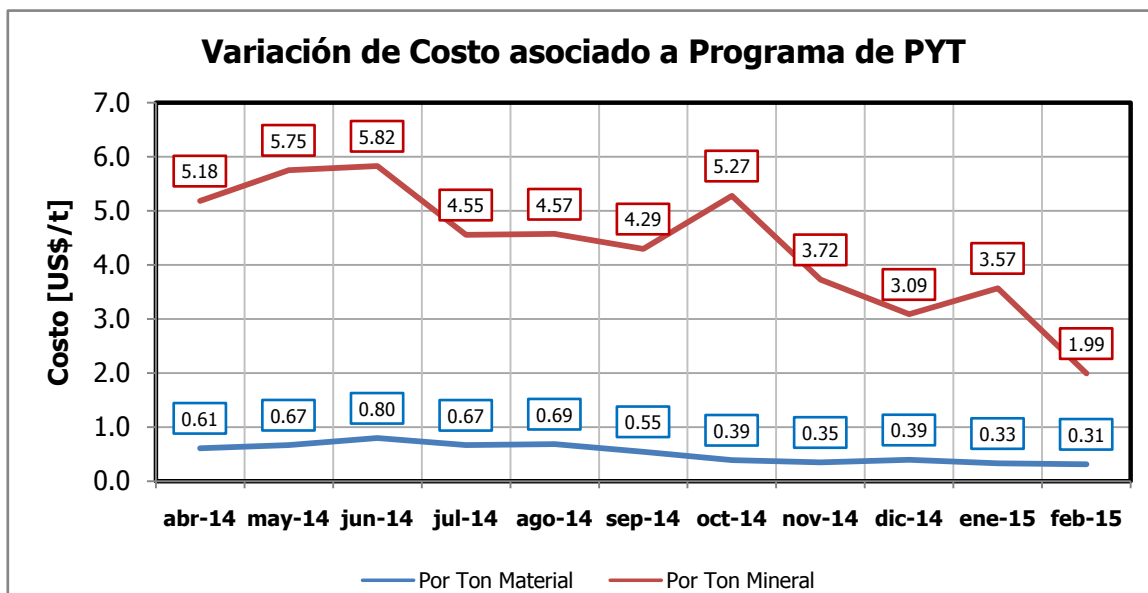


Gráfico 43: Costo asociado a programa de P&T.

El costo asociado directamente al programa de P&T, presenta igual tendencia que el costo global de P&T debido a su porcentaje de incidencia. Durante el mes de Enero 2015, se observa un aumento de 0,48 (US\$/t Mx) con respecto a Diciembre 2014, mientras que el costo por material presenta una disminución de 0,06 (US\$/t Material). Febrero 2015 muestra los costos más bajos de los meses evaluados.

En suma, durante los meses de este estudio, los costos tienden a disminuir en un orden de 2,0 dólares menos por tonelada de mineral y 0,3 dólares menos por tonelada de material debido a los cambios implementados.

En relación a la leve alza que tuvo el costo por mineral correspondiente al mes de Enero 2015, analizaremos los costos que componen el costo de programa de P&T, estos son costo por perforación y costo por explosivo. Debido a que el costo de perforación es aquel que más influye (sobre 50%), comenzaremos por analizar su variación en el tiempo.

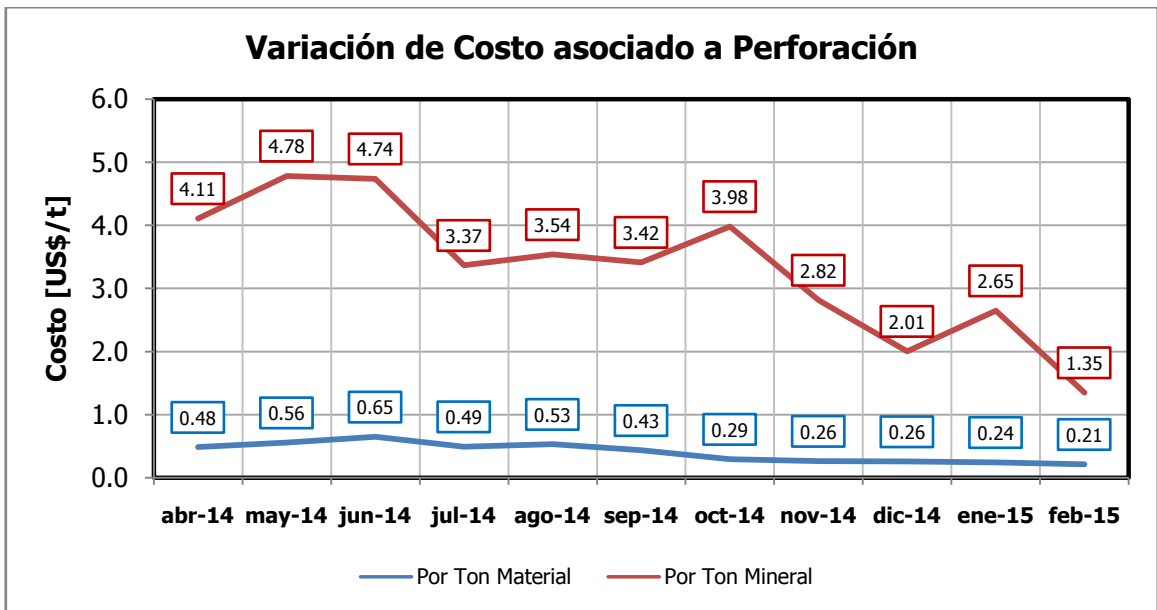


Gráfico 44: Costo asociado a perforación.

El aumento en el costo de perforación durante Enero 2015 se puede atribuir a 2 motivos. El primero es que se haya gastado más en perforación, y el segundo es que se haya extraído menos mineral (o una combinación de ambos). En el caso particular de Enero 2015, se observa que los metros perforados no superan el de los meses anteriores (ver Gráfico 35), por lo tanto la explicación en el alza de costos es que no se alcanzó la producción de mineral programada, sin embargo, se perforó casi la misma cantidad de metros que durante el mes de Diciembre 2014, por lo que la explicación a esto es que hubo material perforado como mineral que resultó ser estéril.

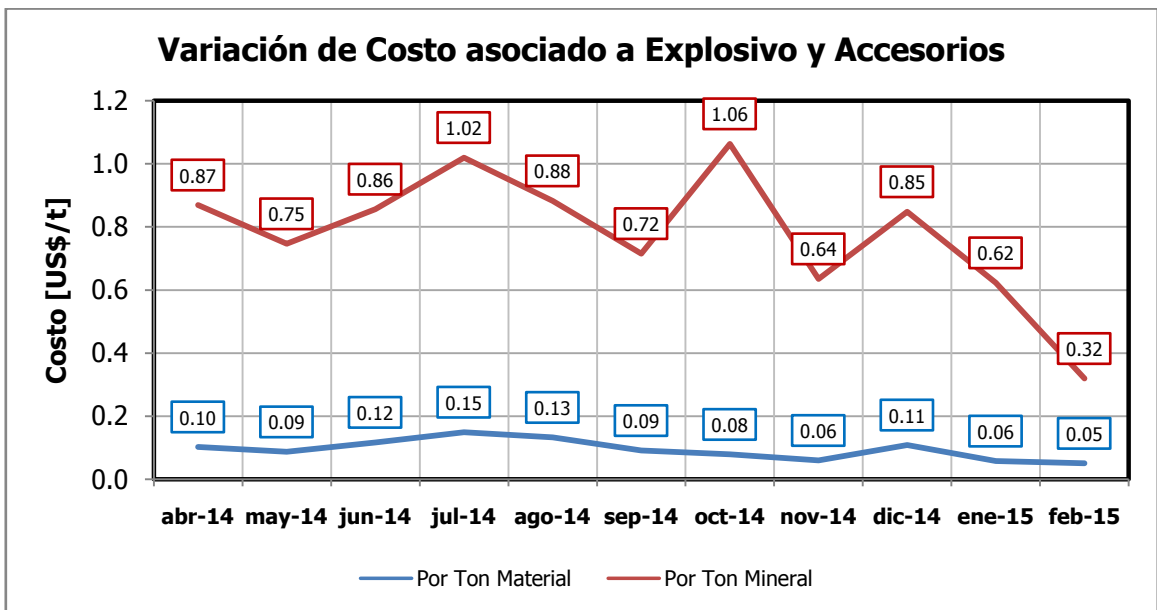


Gráfico 45: Costo asociado a explosivo y accesorios.

Los costos asociados a tronadura, si bien no muestran una tendencia clara a lo largo del gráfico, durante los meses del estudio se observan los valores más bajos, tanto para tonelada de mineral como de material, alcanzando en Febrero 2015 0,32 (US\$/t) y 0,05 (US\$/t) respectivamente. Esta tendencia a la baja se debe a la menor cantidad de consumo de ANFO en las mallas de producción.

Finalmente se analiza la influencia de la reducción secundaria en el costo global de perforación y tronadura. Este costo está asociado al gasto en perforación liviana, consumo de explosivo para “cachorro”, tonelaje picado por máquina PicaRoca y remanejo de mineral debido al acopio de sobretamaños. En el gráfico siguiente se muestra la variación de este costo durante los meses de estudio.

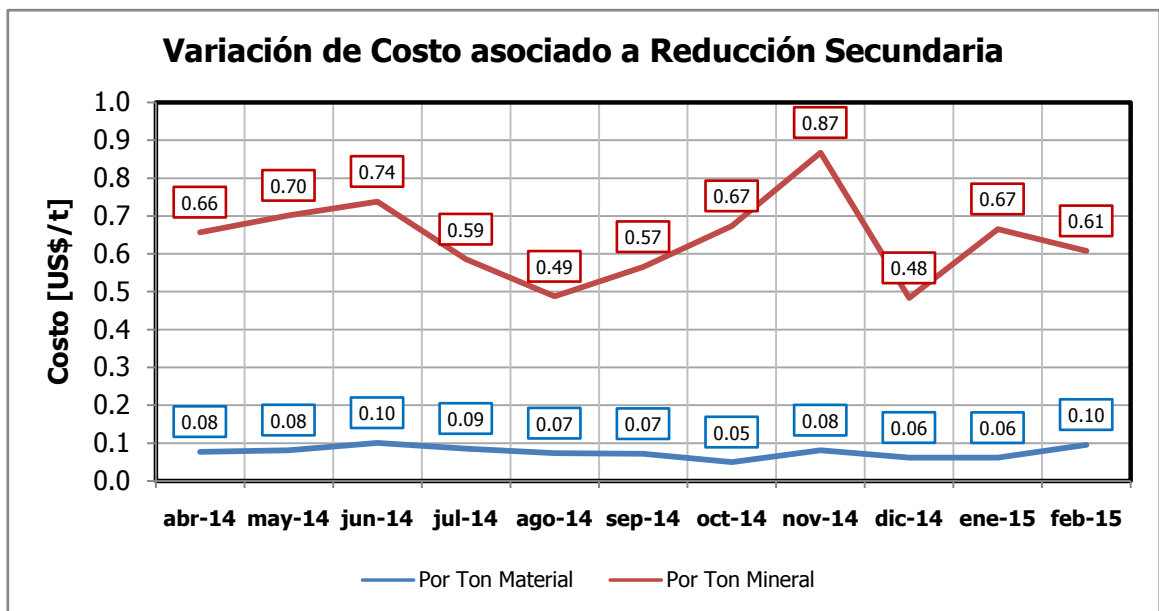


Gráfico 46: Costo asociado a reducción secundaria.

El costo de la reducción secundaria requiere un análisis distinto ya que debe ser abordado desde un punto de vista operacional más que económico. El ascenso en la pendiente desde el mes de Agosto 2014 hacia adelante, se debe en gran medida al nuevo rumbo que ha tomado la gestión del rajo, ya que desde mediados de año se ha cambiado la forma de operar y se comenzó con una exhaustiva limpieza de callos y bolones remanentes de explotaciones en meses anteriores lo que conllevó un aumento en la utilización de la máquina PicaRoca.

Si bien durante Diciembre 2014 se logró disminuir los costos asociados al mineral, en Enero 2015 volvieron a aumentar, influyendo también en el alza del costo global P&T. Esto último se debió a que se picaron casi 1.000 t más de mineral con respecto a Diciembre 2014, dado que el sector donde se programó la mayor extracción de mineral (Manto Superior) presenta litología Lutita, material que por sus características es complicado perforar y fue removido en gran medida utilizando pala, apareciendo así bolones. Por otro lado, en Febrero 2015 se logró una disminución de este costo; sin embargo no fue posible alcanzar el mínimo logrado durante los

meses del estudio (Diciembre 2014 0,48 [US\$/t Mx]) ya que hubo menos extracción de mineral que en aquel mes (10.000 t menos).

La memoria de cálculo de los costos expuestos en este capítulo se puede encontrar en la sección 7.6 de los Anexos.

4.4.2 Impacto del diseño de tronaduras en el costo mina

La Compañía Minera Cerro Negro calcula su costo mina en base a los valores fijos unitarios acordados en el contrato actual con la empresa contratista AGROMINS. Estos costos son principalmente por movimiento de material y por utilización de maquinaria para las operaciones. El detalle mediante el cual se calcula este costo se muestra en la siguiente Tabla.

Operación Unitaria
Distancia de Mov. Estéril < 1500 m
Distancia de Mov. Estéril > 1500 m
Perforación Jun Jin < 4000 m
Perforación Jun Jin > 4000 m
Perforación PW < 3000 m
Perforación PW > 3000 m
Movimiento de Mineral (t)
Gastos Fijos
Explosivo (kg)
Administración de Polvorín
Cachorro (m)
PicaRoca (h)
Equipos Auxiliares (h)
Amortización RML

Tabla 33: Detalle para cálculo de Costo Mina.

En la Tabla anterior, se puede observar que el contrato actual indica distintos precios de movimiento de estéril, que dependen de la distancia recorrida por los camiones y del tonelaje que estos transportan, incluido el carguío del material. En el caso de la perforación JunJin, existe un precio unitario si se perfora menos de 4.000 m y otro distinto una vez alcanzados los 4.000 m mínimos que exige el contrato. La perforación con PW se incluye cuando geología realiza sondajes de exploración y, al igual que en el caso de la JunJin, existen 2 precios diferentes que dependen de un mínimo de metros barrenados. En el caso del mineral existe un precio único que depende del tonelaje y, a diferencia del lastre, no depende de la distancia, debido a que el mineral siempre llega al mismo destino (canchas para pesaje en romana), en este precio está incluido el carguío. Como se observa, en el costo mina también se incluyen la administración del polvorín,

cachorro, picaroca y consumo de explosivo, parámetros ya evaluados al calcular los costos globales de perforación y tronadura. Finalmente, se incluyen los costos fijos, utilización de máquinas auxiliares y la amortización.

La unidad utilizada por la compañía para realizar sus evaluaciones económicas, corresponde a dólares por tonelada de mineral, de modo que los costos expuestos a continuación se expresan con la unidad ya mencionada.

Para identificar la incidencia de la reducción de los costos globales de perforación y tronadura en el costo global mina durante los meses de estudio, se presenta un gráfico donde se comparan las variaciones de ambos costos en el tiempo.

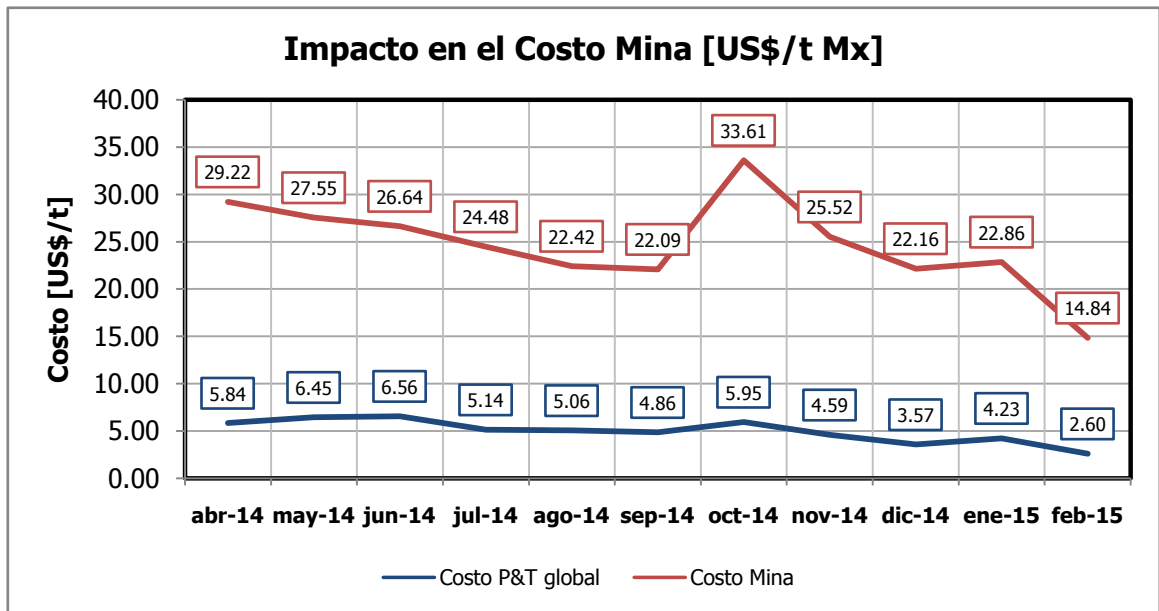


Gráfico 47: Impacto del costo de P&T en el Costo Mina.

