

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica




TESIS

**Aplicación del modelo matemático de ASH para mejorar el diseño
de malla de perforación y voladura en minería superficial**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Juan Manuel Gutarra Bacon

 0009-0000-4872-2908

Asesor

MBA. Henry Mamfredo Zambrana Flores

 0000-0001-9019-191X

LIMA – PERÚ

2023

Citar/How to cite	Gutarra Bacon [1]
Referencia/Reference	[1] J. Gutarra Bacon, " <i>Aplicación del modelo matemático de ASH para mejorar el diseño de malla de perforación y voladura en minería superficial</i> " [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2023.
Estilo/Style: IEEE 2020)	

Citar/How to cite	(Gutarra, 2023)
Referencia/Reference	Gutarra, J. (2023). <i>Aplicación del modelo matemático de ASH para mejorar el diseño de malla de perforación y voladura en minería superficial</i> [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

El presente trabajo de tesis está dedicado a mi familia, por haber sido mi soporte a lo largo de toda mi carrera universitaria.

Agradecimiento

Gracias a mi alma mater y, en especial, a los docentes universitarios por haber impartido sus conocimientos en las aulas de la Escuela de Minas.

Resumen

El presente estudio busca contrastar como hipótesis general, la manera más adecuada de diseñar mallas de perforación y voladura para obtener un beneficio en la fragmentación y en los costos de voladura. Para ello, se empleó un tipo de investigación aplicada, de enfoque cuantitativo, descriptivo, donde la muestra se basó en comparar dos tipos de mezclas explosivas, siendo el Heavy ANFO 55 y el QUANTEX 73. Los resultados se basaron en dos casos, en el caso de estudio 1 se usó el explosivo Heavy ANFO 55 para un tipo de roca dura, según Ash Kb = 25, con una malla de B x S = 8.0m x 9.2m; obteniéndose una fragmentación de 48.59% de finos menos a 1 pulgada y un costo unitario de voladura de 3.50 \$/TN. En cuanto al caso de estudio 2, se usó como explosivo el QUANTEX 73, para un tipo de roca dura, según Ash Kb = 30, con una malla de B x S = 9.0m x 10.4m, obteniéndose una fragmentación de 53.89% de finos menor a 1 pulgada y un costo unitario de voladura de 3.33 \$/TN. Con lo cual se concluye que, el QUANTEX 73 obtuvo una fragmentación por encima del 50% de finos menor a 1 pulgada requerido por planta. Pero, en cuanto al ahorro se obtuvo 2,519.75 \$ menos al usar explosivo QUANTEX 73; Con lo cual, podemos concluir que el modelo matemático de ASH si permite obtener un mejor diseño de malla de perforación para beneficio en la fragmentación de la roca con reducción de costos.

Palabras claves — Modelo matemático de ASH, malla, perforación, voladura.

Abstract

The present study seeks to contrast as a general hypothesis, the most appropriate way to design drilling and blasting meshes to obtain a benefit in fragmentation and blasting costs. For this, a type of applied research was used, with a quantitative, descriptive approach, where the sample was based on comparing two types of explosive mixtures, being Heavy ANFO 55 and QUANTEX 73. The results were based on two cases, in case study 1, the Heavy ANFO 55 explosive was used for a type of hard rock, according to Ash $K_b = 25$, with a mesh of $B \times S = 8.0\text{m} \times 9.2\text{m}$; obtaining a fragmentation of 48.59% of fines less than 1 inch and a unit blasting cost of \$3.50/TN. Regarding case study 2, QUANTEX 73 was used as explosive, for a type of hard rock, according to Ash $K_b = 30$, with a mesh of $B \times S = 9.0\text{m} \times 10.4\text{m}$, obtaining a fragmentation of 53.89% of fines. less than 1 inch and a unit blasting cost of \$3.33/TN. With which it is concluded that QUANTEX 73 obtained a fragmentation above 50% of fines less than 1 inch required per plant. But, in terms of savings, \$2,519.75 less was obtained when using QUANTEX 73 explosive; Therefore, we can conclude that the ASH mathematical model does allow obtaining a better drilling mesh design to benefit rock fragmentation with cost reduction.