El Gráfico anterior muestra una clara tendencia decreciente de ambos costos, a excepción de algunos meses donde se observa un alza con movimientos proporcionales para ambos casos, es decir, se observan peaks similares en ambas curvas. Para evaluar el impacto de costo global de perforación y tronadura analizaremos porcentualmente su incidencia en el costo mina. El siguiente gráfico muestra la incidencia porcentual del costo de P&T en el costo mina.

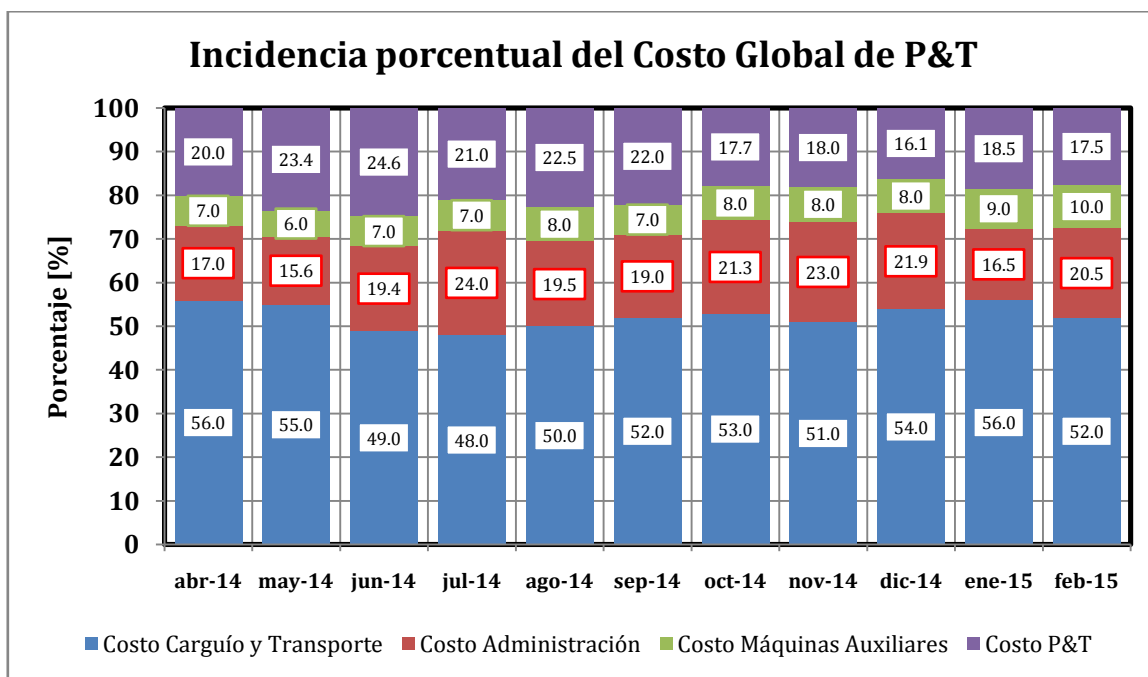


Gráfico 48: Incidencia porcentual del costo global de P&T.

En morado se observa la incidencia del costo de perforación y tronadura. El impacto que este tiene durante los meses de implementación de nuevas metodologías en el diseño de tronaduras, se traduce en una reducción del 3,8% del costo mina, pasando en promedio de 21,2% a 17,4%. Sin embargo, si analizamos este valor en US\$/t, tal como muestra el Gráfico 47, el costo mina no mostró una variación importante a pesar de la notoria reducción de los costos de P&T. Esto se puede observar al comparar los meses Agosto 2014/Septiembre 2014 con los meses Diciembre 2014/ Enero 2015. Estos últimos, a pesar de tener costos de P&T menores, presentan un costo mina similar al de los primeros meses nombrados. La explicación a este comportamiento obedece a 3 motivos:

- El primero de ellos es que el costo mina se encuentra dominado fuertemente por los costos de carguío y transporte (> 50%), por lo tanto, variaciones en el costo de perforación y tronadura no se traducirán en cambios importantes en el costo mina.
- El segundo motivo, es el manejo actual de contratos que tiene Cerro Negro con AGROMINS, pues independiente del cumplimiento de planes, existen gastos fijos y costos unitarios que de todas formas la empresa mandante debe asumir.
- Y finalmente, el tercer motivo y el más importante de ellos, es que Cerro Negro durante los meses de desarrollo de esta memoria y los meses anteriores a esta, se encuentra en una crisis debido al constante incumplimiento de programas mensuales y al poco confiable modelo de bloques con el cual se encuentran planificando y diseñando la mina, esto último los ha llevado a un desorden en los movimientos de material, las distancias de acarreo, las operaciones en general y lo más importante un desorden organizacional.

Debido a lo anterior, es que los costos mina mensuales no puedan ser comparados entre sí, ya que cada mes presenta distintos escenarios a los que se ve expuesta el área de ingeniería y, por lo tanto, se hace complicado evaluar cuál es el impacto real de la reducción de costos de perforación y tronadura.

Para evaluar de manera visual como se mueve el costo mina con respecto al movimiento de material, se muestra el siguiente gráfico.

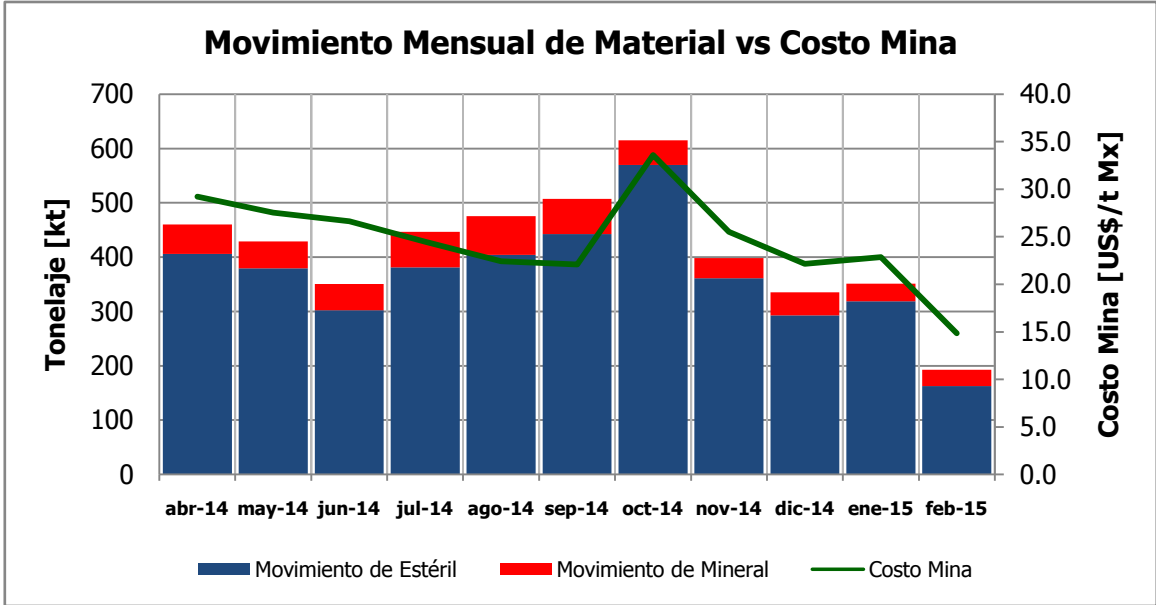


Gráfico 49: Movimiento mensual de material y Costo Mina.

Como el costo mina es un valor que depende del gasto total y del movimiento de mineral, incumplimientos en los planes mensuales son claramente los responsables en que no exista variación en este costo debido a reducción de P&T. Esto debido a que distintas cantidades de mineral deben sustentar los gastos fijos y variables que la operación requiere. El Gráfico 49 ilustra lo mencionado ya que se observa cómo se mueve el costo mina de acuerdo a los distintos movimientos de material, haciendo entonces complicado evaluar el impacto real de la perforación y tronadura.

5 Conclusiones y Recomendaciones

5.1 Conclusiones

Durante los 6 meses de estadía en Cerro Negro, el estudio realizado logra el objetivo general de implementar nuevas metodologías operacionales que entreguen, como resultado de tronaduras, roca fragmentada con la granulometría requerida en los procesos aguas abajo, controlando y optimizando de esta manera, los costos asociados a la operación de Perforación y Tronadura.

El desarrollo de esta memoria tuvo importantes avances y beneficios tanto operacionales como económicos. Si bien el periodo de tiempo durante el cual se desarrollaron los ajustes y análisis fue de 1 semestre, y por lo tanto, no hubo un estudio extenso de tronaduras en el rajo, la confiabilidad de los resultados se sustentó en las medidas preventivas tomadas para disminuir el error asociado al muestreo y la utilización del software ImageJ. Los resultados operacionales, al ser consistentes con los valores económicos obtenidos, dan a entender que hubo una correcta representatividad de las fotografías (muestras) y de su posterior análisis. Por lo tanto, los resultados fueron utilizados como respaldo empírico en las conclusiones de este trabajo.

En lo que respecta a la operación de Perforación y Tronadura, luego de 3 meses de ajuste de mallas, se concluye que aquellas con las que se obtienen mejores resultados granulométricos son, por sector y litología, las que se muestran en la siguiente tabla.

Sector	Litología	Mineral		Estéril	
		B (m) x E (m)	FC (g/t)	B (m) x E (m)	FC (g/t)
Manto Superior	Brecha	2,2 x 3	250	-	-
	Lutita	3 x 3,5	194	3,5 x 4	146
Unión Norte	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
	Lutita	2,7 x 3,5	216	3 x 3,5	191
	Brecha	2,2 x 3	250	-	-
Unión Sur	Brecha	2,2 x 2,5	286	-	-
	Andesita	2,2 x 2,5	286	3 x 3,3	164
Chiringo Norte	Brecha	2,2 x 2,7	277	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
Chiringo Centro	Brecha	2,2 x 2,7	277	-	-
	Arenisca	-	-	3 x 3,3	164
Chiringo Sur	Brecha	2,2 x 2,7	277	-	-
	Andesita	-	-	3 x 3,3	164

Tabla 34: Mallas de P&T según Sector y Litología.

La perforación se realiza con el diámetro del bit con el que cuenta actualmente AGROMINS (4" para los tiros de producción). La diferencia en el tamaño de mallas para iguales litologías y distintos sectores, se debe principalmente al comportamiento de la roca en las diferentes zonas del rajo. Debido a la presencia de excavaciones subterráneas antiguas, existe una redistribución de esfuerzos distinta para un mismo tipo de roca. Esta redistribución de esfuerzos

se traduce en la presencia de bloques preformados; los cuales, independiente del diseño de tronaduras utilizado, supeditan la presencia de sobretamaños. Por lo tanto, las mallas descritas anteriormente, logran disminuir el máximo de 19% de sobretamaño obtenido en el caso base, a un máximo de 9% con los nuevos diseños propuestos. Si bien, se disminuyeron los sobretamaños haciendo tender a cero su porcentaje en el material tronado, se atribuirá su presencia tanto a bloques preformados como a errores humanos en la perforación y en el carguío de barrenos.

La Tabla 34 muestra los distintos factores de carga con los que se debe tronar el Rajo. Para obtener estos factores de carga, se debe utilizar taco intermedio, y por lo tanto, se debe cebar 2 veces un mismo pozo. El tamaño de ambos tacos deberá variar entre 2 m y 2,2 m dependiendo del largo real de cada pozo. Por otro lado, la pasadura deberá variar entre 0,8 m y 1 m y al igual que en el caso del taco, dependerá del largo real de cada pozo. Esta nueva metodología en el carguío de explosivos se debe a que el amplificador utilizado para detonar el ANFO no es suficiente para hacer detonar la columna completa. Esto último, se concluyó al momento de proceder a sacar las fotografías para generar las curvas granulométricas, ya que se observó ANFO sin detonar entre los fragmentos de roca de la pila de material. Por lo tanto, se decidió disminuir la columna de explosivo que el Emultex CN es capaz de detonar, cargando aproximadamente 41 kg de ANFO por pozo, es decir, 20,5 kg en la columna inferior y 20,5 kg en la columna superior. Esta nueva forma de cargar los pozos se traduce en una disminución del factor de carga del caso base, el cual superaba los 300 (g/t), llegando a valores típicos para faenas medianas con este tipo de roca, entre 220 (g/t) y 290 (g/t) para mineral y bajo los 200 (g/t) en el caso del estéril.

La literatura indica que existe una relación inversa entre la granulometría y el factor de carga, sin embargo, en el caso de esta faena el ajuste de mallas no produjo este tipo de proporcionalidad, por el contrario, se observó una relación directa entre estos parámetros, disminuyendo ambos su valor. Esto último, da a entender que en Cerro Negro no se estaba utilizando el explosivo de manera eficiente, y por lo tanto, a pesar de que en un principio se tiende a disminuir el tamaño de mallas, los ajustes hacen que estas vayan aumentando ya que la presencia de un doble cebo así lo permite, es decir, el doble cebo hace que la columna completa de explosivo detone al aprovechar de mejor manera el poder rompedor del ANFO. De esta manera, fue posible ampliar las dimensiones de la malla y a la vez disminuir el factor de carga.

Para el control vibracional en las tronaduras desarrolladas en Cerro Negro, se realizó una evaluación teórica ya que por restricciones económicas no fue posible evaluar las vibraciones de manera empírica. Este análisis teórico mostró que la detonación simultánea de hasta 10 pozos con el mismo retardo, hacía que los niveles de vibraciones se encontraran fuera de las normas internacionales. Para resolver esta situación, se implementó comenzar a utilizar retardos de superficie bidireccionales de 17 ms entre filas de pozos, además, el carguío de ambos detonadores por pozo (carga inferior y superior) deberá ser con el mismo número de retardo, cargando los pozos adyacentes de uno de los lados con las series pares y los del otro lado con las series impares para así lograr la salida en cuña hacia la cara libre. El procedimiento anterior se debe realizar teniendo la precaución de que el primer pozo en detonar no lo haga antes que el fuego llegue a la última fila de pozos, para así evitar el corte del amarre de superficie y por lo tanto la presencia de tiros quedados. Con esta nueva metodología, se logró que cada pozo detonara con un tiempo único de retardo y una diferencia entre detonación de cada pozo que no superara los 25 ms. Como el nivel de vibraciones depende de la cantidad de explosivo por retardo y no de la cantidad total de explosivo utilizada en la tronadura, se logró que el nivel de vibraciones no superara los 31,8 (mm/s) que la norma internacional indica, además, si la tronadura está limitada por la cantidad de series disponibles de cada Nonel, será posible hacer detonar hasta 2 pozos de manera simultánea, pues con esto se alcanzan los 93 kg máximos que la

norma de vibraciones permite (41 kg de ANFO por cada pozo). Como no fue posible evaluar las vibraciones de manera empírica, se evaluaron de manera visual post tronadura, y como fruto de este correcto control de vibraciones se obtuvo buenos resultados granulométricos, no hubo colapso de bancos ni pérdida de sectores durante los meses de desarrollo de esta memoria y además las labores subterráneas cercanas a las tronaduras y aun activas para por ejemplo extracción de agua mediante bombas, no necesitaban de acuñadura ni labores especiales para transitar en ellas.

Se destaca tras el desarrollo de esta memoria la importancia de tener protocolos en cada operación minera. La falta de estos protocolos hace que las entidades involucradas no se puedan comunicar entre sí y por lo tanto lleven a cabo labores que perjudican los resultados finales de la operación. En particular en perforación y tronadura de Cerro Negro, se implementó un trabajo coordinado entre Ingeniería, Topografía y Operaciones. Cada una de estas entidades con labores específicas, destacando para ello, la implementación de planos de perforación y planos de tronadura. Ambos planos dan cuenta del trabajo que esta memoria desarrolló con sus ajustes y de las labores de marcado y levantamiento de pozos desarrollado por topografía. De esta manera fue posible indicar los largos de diseño a los que se debía perforar cada pozo para así alcanzar la cota indicada, además, utilizando posteriormente los largos reales informados por operaciones, se diseñaba cada tronadura con su factor de carga ideal de acuerdo a los ajustes realizados. Por lo tanto, esta información no sólo servía para obtener buenos resultados operacionales, sino que también como registro para la base de datos a partir de la cual sería posible realizar los ajustes respectivos.

En un principio el área de ingeniería pensaba que sus altos costos de P&T se debían principalmente a la alta presencia de sobretamaños post tronadura y el gasto que este implicaba. Sin embargo, los resultados de esta memoria, indican que el costo global de perforación y tronadura es determinado principalmente por el gasto en perforación (aproximadamente el 60%), dejando en un segundo plano la reducción secundaria y el remanaje de material (aproximadamente el 15%). Debido a esto último, el enfoque principal de los ajustes se centró en aumentar el tamaño de las mallas para así disminuir los metros perforados hasta un punto tal que la granulometría no se viera afectada.

Las nuevos diseños y modalidades de Perforación y Tronadura, significaron una disminución en el costo global de esta operación desde 5,5 (US\$/t Mx) a 3,5 (US\$/t Mx), es decir, 2 dólares menos por tonelada de mineral. En el caso del material (mineral + estéril) removido, tienen un impacto de 0,3 dólares menos por tonelada de material, disminuyendo desde un promedio de 0,7 (US\$/t) a 0,4 (US\$/t). Sin embargo, esta disminución en los costos globales de perforación y tronadura no se ven reflejados en el costo mina, el cual es aproximadamente para los meses en estudio de 22,0 (US\$/t Mx). Para evaluar el impacto que este tiene durante los meses de implementación de nuevas metodologías en el diseño de tronaduras, se hace un análisis porcentual, dando como resultado una reducción del 3,8% del costo mina, pasando en promedio de 21,2% a 17,4% de impacto. Sin embargo, si analizamos este valor en US\$/t y tal como se mencionó anteriormente, el costo mina no muestra una variación importante en su valor a pesar de la notoria reducción de los costos de P&T. Esto último se debe a que los costos dependen de la producción mensual de mineral y a los precios fijados en base a ella misma por parte de AGROMINS, por lo tanto, como hubo durante todos estos meses problemas para cumplir con los planes, las distintas cantidades de mineral extraídas deben sustentar los gastos fijos y variables que el contrato indica para la operación.

Debido al constante incumplimiento de programas mensuales y al poco confiable modelo de bloques con el cual Cerro Negro se encuentra planificando y diseñando la mina, la compañía se encuentra en una crisis que los ha llevado a un desorden en los movimientos de material, las distancias de acarreo, las operaciones en general y lo más importante, un desorden organizacional ya que hay contratos de por medio que se deben cumplir. Debido a lo anterior, la variación de los costos mina no pueden ser comparados ya que cada mes presenta distintos escenarios a los que se ve expuesta el área de Ingeniería, y por lo tanto, se hace complicado evaluar cuál es el impacto real de la reducción de costos de Perforación y Tronadura. El ahorro en uno de los frentes operacionales, es por otro lado, gastado para sustentar los problemas anteriormente descritos.

Si bien la reducción de los costos de P&T no se reflejan en el costo mina, existen beneficios operacionales que hay que destacar, estos son un menor desgaste de los equipos de perforación, menor gasto en explosivo y mejor rendimiento de las operaciones de carguío. En los procesos aguas abajo existirán beneficios tales como, menor atasco de sobretamaño en el chancador, uso eficiente del equipo de conminución, mejor rendimiento operacional del Chancador primario, y por lo tanto, menos gasto en energía. Esta última característica corresponde a un factor influyente en la minería actual debido a los altos precios que la energía tiene actualmente en Chile.

5.2 Recomendaciones

A continuación se exponen una serie de recomendaciones que servirán para mejorar tanto la operación como los costos de perforación y tronadura en Cerro Negro.

- ✓ Debido a que el mayor gasto operacional y económico se observa en la cantidad de metros barrenados mensualmente, se recomienda seguir ampliando el tamaño de mallas hasta el punto que la granulometría requerida en los procesos aguas abajo así lo permita.
- ✓ Este ajuste que se realizó hasta Febrero del año 2015, tiene el potencial de seguir mejorando sus resultados siempre y cuando existan estudios, como los desarrollados en esta memoria, que sustenten los cambios en las metodologías aplicadas actualmente en faena.
- ✓ Una de las opciones con las cuales cuenta el área de Ingeniería, si es que no tienen la oportunidad de seguir haciendo estudios granulométricos, es solicitar a la empresa AGROMINS perforar con un diámetro mayor con el que cuentan actualmente las perforadoras JunJin. Este diámetro corresponde a 5” que es el tamaño máximo del bit que por diseño la JunJin puede utilizar para perforar tiros de producción. Aumentar el diámetro de perforación desde 4 a 5 pulgadas, implicará realizar un nuevo diseño de mallas para conservar el factor de carga que esta memoria obtuvo como resultado, por lo tanto, el gasto en metros perforados disminuirá considerablemente, pudiendo controlar de esta manera los costos.
- ✓ Con respecto al control en el nivel de vibraciones, se recomienda comprar retardos bidireccionales de superficie de 9 ms, los de menor tiempo que ofrece DIEXA y que debido a falta de stock no se pudieron utilizar durante el desarrollo de esta memoria. Al pasar de retardos de superficie de 17 a 9 milisegundos, seguiremos logrando que cada

pozo inicie con su tiempo único de detonación, sin embargo, se conseguirá que el tiempo entre detonaciones disminuya en un mayor grado, obteniendo así mejores resultados granulométricos, además se podrá ampliar el rango de series de Nonel utilizados pues el fuego podrá llegar antes a la última fila de pozos, de esta manera, el primer Nonel en detonar hacia la cara libre podrá ser uno con menor tiempo de retardo que el utilizado con conectores bidireccionales de 17 ms.

- ✓ Si bien esta memoria se desarrolló basándose en bancos de 10 metros, en la práctica, la altura de estos variaba de acuerdo a los sectores planificados, por lo tanto, ajustar el factor de carga al largo real de los pozos debe ser un proceso que tiro a tiro debe ser evaluado para así entregar los planos requeridos en la operación. Debido a lo anterior, y ya que tiene que existir alguien encargado de la gestión operacional y de costos, se recomienda que haya una persona encargada exclusivamente de esta operación en la Compañía (Ingeniero P&T), que diseñe, supervise y evalúe los resultados obtenidos, buscando constantemente oportunidades de mejora.
- ✓ Existe una gran oportunidad para mejorar el costo mina actual de Cerro Negro. Debido a que este costo se encuentra fuertemente dominado por las operaciones de Carguío y Transporte de mineral y estéril (> 60 % del costo mina), se recomienda realizar estudios similares a los desarrollados en esta memoria con la finalidad de mejorar la operación y los rendimientos de las máquinas y equipos utilizados por AGROMINS. Este estudio de índices operacionales entregará las nociones claves para planificar la asignación de equipos a los distintos sectores de la mina tal que la producción se vea favorecida.

6 Bibliografía.

- [1] Orlandi C. P. y McKenzie C.K. 2006. “The Impact of Blasting on the Business of Mining”. Santiago de Chile, Fragblast 8.
- [2] Plus EuroService. “Innovador proceso tecnológico y de planificación desarrollado por el Plus EuroService, el servicio de asistencia técnica de MAXAM”. Documento técnico.
- [3] Quiroga M.A. 2013. “Análisis de la perforación y tronadura en El Soldado”. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. U. de Chile. Santiago de Chile.
- [4] Díaz G. 2004. “Estudio de las variables Mina-Planta y su incidencia en el tratamiento horario en molinos SAG”. División los Bronces, Anglo American. Memoria para optar al título de ingeniero Civil de Minas. U. de Chile, Santiago de Chile.
- [5] Olea J. y Zúñiga A. 2012. “Análisis granulométrico Fase 2 en mina El Soldado Anglo American Chile”. Informe técnico preparado por ingenieros de Enaex para la superintendencia de Perforación y Tronadura.
- [6] Chacón J. “Apuntes de Perforación y Tronadura” Capítulo III, Tronadura. Universidad de Chile. Santiago de Chile.
- [7] EXSA. 2011. “Manual Práctico de voladuras”. Edición especial.
- [8] López y Jimeno. “Manual de Perforación y voladura de rocas”. Instituto Tecnológico Geominero de España.
- [9] Konya C. “Diseño de Voladuras”.
- [10] Gerencia Técnica Enaex S.A. “Manual de Tronadura ENAEX”.
- [11] Villanueva R. 2010 “Análisis de granulometría de una pila de partículas de roca fragmentada por voladura, usando el software de análisis de imágenes de código abierto ImageJ”. Universidad Nacional de Trujillo.
- [12] ENAEX energía & servicios a la Minería. “Guía del explosivista”. Edición Agosto de 2011.
- [13] RECREA 2012. Estructuras geológicas.
<www.codelcoeduca.cl/procesos_productivos/tecnicos_exploracion_reconocimiento_estructuras.asp>
- [14] DIEXA, Distribuidora de explosivos. 2014. “Cotización de explosivos y accesorios para tronadura año 2014”.

7 Anexos

7.1 Catálogo JunJin CSM

JUNJIN CSM Surface Drill Rig

SD-1300E



Ideal Mechanism and Powerful

Hole Range 75mm ~ 115mm(3" ~ 4½")

 **JUNJINCSM**

TECHNICAL DATA SD-1300E WITH JET-9(JUNJIN)

Specification	SD-1300E(JET-9)	
	Metric	US
General Specification		
Weight(excl. Optional equipment)	14,000kg	30,900 lbs
Overall Width	2490mm	8' 2"
Overall Length	9400mm	30'10"
Overall Height	2960mm	9' 8"
Performance		
Hole Range	75 ~ 115mm	3" ~ 4½"
Drilling Depth	25m(T45, T51)	82' (T45, T51)
Gradeability	30°	
Tramming Speed, Max	0 ~ 3.6km/hr	0 ~ 2.4mph
Engine		
Model	CTA48.3-C(CUMMINS)	
Rating Output at 2200rpm	153kw	205hp
Emission control level	Stage II	Tier II
Air Compressor		
Working Pressure, max.	10.5bar	152 psi
Free Air Delivery	82 l/s(6.8m³/m)	240 cfm
Tank Capacity	0.035m³	
Drifter		
Model	JET-9	
Impact Power, Max.	19kw	25hp
Rotation	Max 190rpm	
Torque	862Nm	630lb.ft
Fuel Tank		
Capacity	380L	100 US gal.
Boom		
Type	Extension	
Extension	1100mm	3' 7"
Overall Length	3000mm	10'
Lift Angle	Up : 50° / Down : 15°	
Swing Angle	L : 10° / R : 35°	
Guide Shell		
Overall Length	7240mm	23' 9"
Slide Length	1200mm	4'
Feed Length	4300mm	14' 1"
Swing Angle	L : 90° / R : 30°	
Tilt Angle	180°	
Tramming		
Traction Force	82kN	18433 lbf
Length of Tumbler	2480mm	8' 2"
Shoe Width	330mm	1'
Ground Clearance	540mm	1'8"

Standard equipment

- Rops & Fops Cabin
- Auto Rod Changer(3,660mm x 7 rods)
- Extension Boom
- Track Oscillation(±10°)
- Dust Collector with 4 filters
- Air Pre Cleaner for Engine
- Air Pre Cleaner for Compressor
- Pre Cleaner for Dust Collector(cyclone)
- Sliding and Side Opening Type Dust Hood
- Anti Jamming System
- Collaring System
- Cabin Heating & Air Conditioning System
- Safety shutdown device on (compressor, engine)
- Thread greasing device, touch type
- Percussion Pressure Control
- Low level indicator for fuel
- Level Gauge of Fuel and Hydraulic Oil
- N2 Gas charging equipment (for drifter)
- Standard tool kit
- Rock Drill hour meter
- Back Mirror
- Work Lights
- Back Up Alarm
- Warning Horn

Optional equipment

- Auto Rod Changer(3,660mm x 6 rods) for T51 rods
- Engine Pre-heating device
- Rear Bumper
- Digital Angle Indicator
- Water Flushing System
- Hydraulic Oil(Fuel) Charging Hand Pump

7.2 Catálogo ANFO PREMIUM



FICHA TÉCNICA DE PRODUCTOS NAPR - 2003

ANFO PREMIUM®

ANFO PREMIUM es un agente de tronadura de alta calidad, fabricado con nitrato de amonio **Enaex**, grado explosivo de baja densidad y alta absorción de petróleo.

CARACTERÍSTICAS

Densidad vaciado ("pour")	(g/cc)	0,75 ± 3%
Velocidad de detonación	(m/s)	3.600 - 4.100 (*) 2.000 - 2.500 (**)
Presión de detonación	(kbar)	28 (*)
Energía	(kcal/kg)	912
Volumen de gases	(L/kg)	1.050
Diámetro mínimo	(pulgadas)	1 (***)

* Confinado en 3" de diám.
** No confinado en 3" de diám.
*** Confinado.

USOS

ANFO PREMIUM es especialmente recomendable para uso en pequeño diámetro en minería subterránea y para tronaduras de superficie, especialmente cuando se presenta una roca competente, en perforaciones sin agua. Se recomienda utilizarlo en zonas con buena ventilación en minería subterránea.

PRESENTACION

ANFO PREMIUM se entrega en sacos de 25 kg, de tejido de polipropileno con bolsa interior de polietileno.

7.3 Catálogo Emultex CN

FICHA TÉCNICA PRODUCTOS/EMULSIONES

EMXN V0512



Emultex CN^{*}

Emulsión envasada
de diámetro pequeño

DESCRIPCIÓN

Emulsión explosiva envasada de diámetro pequeño, sensible al fulminante N° 8, diseñada para un amplio rango de aplicaciones en voladuras (excepto minas de carbón).

RECOMENDACIONES DE USO

- Utilizar como iniciador mínimo un Detonador N° 8.
- No abrir o "amasar" los cartuchos.
- La duración garantizada de este producto es de 6 meses. Para utilizar con mayor antigüedad solicitar asesoría a Enaex Servicios S.A.
- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar la Hoja de Seguridad (GT/HDS-010).

► DIMENSIONES^{*}

Tamaño** (pulgadas)	Unidades por caja	Peso unidad (g)
1 x 8	210	119
1 x 10	164	152
1 1/4 x 10	108	231
1 1/2 x 10	75	333
1 1/4 x 16	66	378
1 1/2 x 16	47	531
1 1/4 x 24	46	543
3 x 8	23	1086
3 1/2 x 16	8	2901

* Tamaño y peso de cartuchos son aproximados.

** Para otros tamaños consultar a Enaex Servicios S.A.

► DIMENSIONES Y PESO DE LA CAJA

Largo x Ancho x Alto	49 x 42 x 19 (cm)
----------------------	-------------------



► CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Densidad	1,15 ± 4 %	g/cc
Velocidad de detonación*	4.600 ± 600	m/s
Presión de detonación	61	Kbar
Energía	3.940	KJ/Kg
Resistencia al agua	Excelente	
Volumen de gases	930	L/Kg
Potencia relativa al ANFO	1,01	En peso
	1,49	En volumen

* Cartucho de 1 1/4" x 6", sin confinamiento.

Información de transporte
Mto Explosivo
Clase 1, División 1.1 D
N° ONU: 0241



7.4 Resultados utilizando formulismo de Langefors

FC	0.66				
\hat{c} [Kg/m ³]	E/B	B [m]	E [m]	T [m]	P [m]
0.4	1	3.0	3.0	3.0	0.9
0.41	1.05	2.9	3.1	2.9	0.9
0.42	1.1	2.8	3.1	2.8	0.8
0.43	1.15	2.7	3.1	2.7	0.8
0.44	1.2	2.6	3.2	2.6	0.8
0.45	1.25	2.5	3.2	2.5	0.8
0.46	1.3	2.5	3.2	2.5	0.7
0.47	1.35	2.4	3.2	2.4	0.7
0.48	1.4	2.3	3.3	2.3	0.7
0.49	1.45	2.3	3.3	2.3	0.7
0.5	1.5	2.2	3.3	2.2	0.7
0.51	1.55	2.1	3.3	2.1	0.6
0.52	1.6	2.1	3.3	2.1	0.6
0.53	1.65	2.0	3.4	2.0	0.6
0.54	1.7	2.0	3.4	2.0	0.6
0.55	1.75	1.9	3.4	1.9	0.6
0.56	1.8	1.9	3.4	1.9	0.6
0.57	1.85	1.9	3.4	1.9	0.6
0.58	1.9	1.8	3.5	1.8	0.5
0.59	1.95	1.8	3.5	1.8	0.5
0.6	2	1.7	3.5	1.7	0.5

FC	0.68				
\hat{c} [Kg/m ³]	E/B	B [m]	E [m]	T [m]	P [m]
0.4	1	3.1	3.1	3.1	0.9
0.41	1.05	3.0	3.1	3.0	0.9
0.42	1.1	2.8	3.1	2.8	0.9
0.43	1.15	2.8	3.2	2.8	0.8
0.44	1.2	2.7	3.2	2.7	0.8
0.45	1.25	2.6	3.2	2.6	0.8
0.46	1.3	2.5	3.3	2.5	0.8
0.47	1.35	2.4	3.3	2.4	0.7
0.48	1.4	2.4	3.3	2.4	0.7
0.49	1.45	2.3	3.3	2.3	0.7
0.5	1.5	2.2	3.4	2.2	0.7
0.51	1.55	2.2	3.4	2.2	0.7
0.52	1.6	2.1	3.4	2.1	0.6

0.53	1.65	2.1	3.4	2.1	0.6
0.54	1.7	2.0	3.4	2.0	0.6
0.55	1.75	2.0	3.5	2.0	0.6
0.56	1.8	1.9	3.5	1.9	0.6
0.57	1.85	1.9	3.5	1.9	0.6
0.58	1.9	1.8	3.5	1.8	0.6
0.59	1.95	1.8	3.5	1.8	0.5
0.6	2	1.8	3.5	1.8	0.5

FC	0.7				
ĉ [Kg/m3]	E/B	B [m]	E [m]	T [m]	P [m]
0.4	1	3.1	3.1	3.1	0.9
0.41	1.05	3.0	3.1	3.0	0.9
0.42	1.1	2.9	3.2	2.9	0.9
0.43	1.15	2.8	3.2	2.8	0.8
0.44	1.2	2.7	3.2	2.7	0.8
0.45	1.25	2.6	3.3	2.6	0.8
0.46	1.3	2.5	3.3	2.5	0.8
0.47	1.35	2.4	3.3	2.4	0.7
0.48	1.4	2.4	3.3	2.4	0.7
0.49	1.45	2.3	3.4	2.3	0.7
0.5	1.5	2.3	3.4	2.3	0.7
0.51	1.55	2.2	3.4	2.2	0.7
0.52	1.6	2.1	3.4	2.1	0.6
0.53	1.65	2.1	3.4	2.1	0.6
0.54	1.7	2.0	3.5	2.0	0.6
0.55	1.75	2.0	3.5	2.0	0.6
0.56	1.8	1.9	3.5	1.9	0.6
0.57	1.85	1.9	3.5	1.9	0.6
0.58	1.9	1.9	3.5	1.9	0.6
0.59	1.95	1.8	3.5	1.8	0.5
0.6	2	1.8	3.6	1.8	0.5