Keywords — Mathematical model of ASH, mesh, drilling, blasting.

Tabla de contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xi
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.1.1 Título.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2.1 Formulación del problema.....	3
1.3 Objetivos del estudio.....	3
1.3.1 Objetivo General.....	3
1.3.2 Objetivos Específicos.....	3
1.4 Hipótesis.....	3
1.4.1 Hipótesis general.....	3
1.4.2 Hipótesis específicas.....	4
1.5 Metodología.....	4
1.5.1 Tipo y diseño de la investigación.....	4
1.5.2 Unidad de análisis.....	4
1.5.3 Etapa de la investigación.....	4
1.6 Antecedentes investigativos.....	5
1.6.1 Antecedentes Internacionales.....	5
1.6.2 Antecedentes Nacionales.....	6
1.7 Variables e Indicadores.....	7
1.7.1 Variables Independientes.....	7
1.7.2 Variables dependientes.....	7
1.7.3 Indicadores de Voladura.....	8
1.8 Matriz de consistencia.....	8

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	10
2.1 Marco Teórico	10
2.1.1 Geología local y regional de la mina a tajo abierto.....	10
2.1.2 Reservas	22
2.1.3 Yacimiento del mineral en la mina explotada a tajo abierto.....	23
2.1.4 Variables controlables y no controlables.....	31
2.1.5 Perforación Rotativa	35
2.1.6 Explosivos usados en voladura de rocas	38
2.1.7 Modelo matemático de ASH	46
2.2 Marco conceptual.....	49
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	51
3.1 Recolección de Datos	51
3.2 Procesamiento de la Información	53
3.2.1 Caso de estudio 1: Prueba de mezcla explosiva Heavy ANFO 55	53
3.2.2 Caso de estudio 2: Prueba de mezcla explosiva QUANTEX 73.....	58
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados	63
4.1 Análisis técnico de resultados	63
4.2 Análisis de Fragmentación	64
4.3 Análisis de costos	66
4.4 Constatación de las hipótesis planteadas.....	66
4.4.1 Primera hipótesis específica	66
4.4.2 Segunda hipótesis específica	67
4.4.3 Hipótesis general.....	67
Conclusiones	68
Recomendaciones	69
Referencias bibliográficas	70
Anexos	1

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Matriz de consistencia.....	9
Tabla 2: Características geológicas	35
Tabla 3: Desarrollo histórico de los explosivos.....	40
Tabla 4: Valores de Kb según tipo de roca y densidad de la mezcla explosiva	48
Tabla 5: Densidad inicial y costo de mezcla explosiva.....	51
Tabla 6: Costos unitarios de accesorios de voladura	51
Tabla 7: Metas de fragmentación.....	52
Tabla 8: Ficha Técnica QUANTEX 73.....	52
Tabla 9: Características de Heavy ANFO	52
Tabla 10: Parámetros considerados prueba Heavy ANFO 55.....	54
Tabla 11: Explosivos y accesorios prueba Heavy ANFO 55.....	54
Tabla 12: Parámetros de diseño de ASH prueba Heavy ANFO 55	55
Tabla 13: Costo total prueba Heavy ANFO 55	57
Tabla 14: Costo unitario prueba Heavy ANFO 55	57
Tabla 15: Parámetros considerados para prueba de QUANTEX 73.....	58
Tabla 16: Explosivos y accesorios prueba QUANTEX 73	59
Tabla 17: Parámetro de diseño de ASH prueba QUANTEX 73.....	60
Tabla 18: Costo total prueba QUANTEX 73.....	61
Tabla 19: Costo unitario prueba QUANTEX 73.....	62
Tabla 20: Parámetros geométricos de diseño de ASH.....	63
Tabla 21: Consumo de mezcla explosiva y accesorio de voladura.....	64
Tabla 22: Resultado de Fragmentación	65
Tabla 23: Costos de voladura en mezclas explosivas	66
Tabla 24: Análisis de densidad de mezcla explosiva.....	67
Tabla 25: Costo unitario de MEC	67