FC	0.71				
ĉ [Kg/m3]	E/B	B [m]	E [m]	T [m]	P [m]
0.4	1	3.1	3.1	3.1	0.9
0.41	1.05	3.0	3.1	3.0	0.9
0.42	1.1	2.9	3.2	2.9	0.9
0.43	1.15	2.8	3.2	2.8	0.8
0.44	1.2	2.7	3.2	2.7	0.8
0.45	1.25	2.6	3.3	2.6	0.8

0.46	1.3	2.5	3.3	2.5	0.8
0.47	1.35	2.5	3.3	2.5	0.7
0.48	1.4	2.4	3.4	2.4	0.7
0.49	1.45	2.3	3.4	2.3	0.7
0.5	1.5	2.3	3.4	2.3	0.7
0.51	1.55	2.2	3.4	2.2	0.7
0.52	1.6	2.2	3.4	2.2	0.6
0.53	1.65	2.1	3.5	2.1	0.6
0.54	1.7	2.1	3.5	2.1	0.6
0.55	1.75	2.0	3.5	2.0	0.6
0.56	1.8	2.0	3.5	2.0	0.6
0.57	1.85	1.9	3.5	1.9	0.6
0.58	1.9	1.9	3.6	1.9	0.6
0.59	1.95	1.8	3.6	1.8	0.5
0.6	2	1.8	3.6	1.8	0.5

FC	0.72				
ĉ [Kg/m3]	E/B	B [m]	E [m]	T [m]	P [m]
0.4	1	3.1	3.1	3.1	0.9
0.41	1.05	3.0	3.2	3.0	0.9
0.42	1.1	2.9	3.2	2.9	0.9
0.43	1.15	2.8	3.2	2.8	0.8
0.44	1.2	2.7	3.3	2.7	0.8
0.45	1.25	2.6	3.3	2.6	0.8
0.46	1.3	2.6	3.3	2.6	0.8
0.47	1.35	2.5	3.4	2.5	0.7
0.48	1.4	2.4	3.4	2.4	0.7
0.49	1.45	2.3	3.4	2.3	0.7
0.5	1.5	2.3	3.4	2.3	0.7
0.51	1.55	2.2	3.5	2.2	0.7
0.52	1.6	2.2	3.5	2.2	0.7
0.53	1.65	2.1	3.5	2.1	0.6
0.54	1.7	2.1	3.5	2.1	0.6
0.55	1.75	2.0	3.5	2.0	0.6
0.56	1.8	2.0	3.5	2.0	0.6
0.57	1.85	1.9	3.6	1.9	0.6
0.58	1.9	1.9	3.6	1.9	0.6
0.59	1.95	1.8	3.6	1.8	0.6
0.6	2	1.8	3.6	1.8	0.5

FC	0.73
-----------	-------------

\hat{c} [Kg/m ³]	E/B	B [m]	E [m]	T [m]	P [m]
0.4	1	3.2	3.2	3.2	0.9
0.41	1.05	3.0	3.2	3.0	0.9
0.42	1.1	2.9	3.2	2.9	0.9
0.43	1.15	2.8	3.3	2.8	0.9
0.44	1.2	2.7	3.3	2.7	0.8
0.45	1.25	2.7	3.3	2.7	0.8
0.46	1.3	2.6	3.4	2.6	0.8
0.47	1.35	2.5	3.4	2.5	0.8
0.48	1.4	2.4	3.4	2.4	0.7
0.49	1.45	2.4	3.4	2.4	0.7
0.5	1.5	2.3	3.5	2.3	0.7
0.51	1.55	2.2	3.5	2.2	0.7
0.52	1.6	2.2	3.5	2.2	0.7
0.53	1.65	2.1	3.5	2.1	0.6
0.54	1.7	2.1	3.5	2.1	0.6
0.55	1.75	2.0	3.6	2.0	0.6
0.56	1.8	2.0	3.6	2.0	0.6
0.57	1.85	1.9	3.6	1.9	0.6
0.58	1.9	1.9	3.6	1.9	0.6
0.59	1.95	1.9	3.6	1.9	0.6
0.6	2	1.8	3.6	1.8	0.5

FC	0.74				
\hat{c} [Kg/m ³]	E/B	B [m]	E [m]	T [m]	P [m]
0.4	1	3.2	3.2	3.2	1.0
0.41	1.05	3.1	3.2	3.1	0.9
0.42	1.1	3.0	3.2	3.0	0.9
0.43	1.15	2.9	3.3	2.9	0.9
0.44	1.2	2.8	3.3	2.8	0.8
0.45	1.25	2.7	3.3	2.7	0.8
0.46	1.3	2.6	3.4	2.6	0.8
0.47	1.35	2.5	3.4	2.5	0.8
0.48	1.4	2.4	3.4	2.4	0.7
0.49	1.45	2.4	3.5	2.4	0.7
0.5	1.5	2.3	3.5	2.3	0.7
0.51	1.55	2.3	3.5	2.3	0.7
0.52	1.6	2.2	3.5	2.2	0.7
0.53	1.65	2.1	3.5	2.1	0.6
0.54	1.7	2.1	3.6	2.1	0.6
0.55	1.75	2.0	3.6	2.0	0.6
0.56	1.8	2.0	3.6	2.0	0.6

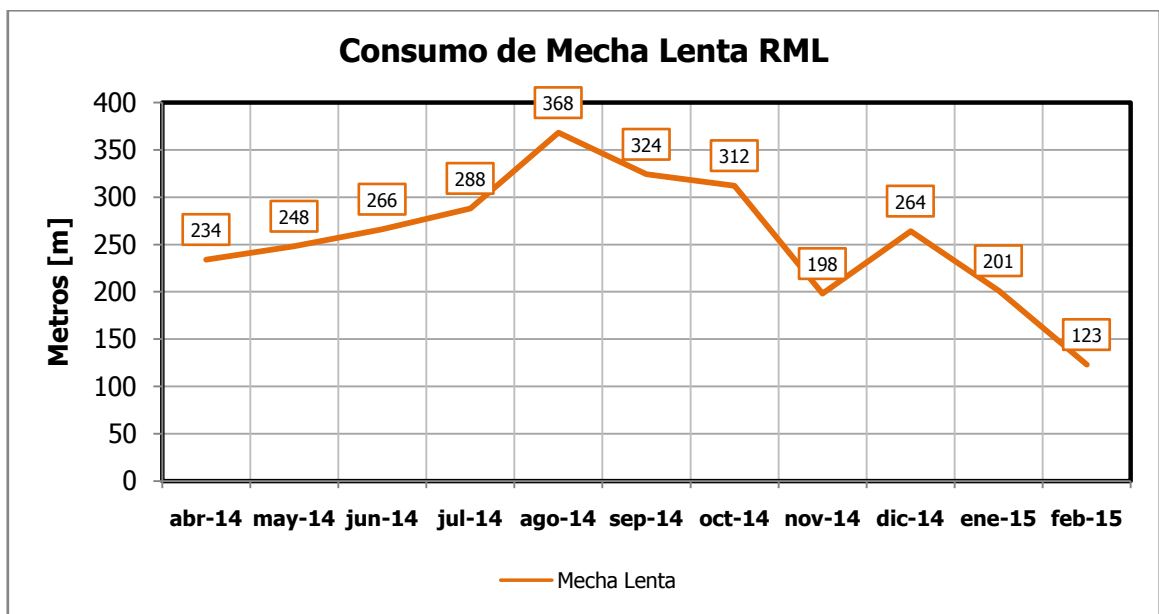
0.57	1.85	2.0	3.6	2.0	0.6
0.58	1.9	1.9	3.6	1.9	0.6
0.59	1.95	1.9	3.6	1.9	0.6
0.6	2	1.8	3.7	1.8	0.5

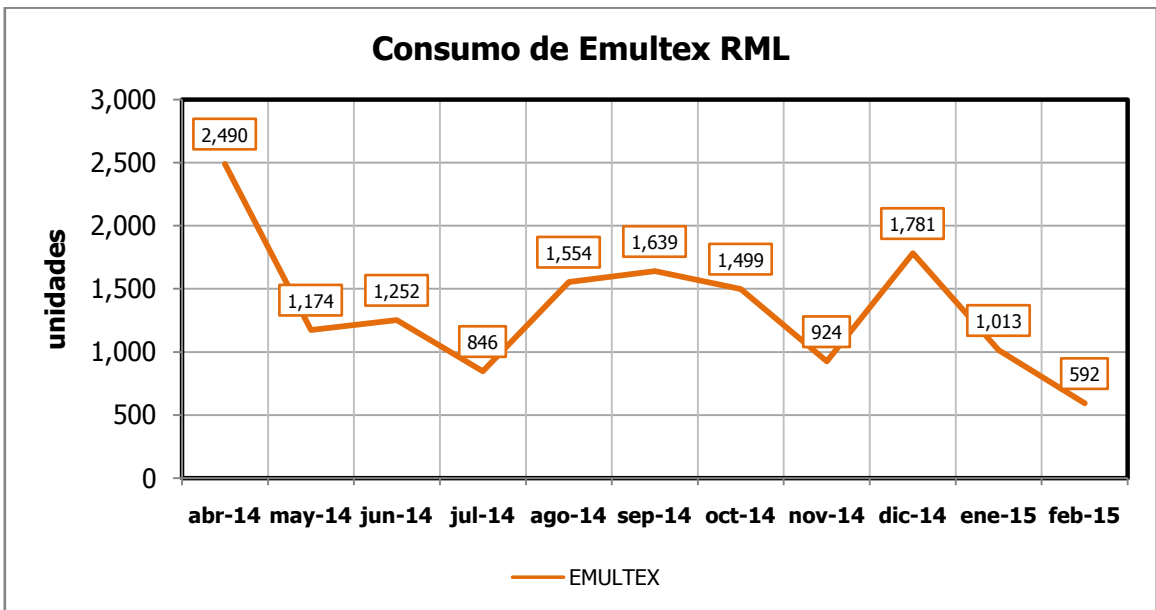
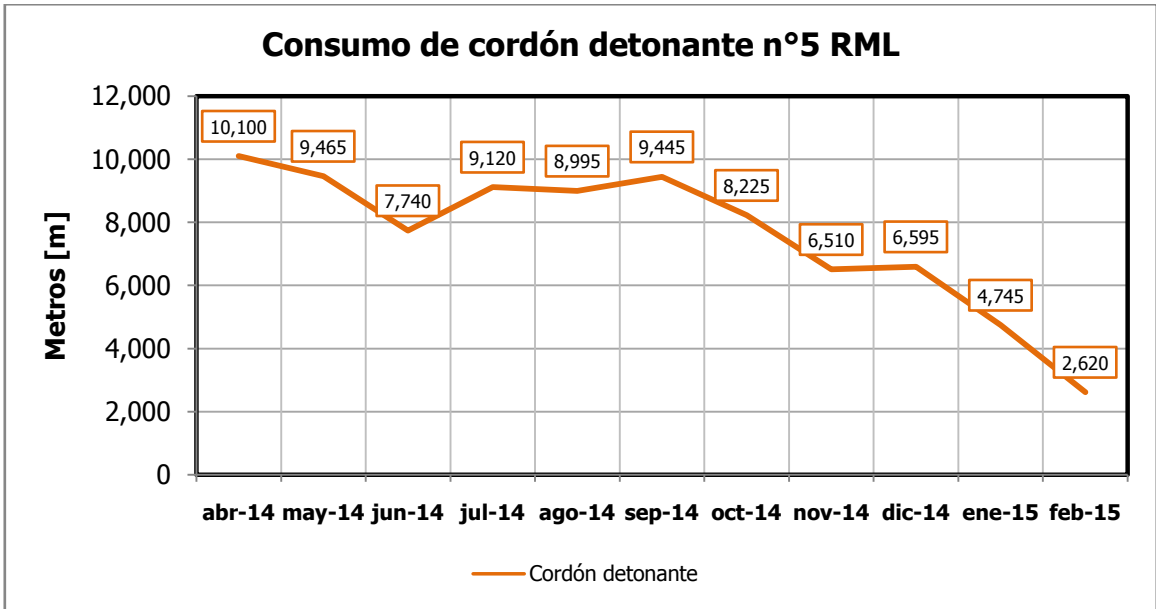
FC	0.75				
ĉ [Kg/m3]	E/B	B [m]	E [m]	T [m]	P [m]
0.4	1	3.2	3.2	3.2	1.0
0.41	1.05	3.1	3.2	3.1	0.9
0.42	1.1	3.0	3.3	3.0	0.9
0.43	1.15	2.9	3.3	2.9	0.9
0.44	1.2	2.8	3.3	2.8	0.8
0.45	1.25	2.7	3.4	2.7	0.8
0.46	1.3	2.6	3.4	2.6	0.8
0.47	1.35	2.5	3.4	2.5	0.8
0.48	1.4	2.5	3.5	2.5	0.7
0.49	1.45	2.4	3.5	2.4	0.7
0.5	1.5	2.3	3.5	2.3	0.7
0.51	1.55	2.3	3.5	2.3	0.7
0.52	1.6	2.2	3.5	2.2	0.7
0.53	1.65	2.2	3.6	2.2	0.6
0.54	1.7	2.1	3.6	2.1	0.6
0.55	1.75	2.1	3.6	2.1	0.6
0.56	1.8	2.0	3.6	2.0	0.6
0.57	1.85	2.0	3.6	2.0	0.6
0.58	1.9	1.9	3.7	1.9	0.6
0.59	1.95	1.9	3.7	1.9	0.6
0.6	2	1.8	3.7	1.8	0.6

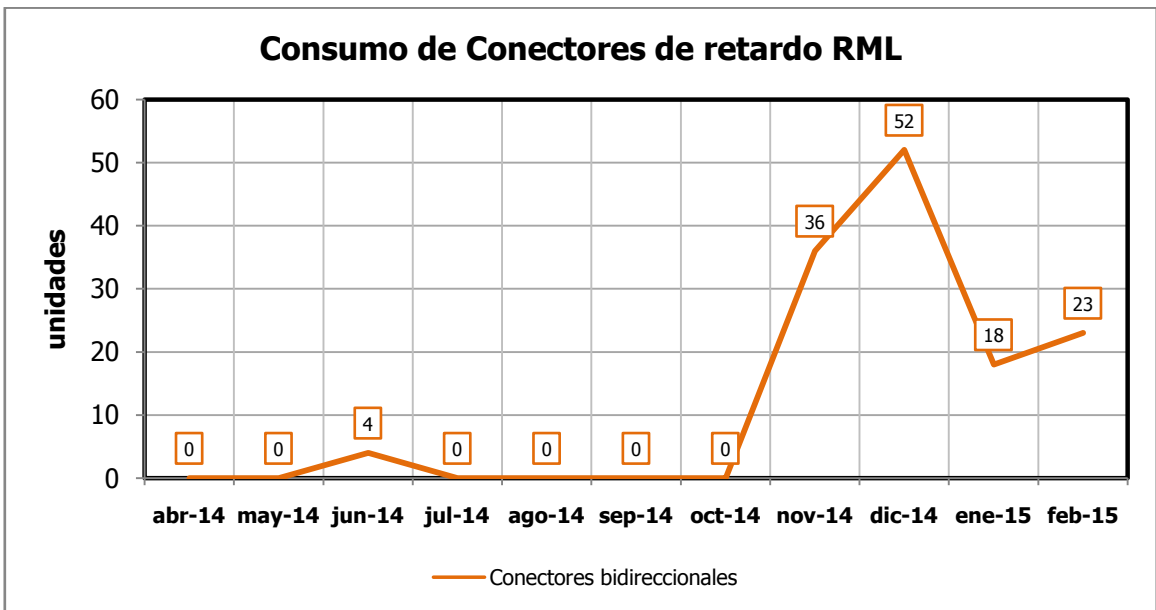
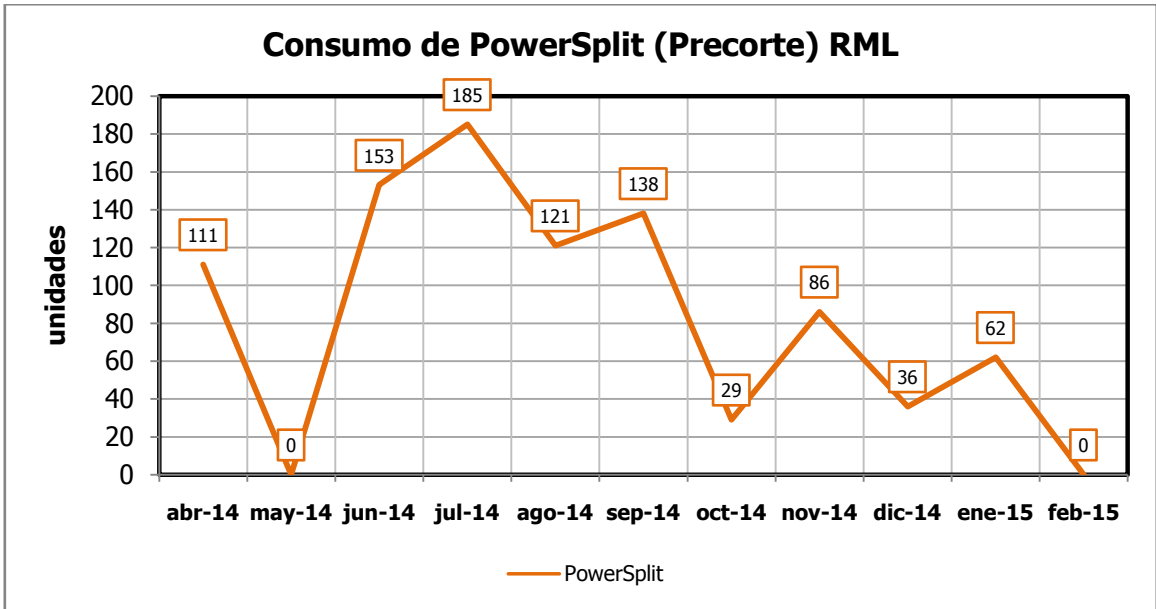
FC	0.76				
ĉ [Kg/m3]	E/B	B [m]	E [m]	T [m]	P [m]
0.4	1	3.2	3.2	3.2	1.0
0.41	1.05	3.1	3.3	3.1	0.9
0.42	1.1	3.0	3.3	3.0	0.9
0.43	1.15	2.9	3.3	2.9	0.9
0.44	1.2	2.8	3.4	2.8	0.8
0.45	1.25	2.7	3.4	2.7	0.8
0.46	1.3	2.6	3.4	2.6	0.8