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Carguío de mezcla explosiva en los taladras a través de camión fabrica.....	33
Figura 2: Tiempos de retardo.....	33
Figura 3: Tipos de retardo (fuente Famesa).....	34
Figura 4: Fragmentación (Fuente propia).....	34
Figura 5: Perforación de taladros en banco	39
Figura 6: Clasificación general de los explosivos	40
Figura 7: Concepto de ANFO pesado.....	42
Figura 8: Explosivo quantex.....	43
Figura 9: Perforación de taladro.....	47
Figura 10: Parámetros de diseño de Ash.....	49
Figura 11: Proyecto de voladura para pruebas de Heavy ANFO 55 y QUANTEX 73.	53
Figura 12: Diseño de Carga para los taladros de Heavy ANFO 55	56
Figura 13: Fotografía tomada post ejecución de voladura con Heavy ANFO 55	57
Figura 14: Resultados de fragmentación de la voladura con Heavy ANFO 55	58
Figura 15: Diseño de Carga para los taladros de QUANTEX 73.....	60
Figura 16: Fotografía tomada post ejecución de voladura con QUANTEX 73	62
Figura 17: Resultados de fragmentación de la voladura con QUANTEX 73.....	62
Figura 18: Diseño de carga para taladros de prueba	64
Figura 19: Comparación de resultados de fragmentación	65

Introducción

El método de explotación subterráneo y/o a tajo abierto, lo determina la forma del mineral que se encuentra dentro de la corteza terrestre. Entonces, esta mina que se encuentra en el centro del Perú, es explotada por el método a tajo abierto, cuyas reservas son de 1526 millones de toneladas de mineral, dichos minerales que se explotan son los siguientes:

- Mineral preponderante el cobre (Cu) con una ley promedio de 0.48%.
- Molibdeno (Mo) con una ley promedio de 0.019%.
- Plata (Ag) con una ley promedio de 6.88 gramos/Tm.

Para toda compañía minera, las operaciones binomiales de perforación y voladura son fundamentales y determinantes en los costos operacionales, porque de éstas dependen las demás operaciones mineras unitarias que conforman el ciclo total de minado. Si se tiene una buena fragmentación de la roca, todo el proceso transcurrirá sin ningún problema. Pero, si se tiene una inadecuada fragmentación de la roca, se incrementarán los costos operacionales.

Ante lo cual, para llevar a cabo la explotación de estos minerales, es necesario e indispensable determinar las mallas de perforación, siendo fundamental y determinante la variable denominada burden; es por ello, que en el presente trabajo de investigación se ha elegido estudiar el modelo matemático postulado por Richard. L. Ash. Dicho modelo matemático es fácil de entender y de aplicación para los tajos de esta mina.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades.

El método de explotación subterráneo y/o a tajo abierto, lo determina la forma del mineral que se encuentra dentro de la corteza terrestre. Entonces, esta mina que se encuentra en el centro del Perú, es explotada por el método a tajo abierto, cuyas reservas son de 1526 millones de toneladas de mineral, dichos minerales que se explotan son los siguientes:

- Mineral preponderante el cobre (Cu) con una ley promedio de 0.48%.
- Molibdeno (Mo) con una ley promedio de 0.019%.
- Plata (Ag) con una ley promedio de 6.88 gramos/Tm.

Para toda compañía minera, las operaciones binomiales de perforación y voladura son fundamentales y determinantes en los costos operacionales, porque de éstas dependen las demás operaciones mineras unitarias que conforman el ciclo total de minado. Si se tiene una buena fragmentación de la roca, todo el proceso transcurrirá sin ningún problema. Pero, si se tiene una inadecuada fragmentación de la roca, se incrementarán los costos operacionales.

Ante lo cual, para llevar a cabo la explotación de estos minerales, es necesario e indispensable determinar las mallas de perforación, siendo fundamental y determinante la variable denominada burden; es por ello, que en el presente trabajo de investigación se ha elegido estudiar el modelo matemático postulado por Richard. L. Ash. Dicho modelo matemático es fácil de entender y de aplicación para los tajos de esta mina.

1.1.1 Título.

Aplicación del modelo matemático de ASH para mejorar el diseño de malla de perforación y voladura en minería superficial.

1.2 Descripción del problema de investigación.

Los macizos rocosos son complejos e impredecibles, ya que los trabajos de perforación y voladura no siempre es el mismo; a nivel internacional se conoce que

aproximadamente el 85% de la energía que se obtiene por medio de la voladura no se aprovecha en la fragmentación, produciendo problemas de estabilidad cuando una parte de esta pasa a la roca de caja; por ello, se recalca siempre la necesidad de tener un modelo que permita configurar adecuadamente la malla de perforación para cada tipo de roca, pues a través de ello se logra mejorar la operación subterránea, reduciendo sobre excavaciones y costos adicionales (Mohammadi et al, 2015).

En Chile, la minería utiliza un gran consumo de energía, debido a las inadecuadas tronaduras, chancado y molienda, asociándose con el 50% del costo; es por ello que las empresas mineras necesitan controlar adecuadamente la fragmentación en rocas, a través de modelos que permitan una eficaz perforación y voladura; por otro lado, es conocido que los costos promedios de reducción de tamaño son menores en la voladura (0,10 – 0,25 US\$/t), los cuales aumentan a 0,5 – 1 US\$/t en chancado y hasta 2 – 5 US\$/t en molienda cuando no se genera una buena fragmentación en roca (Morales y Suzuki, 2021).

En el Perú, la Minera Yauliyacu, ubicada en el distrito de Pacaycasa, provincia de Yauli, departamento de Junín, presentó problemas de fragmentación rocosa, debido a la falta de uso de modelos matemáticos que permitan mejorar la eficiencia de la malla de perforación y voladura; este inconveniente trajo como consecuencia una rotura con una dilución de 31.5% en promedio debido a la perforación realizada en un solo punto, tanto la caja piso y techo mineral, representando en promedio el 45% del costo total en la operación minera (Choque, 2019).

Así mismo, en la mina MVP de Pataz – La Libertad, se detectó problemas relacionados a la falta de simetría del disparo en un 40%, debido a la falta de estandarización en mallas para cada tipo de roca, además de no contar con voladura controlada, lo cual produce sobre rotura e inestabilidad del macizo rocoso; esto trae efectos negativos en la producción, perjudicando al capital humano y económico; de tal manera, se logró identificar que la falta de un modelo matemático adecuado produce deficiencia en los trabajos de perforación y voladura en mina, ya que las mallas diseñadas no son las adecuadas al momento de producirse la fragmentación de rocas (Beltran, 2022).

Por tal motivo, estando a la realidad presentada con respecto a problemas de fragmentación por inadecuados diseños de malla de perforación y voladura en minería, se considera necesario aplicar un modelo matemático, siendo en este caso el modelo matemático de ASH, para optimizar los costos de voladura y mejorar la calidad de fragmentación requerida por la planta, considerando variables como la geología, las características geotécnicas del macizo rocoso y las especificaciones técnicas de las mezclas explosivas comerciales.

1.2.1 Formulación del problema.

1.2.1.1 Problema general. ¿Cuál es la manera más adecuada de diseñar mallas de perforación y voladura para obtener un beneficio en la fragmentación y en los costos de voladura?