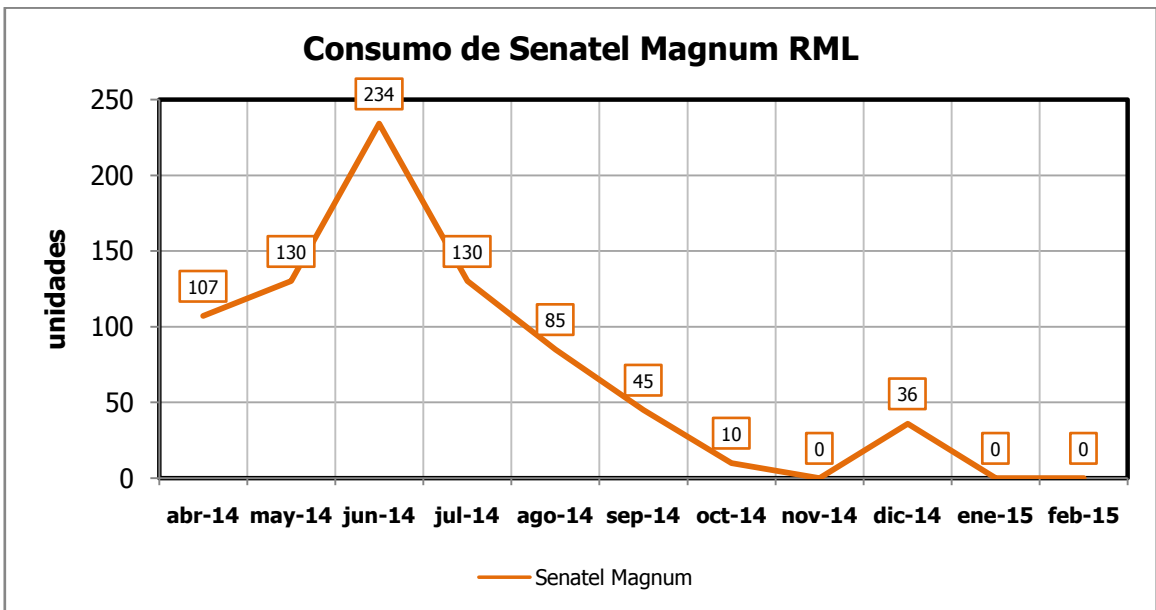
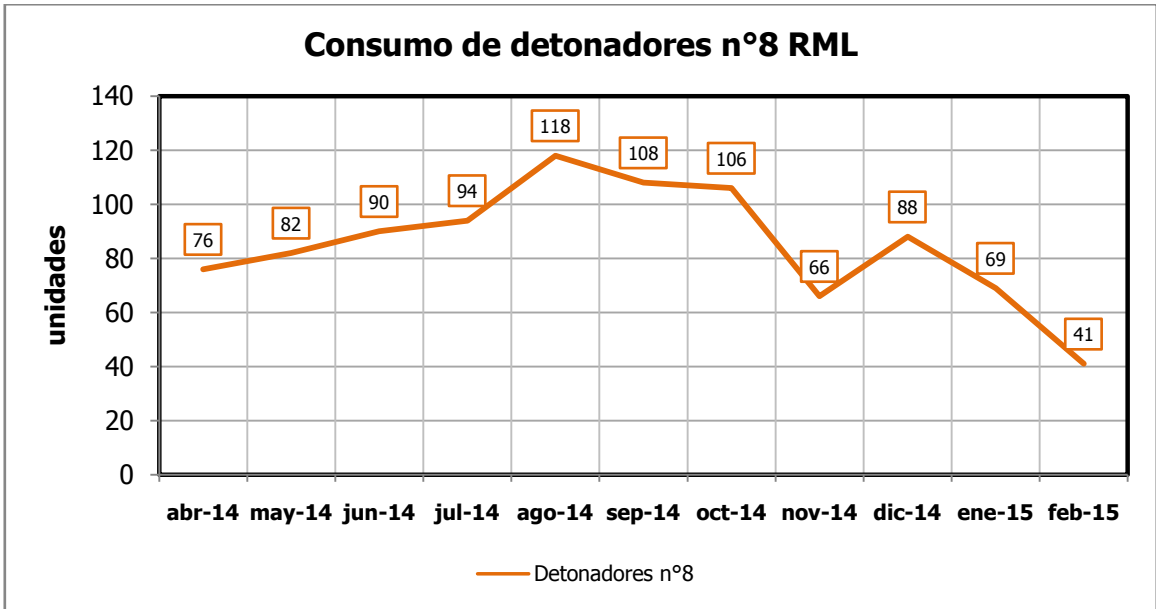
0.47	1.35	2.6	3.4	2.6	0.8
0.48	1.4	2.5	3.5	2.5	0.7
0.49	1.45	2.4	3.5	2.4	0.7
0.5	1.5	2.3	3.5	2.3	0.7
0.51	1.55	2.3	3.5	2.3	0.7
0.52	1.6	2.2	3.6	2.2	0.7
0.53	1.65	2.2	3.6	2.2	0.7
0.54	1.7	2.1	3.6	2.1	0.6
0.55	1.75	2.1	3.6	2.1	0.6
0.56	1.8	2.0	3.6	2.0	0.6
0.57	1.85	2.0	3.7	2.0	0.6
0.58	1.9	1.9	3.7	1.9	0.6
0.59	1.95	1.9	3.7	1.9	0.6
0.6	2	1.9	3.7	1.9	0.6

7.5 Consumo de accesorios para tronadura en Cerro Negro

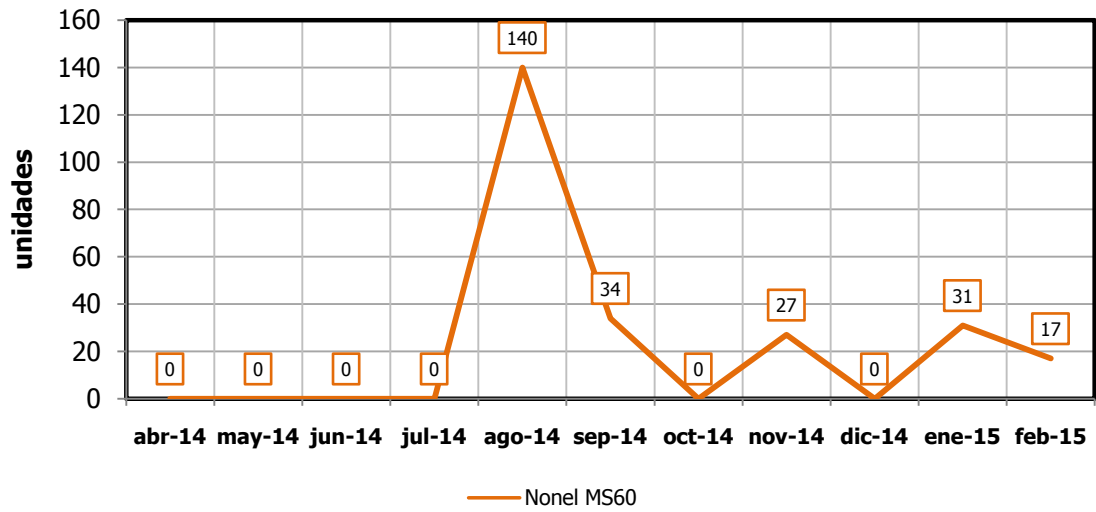




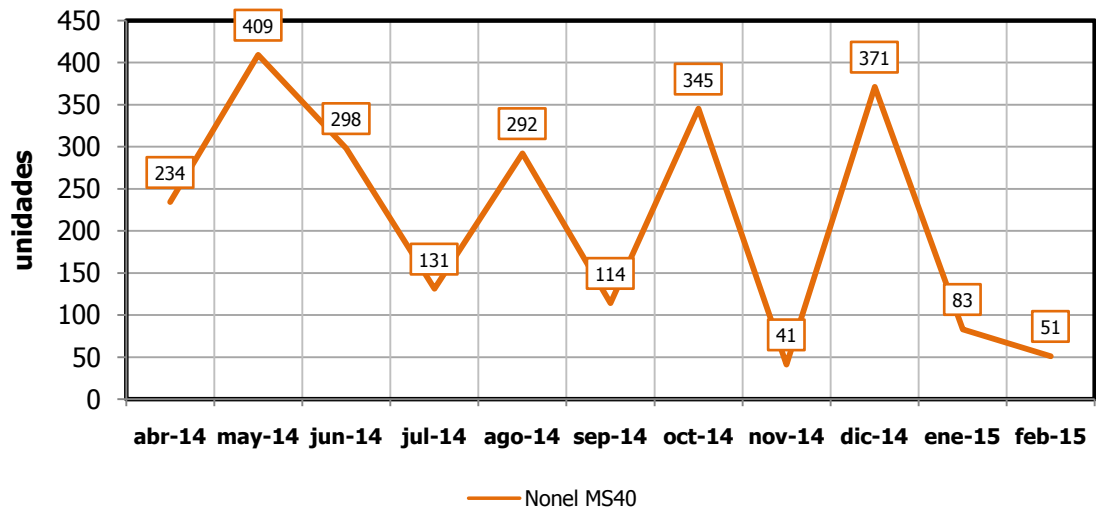


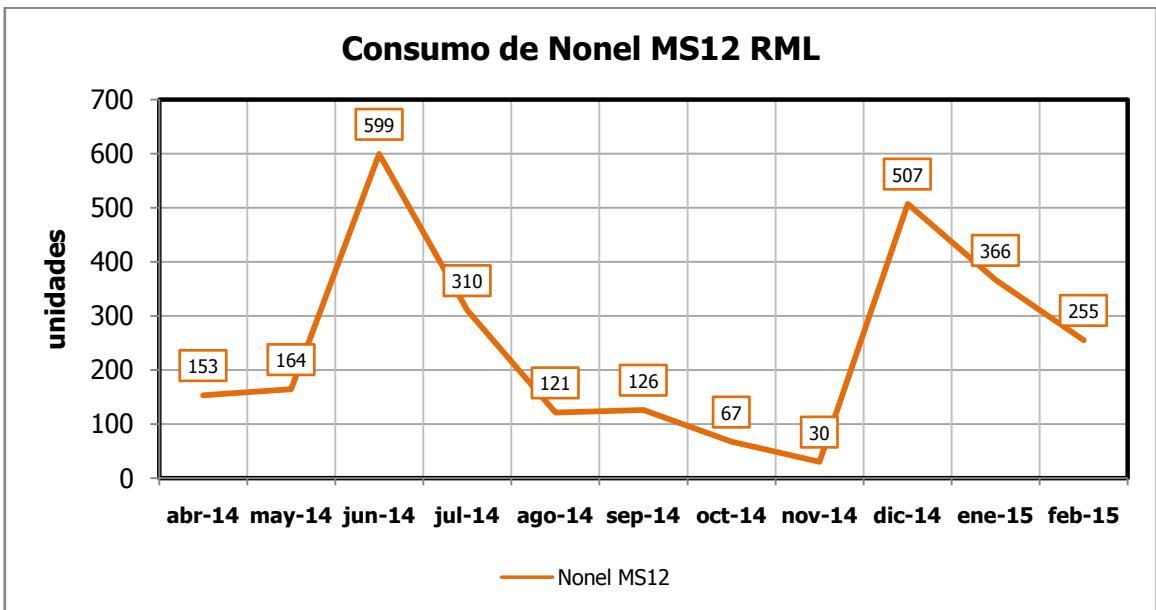
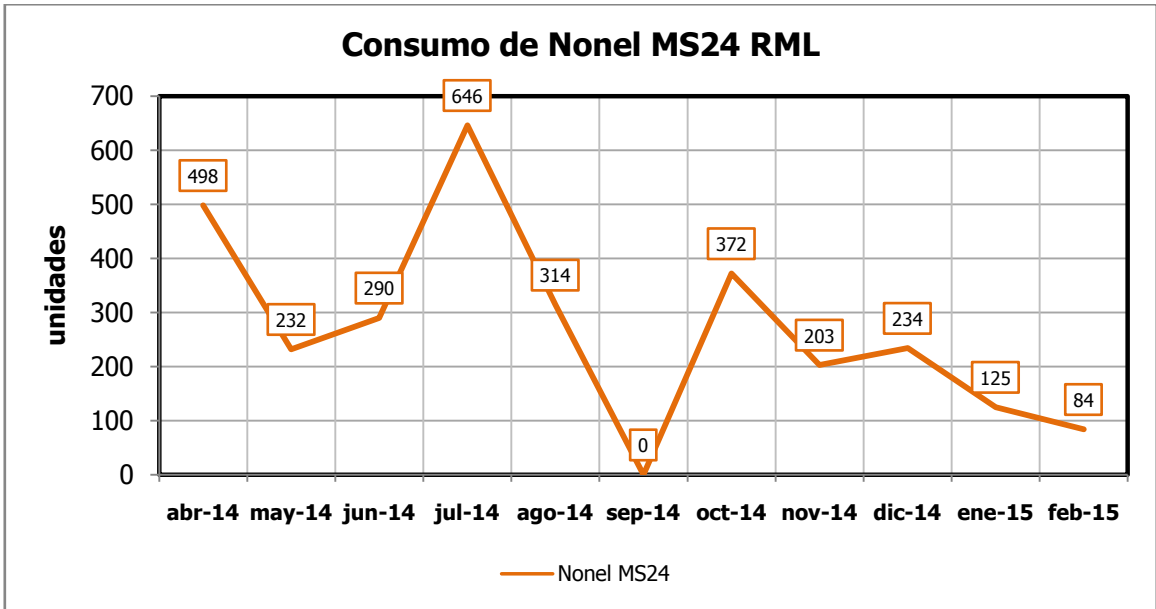


Consumo de Nonel MS60 RML



Consumo de Nonel MS40 RML





7.6 Memoria de cálculo de costos

ABRIL 14					
Dólar	551.8	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	405,908.0	[ton]	114,357.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	54,223.0	[ton]			
Sulfuro	25,035.0	[ton]			
Óxido	29,188.0	[ton]	23,716.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	10,524.5	[m]			129,031.8
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	6,524.5	[m]	11.5	[US\$/m]	75,031.8
Perforación Jun Jin 2	7,454.4	[m]			93,725.6
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	3,454.4	[m]	11.5	[US\$/m]	39,725.6
Consumo de Explosivos	26,001,809.0	(\$)			47,123.5
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			11,055.1
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			13,499.1
Cachorroo	2,837.6	[m]	1,408.0	[\$/m]	7,240.8
Consumo de Explosivos	1,399,700.0	(\$)			2,536.7
Pica roca	7,760.6				
Sulfuro Bco. a Romana	3,017.5	[ton]	40,000.0	[hr]	3,645.8
Sulfuro Stock a Romana	1,942.8	[ton]	40,000.0	[hr]	2,347.3
Óxido Bco. a Romana	2,800.3	[ton]	40,000.0	[hr]	3,383.4
Óxido Stock a Romana	0.0	[ton]	40,000.0	[hr]	0.0
Remanejo de Sulfuro	1,942.8	[ton]	1.5	[US\$/ton]	2,974.4
Remanejo de Óxido	0.0	[ton]	1.5	[US\$/ton]	0.0
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	5.18	[US\$/ton]	0.235	[cUS\$/lb]	9.2
Material	0.61	[US\$/ton]	0.028	[cUS\$/lb]	0.87
COSTO PYT RS					
Mineral	0.66	[US\$/ton]	0.030	[cUS\$/lb]	0.90
Material	0.08	[US\$/ton]	0.004	[cUS\$/lb]	0.08
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	5.84	[US\$/ton]	0.265	[cUS\$/lb]	10.10
Por Ton Material	0.69	[US\$/ton]	0.031	[cUS\$/lb]	0.96

MAYO 14					
Dólar	556.4	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	379,229.0	[ton]	37,404.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	49,847.0	[ton]			
Sulfuro	17,774.0	[ton]			
Óxido	32,073.0	[ton]	18,608.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	8,545.6	[m]			106,274.4
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	4,545.6	[m]	11.5	[US\$/m]	52,274.4
Perforación Jun Jin 2	10,797.7	[m]			132,173.6
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	6,797.7	[m]	11.5	[US\$/m]	78,173.6
Consumo de Explosivos	20,693,413.0	(\$)			37,192.3
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			10,963.5
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			13,387.3
Cachorroo	2,559.6	[m]	1,408.0	[\$/m]	6,477.3
Consumo de Explosivos	817,000.0	(\$)			1,468.4
Pica roca	6,470.0				
Sulfuro Bco. a Romana	693.0	[ton]	40,000.0	[hr]	830.4
Sulfuro Stock a Romana	2,636.0	[ton]	40,000.0	[hr]	3,158.5
Óxido Bco. a Romana	1,951.0	[ton]	40,000.0	[hr]	2,337.7
Óxido Stock a Romana	1,190.0	[ton]	40,000.0	[hr]	1,425.9
Remanejo de Sulfuro	2,636.0	[ton]	1.5	[US\$/ton]	4,049.1
Remanejo de Óxido	1,190.0	[ton]	1.5	[US\$/ton]	1,827.9
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	5.75	[US\$/ton]	0.261	[cUS\$/lb]	9.2
Material	0.67	[US\$/ton]	0.030	[cUS\$/lb]	0.77
COSTO PYT RS					
Mineral	0.70	[US\$/ton]	0.032	[cUS\$/lb]	0.86
Material	0.08	[US\$/ton]	0.004	[cUS\$/lb]	0.07
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	6.45	[US\$/ton]	0.293	[cUS\$/lb]	10.04
Por Ton Material	0.75	[US\$/ton]	0.034	[cUS\$/lb]	0.84