1.2.1.2 Problemas específicos. ¿En qué medida el cambio en los valores de los parámetros de diseño de malla de perforación y voladura incide en los resultados de fragmentación?

¿En qué medida una correcta selección de mezcla explosiva incide en los costos de voladura?

1.3 Objetivos del estudio.

1.3.1 Objetivo General.

Determinar si la aplicación del modelo matemático ASH, mejora el diseño de malla de perforación y voladura en minería superficial.

1.3.2 Objetivos Específicos.

Cumplir con el requerimiento de fragmentación, 50% de finos menor a 1 pulgada solicitado por planta.

Reducir los costos unitarios de voladura (\$/TN).

1.4 Hipótesis.

1.4.1 Hipótesis general.

La aplicación del modelo matemático de ASH beneficiará los resultados de fragmentación y costos de voladura.

1.4.2 Hipótesis específicas.

El cambio en los parámetros de diseño de malla de perforación a través del análisis de la densidad de las mezclas explosivas mejorará los resultados de fragmentación.

El uso de una mezcla explosiva de emulsión gasificable influirá en reducir los costos unitarios de voladura (\$/TN).

1.5 Metodología.

1.5.1 Tipo y diseño de la investigación.

Tipo de investigación aplicada, de enfoque cuantitativo, descriptivo.

Este tipo de estudio busca describir la incidencia que produce una variable sobre la otra, bajo información existente que permite plantear el problema investigado (Hernández y Mendoza, 2018).

El diseño fue no experimental, ubicado en un paradigma o enfoque cuantitativo.

Dicho diseño se caracterizó por no manipular las variables, centrándose en la observación del problema para luego describir lo identificado en las variables de estudio; como el enfoque fue cuantitativo, los resultados que se obtuvieron fueron a nivel estadístico, permitiendo el contraste de las hipótesis.

1.5.2 Unidad de análisis.

Cada unidad minera de la Minera Chinalco Perú S.A. de Toromocho.

1.5.3 Etapa de la investigación.

Se tienen las siguientes etapas:

Etapa 1: Se realizó el constructor de la realidad problemática, problema, objetivos e hipótesis y demás puntos solicitados en el plan de tesis.

Etapa 2: Una vez aprobado el plan de tesis, se solicitó el permiso respectivo para la recopilación de datos e información, haciendo uso de la guía de observación.

Etapa 3: Se organizó la información recolectada, para redactar los resultados que dieron respuesta a los objetivos de la investigación, contrastando a la par cada hipótesis y con ello dando respuesta a cada problema planteado en la investigación.

Etapa 4: Se interpretó y analizó estadísticamente los resultados obtenidos.

Etapa 5: Para finalizar, los resultados permitieron realizar la discusión de la investigación, para luego construir las conclusiones y recomendaciones finales.

1.6 Antecedentes investigativos.

1.6.1 Antecedentes Internacionales.

Rojas, F. (2021) en su investigación “Estimación de la fragmentación producto de la tronadura de rocas en minería a cielo abierto utilizando modelos predictivos y algoritmos de regresión”, planteó como objetivo indagar si el P50 podría presentar una mejor fragmentación al incorporar algoritmos de Machine Learning; el tipo de estudio fue aplicado, de corte cuantitativo y cualitativo, haciendo uso del programa MATLAB, con el cual se estimó la fragmentación utilizando las ecuaciones de los modelos, para luego emplear algoritmos con bases de datos ya creadas, aplicando finalmente la Regresión Learner. Los resultados indicaron que se obtuvo una bondad de ajuste del 73%, manteniendo una correlación significativa al emplear modelos algorítmicos para la estimación de fragmentación en rocas dentro de P50. Se concluye que el uso de algoritmos permite estimar mejor la estimación de fragmentación en rocas, favoreciendo la producción en mina.