JUNIO 14					
Dólar	552.7	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	302,515.0	[ton]	92,607.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	47,869.0	[ton]			
Sulfuro	22,401.0	[ton]			
Óxido	25,468.0	[ton]	6,191.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	8,381.9	[m]			104,391.9
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	4,381.9	[m]	11.5	[US\$/m]	50,391.9
Perforación Jun Jin 2	9,950.0	[m]			122,425.0
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	5,950.0	[m]	11.5	[US\$/m]	68,425.0
Consumo de Explosivos	22,642,478.0	(\$)			40,970.7
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			11,037.7
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			13,477.9
Cachorroo	1,856.8	[m]	1,408.0	[\$/m]	4,730.6
Consumo de Explosivos	559,380.0	(\$)			1,012.2
Pica roca	6,377.8				
Sulfuro Bco. a Romana	499.2	[ton]	40,000.0	[hr]	602.2
Sulfuro Stock a Romana	5,084.7	[ton]	40,000.0	[hr]	6,133.7
Óxido Bco. a Romana	400.8	[ton]	40,000.0	[hr]	483.5
Óxido Stock a Romana	393.1	[ton]	40,000.0	[hr]	474.2
Remanejo de Sulfuro	5,084.7	[ton]	1.5	[US\$/ton]	7,810.4
Remanejo de Óxido	393.1	[ton]	1.5	[US\$/ton]	603.9
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	5.82	[US\$/ton]	0.264	[cUS\$/lb]	6.7
Material	0.80	[US\$/ton]	0.036	[cUS\$/lb]	1.11
COSTO PYT RS					
Mineral	0.74	[US\$/ton]	0.033	[cUS\$/lb]	0.67
Material	0.10	[US\$/ton]	0.005	[cUS\$/lb]	0.11
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	6.56	[US\$/ton]	0.298	[cUS\$/lb]	7.36
Por Ton Material	0.90	[US\$/ton]	0.041	[cUS\$/lb]	1.22

JULIO 14					
Dólar	558.8	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	381,497.0	[ton]	112,238.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	65,348.0	[ton]			
Sulfuro	28,808.0	[ton]			
Óxido	36,540.0	[ton]	21,894.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	5,948.6	[m]			76,408.9
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	1,948.6	[m]	11.5	[US\$/m]	22,408.9
Perforación Jun Jin 2	11,793.1	[m]			143,620.7
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	7,793.1	[m]	11.5	[US\$/m]	89,620.7
Consumo de Explosivos	37,231,742.0	(\$)			66,623.3
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			10,915.5
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			13,328.6
Cachorroo	1,881.2	[m]	1,408.0	[\$/m]	4,739.7
Consumo de Explosivos	1,147,314.0	(\$)			2,053.0
Pica roca	7,608.2				
Sulfuro Bco. a Romana	1,701.4	[ton]	40,000.0	[hr]	2,029.6
Sulfuro Stock a Romana	5,567.2	[ton]	40,000.0	[hr]	6,641.4
Óxido Bco. a Romana	0.0	[ton]	40,000.0	[hr]	0.0
Óxido Stock a Romana	339.6	[ton]	40,000.0	[hr]	405.1
Remanejo de Sulfuro	5,567.2	[ton]	1.5	[US\$/ton]	8,551.7
Remanejo de Óxido	339.6	[ton]	1.5	[US\$/ton]	521.6
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	4.55	[US\$/ton]	0.207	[cUS\$/lb]	6.8
Material	0.67	[US\$/ton]	0.030	[cUS\$/lb]	0.95
COSTO PYT RS					
Mineral	0.59	[US\$/ton]	0.027	[cUS\$/lb]	0.71
Material	0.09	[US\$/ton]	0.004	[cUS\$/lb]	0.10
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	5.14	[US\$/ton]	0.233	[cUS\$/lb]	7.56
Por Ton Material	0.75	[US\$/ton]	0.034	[cUS\$/lb]	1.05

AGOSTO 14					
Dólar	579.8	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	404,016.0	[ton]	120,562.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	71,439.0	[ton]			
Sulfuro	28,300.0	[ton]			
Óxido	43,139.0	[ton]	31,214.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	10,629.3	[m]			130,237.0
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	6,629.3	[m]	11.5	[US\$/m]	76,237.0
Perforación Jun Jin 2	9,960.8	[m]			122,549.2
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	5,960.8	[m]	11.5	[US\$/m]	68,549.2
Consumo de Explosivos	36,543,241.0	(\$)			63,031.7
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			10,521.6
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			12,847.6
Cachorroo	1,876.0	[m]	1,408.0	[\$/m]	4,556.0
Consumo de Explosivos	885,169.0	(\$)			1,526.8
Pica roca	7,870.5				
Sulfuro Bco. a Romana	1,492.6	[ton]	40,000.0	[hr]	1,716.4
Sulfuro Stock a Romana	4,225.2	[ton]	40,000.0	[hr]	4,858.6
Óxido Bco. a Romana	1,919.9	[ton]	40,000.0	[hr]	2,207.6
Óxido Stock a Romana	232.8	[ton]	40,000.0	[hr]	267.7
Remanejo de Sulfuro	4,225.2	[ton]	1.5	[US\$/ton]	6,490.2
Remanejo de Óxido	232.8	[ton]	1.5	[US\$/ton]	357.6
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	4.57	[US\$/ton]	0.207	[cUS\$/lb]	8.1
Material	0.69	[US\$/ton]	0.031	[cUS\$/lb]	1.01
COSTO PYT RS					
Mineral	0.49	[US\$/ton]	0.022	[cUS\$/lb]	0.69
Material	0.07	[US\$/ton]	0.003	[cUS\$/lb]	0.09
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	5.06	[US\$/ton]	0.229	[cUS\$/lb]	8.81
Por Ton Material	0.76	[US\$/ton]	0.034	[cUS\$/lb]	1.09

SEPTIEMBRE 14					
Dólar	579.8	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	442,589.0	[ton]	107,016.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	64,461.0	[ton]			
Sulfuro	28,358.0	[ton]			
Óxido	36,103.0	[ton]	25,582.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	8,183.3	[m]			102,108.0
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	4,183.3	[m]	11.5	[US\$/m]	48,108.0
Perforación Jun Jin 2	9,573.4	[m]			118,094.1
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	5,573.4	[m]	11.5	[US\$/m]	64,094.1
Consumo de Explosivos	26,721,255.0	(\$)			46,090.2
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			10,521.6
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			12,847.6
Cachorroo	1,854.6	[m]	1,408.0	[\$/m]	4,504.1
Consumo de Explosivos	1,015,841.0	(\$)			1,752.2
Pica roca	8,623.0				
Sulfuro Bco. a Romana	1,322.0	[ton]	40,000.0	[hr]	1,520.2
Sulfuro Stock a Romana	5,479.5	[ton]	40,000.0	[hr]	6,300.9
Óxido Bco. a Romana	1,821.5	[ton]	40,000.0	[hr]	2,094.6
Óxido Stock a Romana	0.0	[ton]	40,000.0	[hr]	0.0
Remanejo de Sulfuro	5,479.5	[ton]	1.4	[US\$/ton]	7,452.1
Remanejo de Óxido	0.0	[ton]	1.4	[US\$/ton]	0.0
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	4.29	[US\$/ton]	0.195	[cUS\$/lb]	7.1
Material	0.55	[US\$/ton]	0.025	[cUS\$/lb]	0.74
COSTO PYT RS					
Mineral	0.57	[US\$/ton]	0.026	[cUS\$/lb]	0.76
Material	0.07	[US\$/ton]	0.003	[cUS\$/lb]	0.08
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	4.86	[US\$/ton]	0.220	[cUS\$/lb]	7.88
Por Ton Material	0.62	[US\$/ton]	0.028	[cUS\$/lb]	0.82

OCTUBRE 14					
Dólar	586.6	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	569,801.0	[ton]	286,827.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	45,501.0	[ton]			
Sulfuro	23,896.0	[ton]			
Óxido	21,605.0	[ton]	11,390.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	5,270.7	[m]			68,613.1
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	1,270.7	[m]	11.5	[US\$/m]	14,613.1
Perforación Jun Jin 2	9,096.4	[m]			112,608.6
< 4000	4,000.0	[m]	13.5	[US\$/m]	54,000.0
> 4000	5,096.4	[m]	11.5	[US\$/m]	58,608.6
Consumo de Explosivos	28,371,667.0	(\$)			48,367.9
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			10,399.3
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			12,698.3
Cachorroo	1,605.8	[m]	1,408.0	[\$/m]	3,854.5
Consumo de Explosivos	1,179,112.0	(\$)			2,010.1
Pica roca	6,550.8				
Sulfuro Bco. a Romana	2,443.8	[ton]	40,000.0	[hr]	2,777.5
Sulfuro Stock a Romana	3,249.9	[ton]	40,000.0	[hr]	3,693.6
Óxido Bco. a Romana	695.4	[ton]	40,000.0	[hr]	790.4
Óxido Stock a Romana	161.7	[ton]	40,000.0	[hr]	183.8
Remanejo de Sulfuro	3,249.9	[ton]	1.4	[US\$/ton]	4,419.8
Remanejo de Óxido	161.7	[ton]	1.4	[US\$/ton]	219.9
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	5.27	[US\$/ton]	0.239	[cUS\$/lb]	7.0
Material	0.39	[US\$/ton]	0.018	[cUS\$/lb]	0.76
COSTO PYT RS					
Mineral	0.67	[US\$/ton]	0.031	[cUS\$/lb]	0.70
Material	0.05	[US\$/ton]	0.002	[cUS\$/lb]	0.08
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	5.95	[US\$/ton]	0.270	[cUS\$/lb]	7.74
Por Ton Material	0.44	[US\$/ton]	0.020	[cUS\$/lb]	0.83

NOVIEMBRE 14					
Dólar	597.1	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	360,927.0	[ton]	0.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	37,291.0	[ton]			
Sulfuro	25,692.0	[ton]			
Óxido	11,599.0	[ton]	0.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	3,162.9	[m]			29,889.4
< 4000	3,162.9	[m]	9.5	[US\$/m]	29,889.4
> 4000	0.0	[m]	8.1	[US\$/m]	0.0
Perforación Jun Jin 2	8,635.8	[m]			75,118.2
< 4000	4,000.0	[m]	9.5	[US\$/m]	37,800.0
> 4000	4,635.8	[m]	8.1	[US\$/m]	37,318.2
Consumo de Explosivos	14,138,733.0	(\$)			23,680.2
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			10,216.6
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			12,475.2
Cachorroo	1,613.2	[m]	1,408.0	[\$/m]	3,804.2
Consumo de Explosivos	1,218,170.0	(\$)			2,040.2
Pica roca	6,541.8				
Sulfuro Bco. a Romana	219.7	[ton]	40,000.0	[hr]	245.3
Sulfuro Stock a Romana	6,044.0	[ton]	40,000.0	[hr]	6,748.6
Óxido Bco. a Romana	278.0	[ton]	40,000.0	[hr]	310.4
Óxido Stock a Romana	0.0	[ton]	40,000.0	[hr]	0.0
Remanejo de Sulfuro	6,044.0	[ton]	664.0	[\$/ton]	6,721.6
Remanejo de Óxido	0.0	[ton]	480.0	[\$/ton]	0.0
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	3.72	[US\$/ton]	0.169	[cUS\$/lb]	3.7
Material	0.35	[US\$/ton]	0.016	[cUS\$/lb]	0.35
COSTO PYT RS					
Mineral	0.87	[US\$/ton]	0.039	[cUS\$/lb]	0.69
Material	0.08	[US\$/ton]	0.004	[cUS\$/lb]	0.06
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	4.59	[US\$/ton]	0.208	[cUS\$/lb]	4.42
Por Ton Material	0.43	[US\$/ton]	0.020	[cUS\$/lb]	0.41

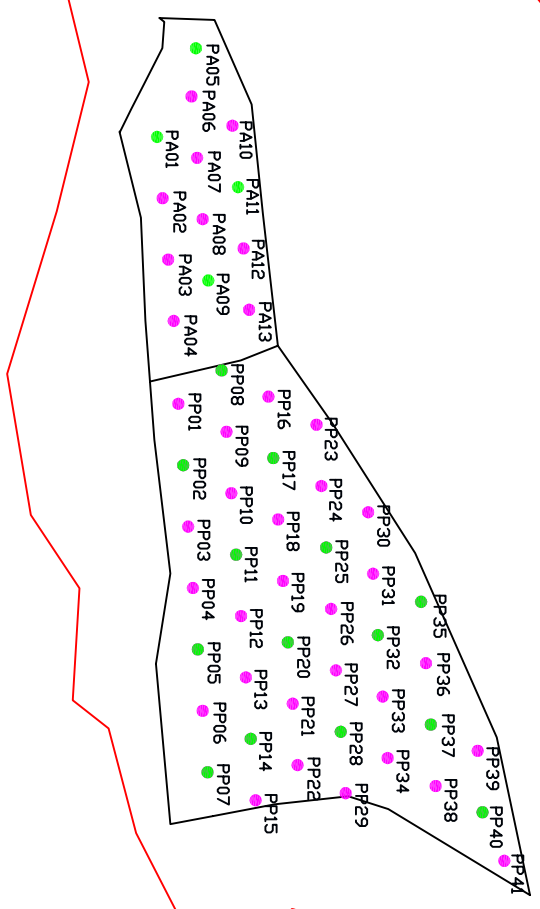
DICIEMBRE 14					
Dólar	612.0	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	292,598.0	[ton]	0.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	42,906.0	[ton]			
Sulfuro	26,796.0	[ton]			
Óxido	16,110.0	[ton]	0.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	3,167.0	[m]			29,928.2
< 4000	3,167.0	[m]	9.5	[US\$/m]	29,928.2
> 4000	0.0	[m]	8.1	[US\$/m]	0.0
Perforación Jun Jin 2	6,274.4	[m]			56,108.9
< 4000	4,000.0	[m]	9.5	[US\$/m]	37,800.0
> 4000	2,274.4	[m]	8.1	[US\$/m]	18,308.9
Consumo de Explosivos	22,257,948.0	(\$)			36,372.2
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			9,968.1
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			12,171.8
Cachorro	1,263.0	[m]	1,408.0	[\$/m]	2,906.0
Consumo de Explosivos	1,062,108.0	(\$)			1,735.6
Pica roca	2,562.6				
Sulfuro Bco. a Romana	1,368.7	[ton]	40,000.0	[hr]	1,491.1
Sulfuro Stock a Romana	1,030.2	[ton]	40,000.0	[hr]	1,122.3
Óxido Bco. a Romana	138.3	[ton]	40,000.0	[hr]	150.7
Óxido Stock a Romana	25.5	[ton]	40,000.0	[hr]	27.7
Remanejo de Sulfuro	1,030.2	[ton]	664.0	[\$/ton]	1,117.8
Remanejo de Óxido	25.5	[ton]	480.0	[\$/ton]	20.0
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	3.09	[US\$/ton]	0.140	[cUS\$/lb]	3.1
Material	0.39	[US\$/ton]	0.018	[cUS\$/lb]	0.39
COSTO PYT RS					
Mineral	0.48	[US\$/ton]	0.022	[cUS\$/lb]	0.34
Material	0.06	[US\$/ton]	0.003	[cUS\$/lb]	0.04
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	3.57	[US\$/ton]	0.162	[cUS\$/lb]	3.43
Por Ton Material	0.46	[US\$/ton]	0.021	[cUS\$/lb]	0.44

ENERO 15					
Dólar	634.0	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	318,491.0	[ton]	0.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	32,403.0	[ton]			
Sulfuro	24,057.0	[ton]			
Óxido	8,346.0	[ton]	0.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	3,299.1	[m]			31,176.5
< 4000	3,299.1	[m]	9.5	[US\$/m]	31,176.5
> 4000	0.0	[m]	8.1	[US\$/m]	0.0
Perforación Jun Jin 2	6,089.2	[m]			54,618.1
< 4000	4,000.0	[m]	9.5	[US\$/m]	37,800.0
> 4000	2,089.2	[m]	8.1	[US\$/m]	16,818.1
Consumo de Explosivos	12,786,317.0	(\$)			20,167.7
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			9,621.5
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			11,748.5
Cachorroo	849.6	[m]	1,408.0	[\$/m]	1,886.8
Consumo de Explosivos	787,463.0	(\$)			1,242.1
Pica roca	3,572.4				
Sulfuro Bco. a Romana	592.6	[ton]	40,000.0	[hr]	623.1
Sulfuro Stock a Romana	2,318.8	[ton]	40,000.0	[hr]	2,438.3
Óxido Bco. a Romana	0.0	[ton]	40,000.0	[hr]	0.0
Óxido Stock a Romana	661.0	[ton]	40,000.0	[hr]	695.1
Remanejo de Sulfuro	2,318.8	[ton]	664.0	[\$/ton]	2,428.5
Remanejo de Óxido	661.0	[ton]	480.0	[\$/ton]	500.5
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	3.57	[US\$/ton]	0.162	[cUS\$/lb]	3.6
Material	0.33	[US\$/ton]	0.015	[cUS\$/lb]	0.33
COSTO PYT RS					
Mineral	0.67	[US\$/ton]	0.030	[cUS\$/lb]	0.50
Material	0.06	[US\$/ton]	0.003	[cUS\$/lb]	0.05
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	4.23	[US\$/ton]	0.192	[cUS\$/lb]	4.06
Por Ton Material	0.39	[US\$/ton]	0.018	[cUS\$/lb]	0.38

FEBRERO 15					
Dólar	619.0	(\$/US\$)			
Rendimiento PR	60.0	[ton/hr]			
	Total		Pared norte		
Movimiento de Estéril	162,374.0	[ton]	104,299.0	[ton]	
Movimiento de Mineral	30,457.0	[ton]			
Sulfuro	15,348.3	[ton]			
Óxido	15,108.7	[ton]	0.0	[ton]	
			Costo Unitario		Gasto (US\$)
Perforación Jun Jin 1	4,410.3	[m]			41,102.8
< 4000	4,000.0	[m]	9.5	[US\$/m]	37,800.0
> 4000	410.3	[m]	8.1	[US\$/m]	3,302.8
Perforación Jun Jin 2	0.0	[m]			0.0
< 4000	0.0	[m]	9.5	[US\$/m]	0.0
> 4000	0.0	[m]	8.1	[US\$/m]	0.0
Consumo de Explosivos	6,017,417.0	(\$)			9,721.2
Administración de Polvorín	6,100,000.0	(\$)			9,854.6
Reducción Secundaria					
Gasto fijo	7,448,550.0	(\$)			12,033.2
Cachorro	671.6	[m]	1,408.0	[\$/m]	1,527.6
Consumo de Explosivos	1,204,853.0	(\$)			1,946.5
Pica roca	1,714.1				
Sulfuro Bco. a Romana	301.8	[ton]	40,000.0	[hr]	325.1
Sulfuro Stock a Romana	771.4	[ton]	40,000.0	[hr]	830.8
Óxido Bco. a Romana	222.9	[ton]	40,000.0	[hr]	240.1
Óxido Stock a Romana	418.0	[ton]	40,000.0	[hr]	450.1
Remanejo de Sulfuro	771.4	[ton]	664.0	[\$/ton]	827.5
Remanejo de Óxido	418.0	[ton]	480.0	[\$/ton]	324.1
COSTOS PYT PROGRAMA					C-PN
Mineral	1.99	[US\$/ton]	0.090	[cUS\$/lb]	2.0
Material	0.31	[US\$/ton]	0.014	[cUS\$/lb]	0.69
COSTO PYT RS					
Mineral	0.61	[US\$/ton]	0.028	[cUS\$/lb]	0.43
Material	0.10	[US\$/ton]	0.004	[cUS\$/lb]	0.15
COSTO PYT TOTAL					
Por Ton Mineral	2.60	[US\$/ton]	0.118	[cUS\$/lb]	2.42
Por Ton Material	0.41	[US\$/ton]	0.019	[cUS\$/lb]	0.83

7.7 Ejemplo de planos de perforación y planos de tronadura desarrollados en Cerro Negro.

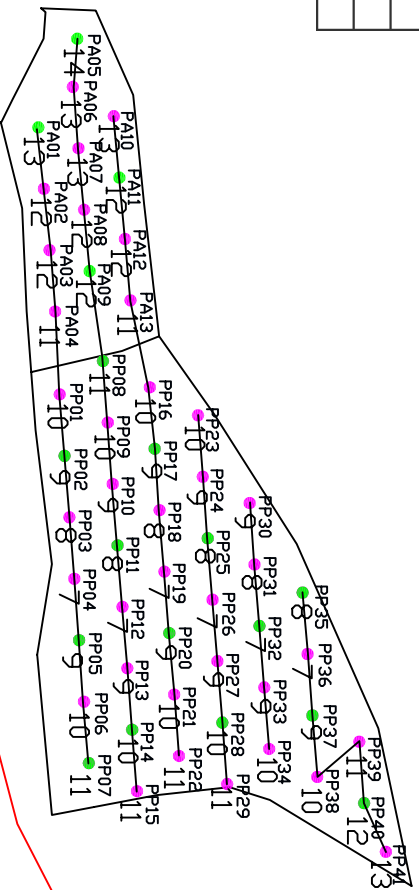
N.º de	Profundidad (pp) / Anchura (pa)	Observaciones
PP01	6.0	Muestrear metro a metro
PP02	6.0	Muestrear metro a metro
PP03	6.0	Muestrear metro a metro
PP04	6.0	Muestrear metro a metro
PP05	6.0	Muestrear metro a metro
PP06	6.0	Muestrear metro a metro
PP07	6.0	Muestrear metro a metro
PP08	6.0	Muestrear metro a metro
PP09	6.0	Muestrear metro a metro
PP10	6.0	Muestrear metro a metro
PP11	6.0	Muestrear metro a metro
PP12	6.0	Muestrear metro a metro
PP13	6.0	Muestrear metro a metro
PP14	6.0	Muestrear metro a metro
PP15	6.0	Muestrear metro a metro
PP16	6.0	Muestrear metro a metro
PP17	6.0	Muestrear metro a metro
PP18	6.0	Muestrear metro a metro
PP19	6.0	Muestrear metro a metro
PP20	6.0	Muestrear metro a metro
PP21	6.0	Muestrear metro a metro
PP22	6.0	Muestrear metro a metro
PP23	6.0	Muestrear metro a metro
PP24	6.0	Muestrear metro a metro
PP25	6.0	Muestrear metro a metro
PP26	6.0	Muestrear metro a metro
PP27	6.0	Muestrear metro a metro
PP28	6.0	Muestrear metro a metro
PP29	6.0	Muestrear metro a metro
PP30	6.0	Muestrear metro a metro
PP31	6.0	Muestrear metro a metro
PP32	6.0	Muestrear metro a metro
PP33	6.0	Muestrear metro a metro
PP34	6.0	Muestrear metro a metro
PP35	6.0	Muestrear metro a metro
PP36	6.0	Muestrear metro a metro
PP37	6.0	Muestrear metro a metro
PP38	6.0	Muestrear metro a metro
PP39	6.0	Muestrear metro a metro
PP40	6.0	Muestrear metro a metro
PP41	6.0	Muestrear metro a metro
PP42	6.0	Muestrear metro a metro
PP43	6.0	Muestrear metro a metro
PP44	6.0	Muestrear metro a metro
PP45	6.0	Muestrear metro a metro
PP46	6.0	Muestrear metro a metro
PP47	6.0	Muestrear metro a metro
PP48	6.0	Muestrear metro a metro
PP49	6.0	Muestrear metro a metro
PP50	6.0	Muestrear metro a metro
PP51	6.0	Muestrear metro a metro
PP52	6.0	Muestrear metro a metro
PP53	6.0	Muestrear metro a metro
PP54	6.0	Muestrear metro a metro
PP55	6.0	Muestrear metro a metro
PP56	6.0	Muestrear metro a metro
PP57	6.0	Muestrear metro a metro
PP58	6.0	Muestrear metro a metro
PP59	6.0	Muestrear metro a metro
PP60	6.0	Muestrear metro a metro
PP61	6.0	Muestrear metro a metro
PP62	6.0	Muestrear metro a metro
PP63	6.0	Muestrear metro a metro
PP64	6.0	Muestrear metro a metro
PP65	6.0	Muestrear metro a metro
PP66	6.0	Muestrear metro a metro
PP67	6.0	Muestrear metro a metro
PP68	6.0	Muestrear metro a metro
PP69	6.0	Muestrear metro a metro
PP70	6.0	Muestrear metro a metro
PP71	6.0	Muestrear metro a metro
PP72	6.0	Muestrear metro a metro
PP73	6.0	Muestrear metro a metro
PP74	6.0	Muestrear metro a metro
PP75	6.0	Muestrear metro a metro
PP76	6.0	Muestrear metro a metro
PP77	6.0	Muestrear metro a metro
PP78	6.0	Muestrear metro a metro
PP79	6.0	Muestrear metro a metro
PP80	6.0	Muestrear metro a metro
PP81	6.0	Muestrear metro a metro
PP82	6.0	Muestrear metro a metro
PP83	6.0	Muestrear metro a metro
PP84	6.0	Muestrear metro a metro
PP85	6.0	Muestrear metro a metro
PP86	6.0	Muestrear metro a metro
PP87	6.0	Muestrear metro a metro
PP88	6.0	Muestrear metro a metro
PP89	6.0	Muestrear metro a metro
PP90	6.0	Muestrear metro a metro
PP91	6.0	Muestrear metro a metro
PP92	6.0	Muestrear metro a metro
PP93	6.0	Muestrear metro a metro
PP94	6.0	Muestrear metro a metro
PP95	6.0	Muestrear metro a metro
PP96	6.0	Muestrear metro a metro
PP97	6.0	Muestrear metro a metro
PP98	6.0	Muestrear metro a metro
PP99	6.0	Muestrear metro a metro
PP100	6.0	Muestrear metro a metro
PP101	6.0	Muestrear metro a metro
PP102	6.0	Muestrear metro a metro
PP103	6.0	Muestrear metro a metro
PP104	6.0	Muestrear metro a metro
PP105	6.0	Muestrear metro a metro
PP106	6.0	Muestrear metro a metro
PP107	6.0	Muestrear metro a metro
PP108	6.0	Muestrear metro a metro
PP109	6.0	Muestrear metro a metro
PP110	6.0	Muestrear metro a metro
PP111	6.0	Muestrear metro a metro
PP112	6.0	Muestrear metro a metro
PP113	6.0	Muestrear metro a metro
PP114	6.0	Muestrear metro a metro
PP115	6.0	Muestrear metro a metro
PP116	6.0	Muestrear metro a metro
PP117	6.0	Muestrear metro a metro
PP118	6.0	Muestrear metro a metro
PP119	6.0	Muestrear metro a metro
PP120	6.0	Muestrear metro a metro
PP121	6.0	Muestrear metro a metro
PP122	6.0	Muestrear metro a metro
PP123	6.0	Muestrear metro a metro
PP124	6.0	Muestrear metro a metro
PP125	6.0	Muestrear metro a metro
PP126	6.0	Muestrear metro a metro
PP127	6.0	Muestrear metro a metro
PP128	6.0	Muestrear metro a metro
PP129	6.0	Muestrear metro a metro
PP130	6.0	Muestrear metro a metro
PP131	6.0	Muestrear metro a metro
PP132	6.0	Muestrear metro a metro
PP133	6.0	Muestrear metro a metro
PP134	6.0	Muestrear metro a metro
PP135	6.0	Muestrear metro a metro
PP136	6.0	Muestrear metro a metro
PP137	6.0	Muestrear metro a metro
PP138	6.0	Muestrear metro a metro
PP139	6.0	Muestrear metro a metro
PP140	6.0	Muestrear metro a metro
PP141	6.0	Muestrear metro a metro
PP142	6.0	Muestrear metro a metro
PP143	6.0	Muestrear metro a metro
PP144	6.0	Muestrear metro a metro
PP145	6.0	Muestrear metro a metro
PP146	6.0	Muestrear metro a metro
PP147	6.0	Muestrear metro a metro
PP148	6.0	Muestrear metro a metro
PP149	6.0	Muestrear metro a metro
PP150	6.0	Muestrear metro a metro
PP151	6.0	Muestrear metro a metro
PP152	6.0	Muestrear metro a metro
PP153	6.0	Muestrear metro a metro
PP154	6.0	Muestrear metro a metro
PP155	6.0	Muestrear metro a metro
PP156	6.0	Muestrear metro a metro
PP157	6.0	Muestrear metro a metro
PP158	6.0	Muestrear metro a metro
PP159	6.0	Muestrear metro a metro
PP160	6.0	Muestrear metro a metro
PP161	6.0	Muestrear metro a metro
PP162	6.0	Muestrear metro a metro
PP163	6.0	Muestrear metro a metro
PP164	6.0	Muestrear metro a metro
PP165	6.0	Muestrear metro a metro
PP166	6.0	Muestrear metro a metro
PP167	6.0	Muestrear metro a metro
PP168	6.0	Muestrear metro a metro
PP169	6.0	Muestrear metro a metro
PP170	6.0	Muestrear metro a metro
PP171	6.0	Muestrear metro a metro
PP172	6.0	Muestrear metro a metro
PP173	6.0	Muestrear metro a metro
PP174	6.0	Muestrear metro a metro
PP175	6.0	Muestrear metro a metro
PP176	6.0	Muestrear metro a metro
PP177	6.0	Muestrear metro a metro
PP178	6.0	Muestrear metro a metro
PP179	6.0	Muestrear metro a metro
PP180	6.0	Muestrear metro a metro
PP181	6.0	Muestrear metro a metro
PP182	6.0	Muestrear metro a metro
PP183	6.0	Muestrear metro a metro
PP184	6.0	Muestrear metro a metro
PP185	6.0	Muestrear metro a metro
PP186	6.0	Muestrear metro a metro
PP187	6.0	Muestrear metro a metro
PP188	6.0	Muestrear metro a metro
PP189	6.0	Muestrear metro a metro
PP190	6.0	Muestrear metro a metro
PP191	6.0	Muestrear metro a metro
PP192	6.0	Muestrear metro a metro
PP193	6.0	Muestrear metro a metro
PP194	6.0	Muestrear metro a metro
PP195	6.0	Muestrear metro a metro
PP196	6.0	Muestrear metro a metro
PP197	6.0	Muestrear metro a metro
PP198	6.0	Muestrear metro a metro
PP199	6.0	Muestrear metro a metro
PP200	6.0	Muestrear metro a metro
PP201	6.0	Muestrear metro a metro
PP202	6.0	Muestrear metro a metro
PP203	6.0	Muestrear metro a metro
PP204	6.0	Muestrear metro a metro
PP205	6.0	Muestrear metro a metro
PP206	6.0	Muestrear metro a metro
PP207	6.0	Muestrear metro a metro
PP208	6.0	Muestrear metro a metro
PP209	6.0	Muestrear metro a metro
PP210	6.0	Muestrear metro a metro
PP211	6.0	Muestrear metro a metro
PP212	6.0	Muestrear metro a metro
PP213	6.0	Muestrear metro a metro
PP214	6.0	Muestrear metro a metro
PP215	6.0	Muestrear metro a metro
PP216	6.0	Muestrear metro a metro
PP217	6.0	Muestrear metro a metro
PP218	6.0	Muestrear metro a metro
PP219	6.0	Muestrear metro a metro
PP220	6.0	Muestrear metro a metro
PP221	6.0	Muestrear metro a metro
PP222	6.0	Muestrear metro a metro
PP223	6.0	Muestrear metro a metro
PP224	6.0	Muestrear metro a metro
PP225	6.0	Muestrear metro a metro
PP226	6.0	Muestrear metro a metro
PP227	6.0	Muestrear metro a metro
PP228	6.0	Muestrear metro a metro
PP229	6.0	Muestrear metro a metro
PP230	6.0	Muestrear metro a metro
PP231	6.0	Muestrear metro a metro
PP232	6.0	Muestrear metro a metro
PP233	6.0	Muestrear metro a metro
PP234	6.0	Muestrear metro a metro
PP235	6.0	Muestrear metro a metro
PP236	6.0	Muestrear metro a metro
PP237	6.0	Muestrear metro a metro
PP238	6.0	Muestrear metro a metro
PP239	6.0	Muestrear metro a metro
PP240	6.0	Muestrear metro a metro



MALLA DE TIPO TRIANGULAR (TRABADA)	POZOS DE PRODUCCION (PP)	POZOS DE PRECORTE (PR)	POZOS AUXILIARES (PA)	OBSERVACIONES:	COMPANIA MINERA CERRO NEGRO S.A. SUPERINTENDENCIA DE MINAS
BURDEN	DIAMETRO DE PERFORACION 4"	DIAMETRO DE PERFORACION 4"	DIAMETRO DE PERFORACION 4"	SE DELIMITA UNA ZONA DE TIROS AUXILIARES MEDIDA A QUE EL SECTOR NO SE ENCUENTRA EN OPTIMAS CONDICIONES PARA PERDURAR .	SAJUI KEPIA LUNA C/DEPARTAMENTO SUPERIOR - BANCO 770 DISPARDO 01 (MSB) 770 - 2001.
ESPACIAMIENTO	INCLINACION DE POZOS 90°	INCLINACION DE POZOS 90°	INCLINACION DE POZOS 90°	LOS LARGOS MOSTRADOS EN LA TABLA YA EN VERDE SE MUESTRAN LOS POZOS QUE DEBEN SER MUESTREADOS METRO A METRO PARA INDICAR LA PERFORACION DE ESTOS POZOS PARA SU ANALISIS .	
PASADURA	NUMERO DE TIROS 41	NUMERO DE TIROS	NUMERO DE TIROS 13.	MATERIAL A REMOVER 4600 TONN	
OBSERVACIONES ADICIONALES INCLUIDA EN LARGO A FERRAR.	OBSERVACIONES ADICIONALES	OBSERVACIONES ADICIONALES SIN PRECORTES.	OBSERVACIONES ADICIONALES		
PROYECTA P. ZAMBA	DIBUJA D. PEREZ - O. TAPIA	REVISO J. MUÑOZ	APROBA J. MUÑOZ	ESCALA = 1 : 250	FECHA: 6/02/15