Hechavarría, J. et al (2017) en la investigación “Modelo matemático de fragmentación para la trituración por impacto de las zeolitas de San Andrés, Holguín (Cuba)”, plantearon como objetivo exponer la influencia del modelo matemático en la fragmentación de rocas; el estudio fue de tipo descriptivo, cuantitativo, empleando el modelo combinado de Reid y Whiten modificado. Los resultados indicaron un error mínimo del 0.02%, a través de la prueba Chi²; como parte del experimento se presentó un tamaño de 4 a 6 mm, donde el modelo de Reid obtuvo los valores de E de 100 J/kg, 275 J/kg y 450 J/kg y la capacidad de alimentación en 0.6 t/h; 1.3 t/h y 2.3 t/h; mientras que, el modelo de Whiten presentó Q = 0.3 y 2.3 t/h; E = 100 y 450 J/kg para dos tamaños de abertura de la rejilla de control del triturador. Se concluyó que el modelo empleado favoreció a la fragmentación de rocas, permitiendo una trituración eficiente dentro de la producción.

1.6.2 Antecedentes Nacionales.

Quina, E. (2021) en su investigación “Diseño de mallas de perforación y voladura en base a la energía explosiva del anfo pesado para optimizar la fragmentación de rocas en la Unidad Minera Arasi”, planteó como objetivo optimizar la fragmentación de rocas en el diseño de mallas de perforación y voladura en base a la energía explosiva del Anfo pesado; el diseño de estudio fue descriptivo simple, de nivel explicativo, tipo aplicado, teniendo como muestra a un grupo de secciones definidas en mina. Los resultados indicaron que la media de los fragmentos antes del diseño fue de 18.24 cm (7.18 pulg.), cuando se implementó y aplicó el nuevo modelo matemático de ASH, el tamaño medio fue de 13 cm (5.12 pulg.), permitiendo concluir que se cumplió con el objetivo, es decir, se minimizó el tamaño del fragmento a 15.24 cm (6.0 pulg.).

Montoya, G. et al (2019) en la investigación “Diseño de malla de perforación utilizando modelo matemático Holmberg para mejorar fragmentación de la voladura - Mina Santa Clotilde 7 – Chongoyape”, planteó como objetivo diseñar malla de perforación utilizando el modelo matemático Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura; el diseño fue no experimental de tipo descriptiva propositiva, con enfoque cuantitativo, teniendo como muestra una sola galería de la unidad en mina, siendo del nivel 322; como técnica s utilizó la observación y como instrumento la guía de campo. Los resultados indicaron que antes de la aplicación del modelo matemático se tenía un resultado de fragmentación de 35.5 cm para P50 y 50.8 cm para P80; al aplicar el modelo, según tipo de roca mejoró la fragmentación, siendo para la roca IV (roca mala) 20 cm (P50) y 30 cm (P80), roca III (roca regular) 18 cm (P50) y 25 cm (P80), roca II (roca buena) 15 cm (P50) y 20 cm (P80). Se concluyó que el modelo matemático aplicado permitió mejorar el tamaño de fragmentación, a través de un buen diseño de malla, optimizando las actividades según el tipo de roca fragmentada.

Campos C. et al (2019), en la investigación “Aumento de la productividad de una operación minera a cielo abierto mediante la identificación y mejoras de factores que influyen en el ciclo de carguío y acarreo”, planteó como objetivo, aumentar la productividad

de una operación minera a tajo abierto a través de un modelo matemático. Para ello emplearon un tipo de estudio descriptivo, cuantitativo, donde se consideró como muestra las zonas en mina. Los resultados indicaron que el factor de potencia aplicando el modelo matemático de ASH fue de 91%, antes era de 77%. Se concluyó que, al realizar un buen diseño de la voladura, tanto en la malla de perforación y en el explosivo usado, permitió mejorar la disminución del tamaño de fragmentación, volviendo el trabajo más eficiente.