Resumen valores Totales diseñados		
Perforación	324.0	m
Explosivo	1,226.5	Kg
Cantidad de sacos	49.1	ANFO
Factor de carga medio	264.7	g/ton

Cantidad de Elementos para Tronadura	
Retardo superficie	10.0 [17ms]
Noneles MS12	0.0 [unidad]
Noneles MS24	108.0 [unidad]
Noneles MS40	0.0 [unidad]
EMULTEX 1x8	108.0 [unidad]
Cordón	50.0 [m]



MALLA DE TIPO TRIANGULAR (TRABADA)	POZOS DE PRODUCCIÓN (PP)	POZOS DE PRECORTI (PR)	POZOS AUXILIARES (PA)	OBSERVACIONES:
BURDEN 2.2 m.	DIÁMETRO DE PERFORACIÓN 4".	DIÁMETRO DE PERFORACIÓN 4".	DIÁMETRO DE PERFORACIÓN 4".	LA TRONADURA SE DEBE REALIZAR UTILIZANDO DOBLE NIVEL Y DOBLE EMULTEX POR POZO. LA CARGA DE FONDO DEBE SER DE 2 METROS, LUEGO TACO DE 1 METRO, LUEGO CARGA DE 1.5 METROS Y FINALMENTE TACO DE 1.5 METROS. EL CERDO DEBE TOCAR FONDO.
ESPACIAMIENTO 3 m.	INCLINACIÓN DE POZOS 90°.	INCLINACIÓN DE POZOS 90°.	INCLINACIÓN DE POZOS 90°.	ENTRE FILAS UTILIZAR RETARDOS DE SUPERFICIE DE 17 CMS.
TACD 2.5 m.	NÚMERO DE TIROS 41.	NÚMERO DE TIROS 41.	NÚMERO DE TIROS 13.	EL AMARRE Y LA SERIE DE NIVEL POR POZO SE ENCUENTRAN EN EL PLANO.
OBSERVACIONES ADICIONALES SE UTILIZAN TACO DOBLE.	OBSERVACIONES ADICIONALES	OBSERVACIONES ADICIONALES SIN PRECORTES.	OBSERVACIONES ADICIONALES	MATERIAL A REMOVER 4600 (TON) MATERIAL ASOCIADO A SILFURO

COMPANÍA MINERA CERRO NEGRO S.A.
SUPERINTENDENCIA DE MINAS

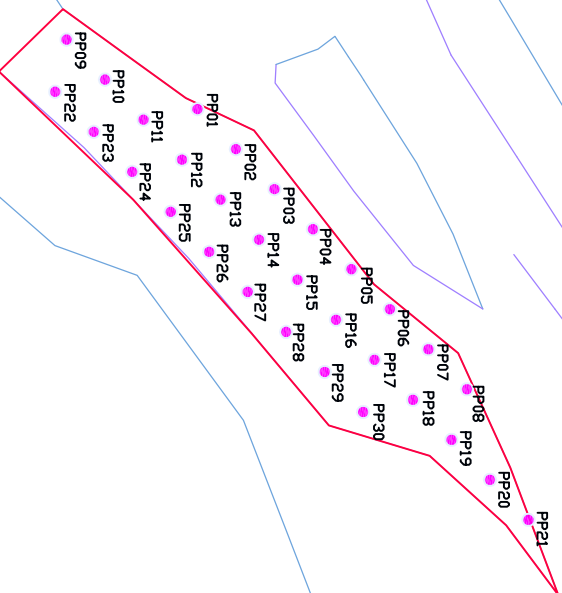
BAJO MEDIA LUNA
MALLA DE TRONADURA SECTOR DE MANTO SUPERIOR - BANCO 770
DISPARO 01 QMS770 - 001.

PROYECTO R. ZORRIGA
TORNADO#74 H. SANCHEZ - E. ESTAY
DIBUJO D. PAREZ - D. TAPIA
REVISOR J. MUÑOZ
APROBADO J. MUÑOZ

SUPERFICIE
LADINA 01

ESCALA = 1 : 250
FECHA: 6/02/15

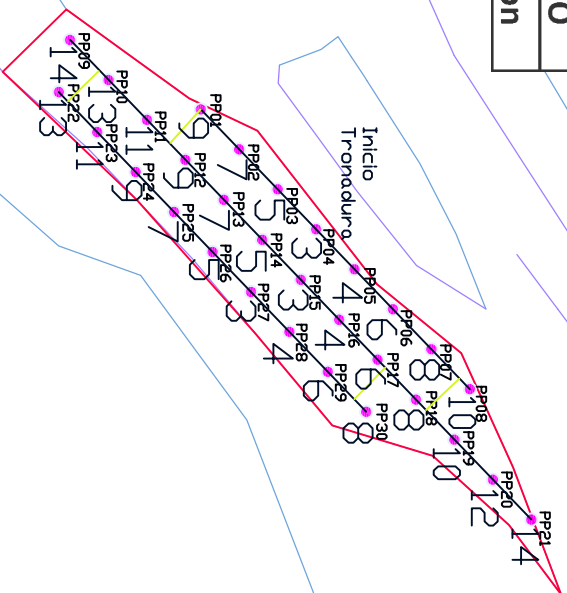
t. per	Largo a Perforar [m]	Largo Perforado [m]
PP01	15.0	
PP02	15.0	
PP03	15.0	
PP04	15.0	
PP05	15.0	
PP06	15.0	
PP07	15.0	
PP08	15.0	
PP09	15.0	
PP10	15.0	
PP11	15.0	
PP12	15.0	
PP13	15.0	
PP14	15.0	
PP15	15.0	
PP16	15.0	
PP17	15.0	
PP18	15.0	
PP19	15.0	
PP20	15.0	
PP21	15.0	
PP22	15.0	
PP23	15.0	
PP24	15.0	
PP25	15.0	
PP26	15.0	
PP27	15.0	
PP28	15.0	
PP29	15.0	
PP30	15.0	



MALLA DE TIPO TRIANGULAR (TRABADAJE)		POZOS DE PRODUCCION (PP)	POZOS DE PRECORTI (PR)	POZOS AUXILIARES (PA)	OBSERVACIONES:
BURDEN	2.2m	DIAMETRO DE PERFORACION	4"		MALLA PARA HUNDIMIENTO DE SECTOR, PERFORAR PRIMER POZO 15 METROS A ROMPER Y LOS SIGUIENTES SUBIR 1 METRO EL LARGO. LUEGO REPETIR PROCEDIMIENTO CADA 5 POZOS.
ESPACIAMIENTO	2.7m	INCLINACION DE POZOS:	-90°		
TACO DOBLE:	2.5m	NUMERO DE TIRAS:	30.		
OBSERVACIONES PARTICULARES, PASARLA INCLUIDA EN LARGO A PERFORAR:		OBSERVACIONES ADICIONALES:		OBSERVACIONES ADICIONALES, SIN	
				OBSERVACIONES ADICIONALES, SIN	
				OBSERVACIONES ADICIONALES, SIN	
<p style="text-align: center;">COMPANIA MINERA CERRO NEGRO S.A. SUPERINTENDENCIA DE MINAS</p> <p style="text-align: center;">RAJO MEDIA LUNA MALLA DE PERFORACION SECTOR DE CUBANGO SUR - BANCO 795 DISPARO 01 CHS5795 - 003 - HUNDIMIENTO.</p>					
PROYECTO			SUPERFICIE		
TITULO/PROYECTO: J.L. OLIVEROS - E. ESTAY			LAPINA 01		
DISEÑADO: D. PEREZ - D. TAPIA			ESCALA = 1 : 250		
REVISADO: R. MAROZ B.			FECHA: 02/07/15		
APROBADO: R. MAROZ B.					

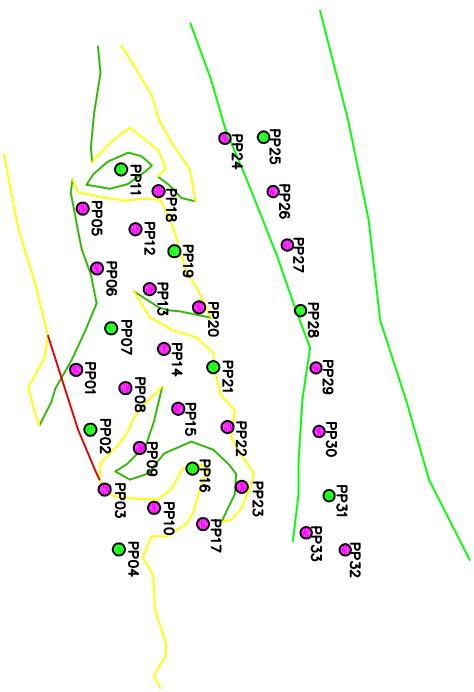
Resumen valores Totales diseñados			
Perforación	450.0	m	
Explosivo	1,946.9	Kg	
Cantidad de sacos	77.9	ANFO	
Factor de carga medio	275.9	g/ton	

Cantidad de Elementos para Tronadura			
Retardo superficie	4.0	[17ms]	
Noneles MS12	0.0	[unidad]	
Noneles MS24	30.0	[unidad]	
Noneles MS40	30.0	[unidad]	
EMULTEX 1x8	60.0	[unidad]	
Cordón	90.0	[m]	



MALLA DE TIPO TRIANGULAR (TRABAJADA)	POZOS DE PRODUCCIÓN (PP):	POZOS DE PRECORTO (PR):	POZOS AUXILIARES (PA):	OBSERVACIONES:	COMPANÍA MINERA CERRO NEGRO S.A. SUPERINTENDENCIA DE MINAS BAJO CADA NUMERACION DE POZO SE ENCUENTRA LA SERIE DE NONEL A UTILIZAR ENTRE FILAS UTILIZAR RETARDOS DE SUPERFICIE DE 17 (MS) AQUELLOS TIROS CUYO LARGO SEA MAYOR A 10 (M) DEBEN SER CARGADOS CON CEBU, ES DECIR, DEBERÁ EXISTIR DOBLE TACDO POR POZO (2.5 METROS POR TACDO). MATERIAL A REMOVER: 7066 (TONO)	PROYECTO: TRONADURA DE LA LOMA DE CERRO NEGRO SUR - BANCO 795 DIBUJOS: D. PÉREZ - D. TAPIA REVISOS: R. MUÑOZ B. R. MUÑOZ B. APROBADO:	PROYECTO: TRONADURA DE LA LOMA DE CERRO NEGRO SUR - BANCO 795 DIBUJOS: D. PÉREZ - D. TAPIA REVISOS: R. MUÑOZ B. R. MUÑOZ B. APROBADO:	ESCALA = 1 : 250	FECHA: 02/07/15
BURDEN	2.2m	DIAMETRO DE PERFORACION	4".						
ESPACIAMIENTO	2.7m	INCLINACION DE POZOS:	-90°.						
TACD DOBLE	2.5m	NOMERO DE TIROS:	30.						
OBSERVACIONES ADICIONALES: PASADURA INCLUIDA EN LARGO A FERRARRAN.	OBSERVACIONES ADICIONALES:	OBSERVACIONES ADICIONALES:	OBSERVACIONES ADICIONALES:	OBSERVACIONES ADICIONALES: SIN					

Pozos de Producción (PP)		Observaciones
± mar	Largo a Perforar [m]	
PP01	5.0	
PP02	5.0	Muestrear metro a metro
PP03	5.0	
PP04	5.0	Muestrear metro a metro
PP05	5.0	
PP06	6.0	
PP07	6.0	Muestrear metro a metro
PP08	5.0	
PP09	5.0	
PP10	5.0	
PP11	7.0	Muestrear metro a metro
PP12	6.0	
PP13	6.0	
PP14	6.0	
PP15	5.0	
PP16	5.0	Muestrear metro a metro
PP17	5.0	
PP18	7.0	
PP19	7.0	Muestrear metro a metro
PP20	7.0	
PP21	6.0	Muestrear metro a metro
PP22	6.0	
PP23	6.0	
PP24	10.0	
PP25	11.0	Muestrear metro a metro
PP26	11.0	
PP27	11.0	
PP28	11.0	
PP29	12.0	
PP30	12.0	
PP31	12.0	Muestrear metro a metro
PP32	12.0	
PP33	12.0	
Total	245.0	



MLLA DE TIPO TRIANGULAR (TRABADA):	POZOS DE PRODUCCION (PP):	POZOS DE PREGORTE (PR):	POZOS AUXILIARES (PA):	OBSERVACIONES:
BURDEN:	DIÁMETRO DE PERFORACION:	4"		PERFORAR LOS POZOS DEL PP24 AL PP33 INCLINADOS EN 75° SEGUN CARA DE BANCO. LA PASADURA YA ESTA INCLUIDA EN EL LARGO DE PERFORACION MOSTRADO EN LA TABLA.
ESPACIAMIENTO:	INCLINACION DE POZOS:	-90°		EN VERDE SE OBSERVAN LOS POZOS QUE DEBERN SER MUESTREADOS METRO A METRO SEGUN INDICACIONES DE GEOLOGIA.
PASADURA:	NÚMERO DE TIROS:	33.		MANTENIR A REMOVER: 3.690 TON/M MATERIAL ASOCIADO A: SULFURO
OBSERVACIONES ADICIONALES PASADURA INCLUIDA EN LARGO A PERFORAR.	OBSERVACIONES ADICIONALES:	OBSERVACIONES ADICIONALES SIN PREGORTES.	OBSERVACIONES ADICIONALES SIN AUXILIARES.	

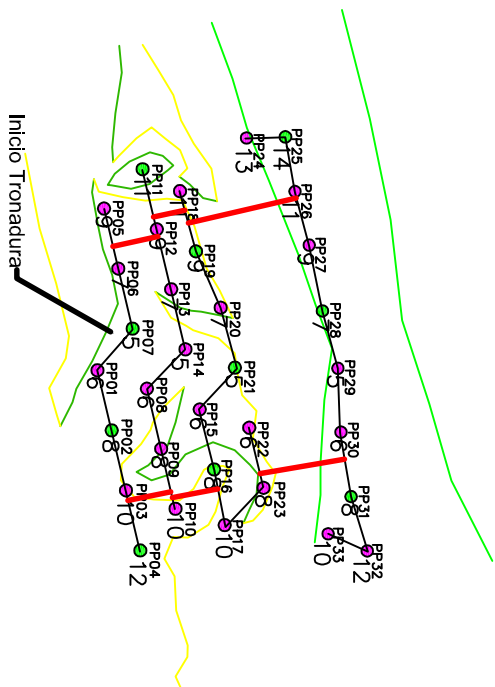
COMPañIA MINERA CERRO NEGRO S.A.
SUPERINTENDENCIA DE MINAS

BAJO MEDIA LUNA
 MAJLA DE PERFORACION SECTOR DE MANTO SUPERIOR - BANCO 780
 DEPARTAO 01 (NSR780 - 001).

PROYECTO: P. ZAMBORA	SUPERFICIE	LAMINA 01
TOPOGRAFIA: H. SANCHEZ - E. ESTAY		
DIBUJO: O. FERNIZ - G. TAPIA		
REVISO: J. MURDOZ		
APROBO: J. MURDOZ	ESCALA = 1:250	FECHA: 20/05/15

Resumen valores Totales diseñados		
Perforación	245.0	m
Explosivo	1,000.7	Kg
Cantidad de sacos	40.0	ANFO
Factor de carga medio	276.8	g/ton

Cantidad de Elementos para Tronadura		
Retardo superficie	6.0	[17ms]
Noneles MS12	0.0	[unidad]
Noneles MS24	33.0	[unidad]
Noneles MS40	10.0	[unidad]
EMULTEX 1x8	43.0	[unidad]
Cordón	111.0	[m]



MAILLA DE TIPO TRIANGULAR (TRABADA): SURBEN: 2.2 m. ESPACIAMIENTO: 3 m. TACOS: 2 m.	POZOS DE PRODUCCION (PP): DIAMETRO DE PERFORACION: 4". INCLINACION DE POZOS: -90°.	POZOS DE PRECORTE (PR):	POZOS AUXILIARES (PA):	OBSERVACIONES: LOS POZOS DEL PP24 AL PP33 DEBEN SER CARGADOS CON TACO INTERMEDIO DE 2 m. POR LO TANTO SE UTILIZARTA DOBLE NONEL Y EMULTEX EN ESOS POZOS. ENTRE FILAS UTILIZAR RETARDOS DE SUPERFICIE DE 17 ms. (EN EL PLANO SE OBSERVAN EN ROJO), BAJO CADA NUMERO DE POZO SE ENCUENTRA LA SERIE DE NONEL A UTILIZAR.	COMPANIA MINERA CERRO NEGRO S.A. SUPERINTENDENCIA DE MINAS RAYO AEREN, LUNA MALLA DE TRONADURA SECTOR DE MANTO SUPERIOR - BANCO 760 DESPACHO 01 (MSB/760 - 001).	PROYECTO: P. ZONIGA TONOGARAKI H. SANDOZ E. ESTAY DIBUJO: O. PEREZ O. TAPIA REVISO: J. MUNOZ APROBO: J. MUNOZ	SUPERFICIE 	LAMINA 01
OBSERVACIONES ADICIONALES PARA POZOS DE PP24 AL PP33 UTILIZAR TACO INTERMEDIO DE 2 m.	OBSERVACIONES ADICIONALES:	OBSERVACIONES ADICIONALES SIN PRECORTES.	OBSERVACIONES ADICIONALES SIN AUXILIARES.	MATERIAL A REMOVER: 3,600 (TONI) MATERIAL ASOCIADO A SULFURO	ESCALA = 1:250	FECHA: 20/02/15		