Peña, M. (2019) en la investigación “Calidad en el cálculo del Burden (B) basado en el modelo matemático de López Jimeno para contribuir en la gestión del riesgo en las voladuras, en cantera de roca caliza”, planteó como objetivo calcular aproximadamente la mejor distancia perpendicular desde el centro del taladro (agujero cilíndrico) de producción a la cara libre más cercana llamado Burden en la cantera la Merced de Chilca – Lima; el diseño fue mixto, involucrando información cualitativa y cuantitativa; como parte de la muestra, se recopilaban datos mediante prueba y error en diferentes voladuras ocurridas dentro de la cantera. Los resultados indicaron que el promedio de longitud de perforación fue de 2,4m; el taco fue estimado por medio del modelo matemático de ASH, obteniendo en el Burden un $0.70 \times 1,1\text{m} = 0.8\text{m}$ aproximadamente, quedando una longitud para la carga de explosivo de 1,6m; con el nuevo Burden calculado ($B = 1,10\text{m}$) se optimizó el diseño de la malla cuadrada de perforación, generando una fragmentación aproximada de 33 cm de diámetro. Se concluye que con este modelo matemático se mejoró la calidad de la voladura y se minimizaron los riesgos al momento de la fragmentación, subdimensionado a 2% y produciendo una estabilidad de la roca después de la voladura.-

1.7 Variables e Indicadores.

1.7.1 Variables Independientes.

- Modelo matemático de ASH
- Parámetros de diseño de malla de perforación y voladura
- Cambio de mezcla explosiva

1.7.2 Variables dependientes.

- Diseño de malla de perforación y voladura

- Fragmentación de Roca
- Reducir Costos

1.7.3 *Indicadores de Voladura.*

- % Finos menor a 1 pulg.
- Costo unitario de voladura (\$/TN)

1.8 Matriz de consistencia.

Título: Aplicación del modelo matemático de ASH para mejorar el diseño de malla de perforación y voladura en minería superficial.

Tabla 1

Matriz de consistencia

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variables		Indicadores	técnica e instrumentos de recolección de datos
			Dependiente	Independiente		
Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	X	Y		
¿Cuál es la manera más adecuada de diseñar mallas de perforación y voladura para obtener un mayor beneficio en la fragmentación y en los costos de voladura?	Determinar si la aplicación del modelo matemático ASH, mejora el diseño de malla de perforación y voladura en minería superficial	H1: La aplicación del modelo matemático de ASH beneficiará los resultados de fragmentación y costos de voladura.	Diseño de malla de perforación y voladura.	Modelo matemático de ASH.	- % Finos menor a 1 pulg.	Técnica: Observación.
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas	Xn	Yn		
¿En qué medida el cambio en los valores de los parámetros de diseño de malla de perforación y voladura incide en los resultados de fragmentación?	Cumplir con el requerimiento de fragmentación, 50% de finos menor a 1 pulgada solicitado por planta	H2: El cambio en los parámetros de diseño de malla de perforación a través del análisis de la densidad de las mezclas explosivas mejorará los resultados de fragmentación	Mejorar Fragmentación	Parámetros de diseño de malla de perforación y voladura	- Costo unitario de voladura (\$/TN)	Instrumentos: Guía de observación
¿En qué medida una correcta selección de mezcla explosiva incide en los costos de voladura?	Reducir los costos unitarios de voladura (\$/TN).	H3: El uso de una mezcla explosiva de emulsión gasificable influirá en reducir los costos unitarios de voladura (\$/TN).	Reducir Costos	Cambio de mezcla explosiva		

Nota: Elaboración Propia

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco Teórico

2.1.1 Geología local y regional de la mina a tajo abierto

El distrito de Morococha ocupa el centro del intrusivo del periodo terciario con mineralización asociada de skarn, hornfels y brechas. Se desarrolla en sedimentos calcáreos del grupo Pucará del Jurásico sobre el flanco occidental del anticlinal regional con buzamiento semi plano (45° – 50°) que se encuentra localizado entre el gran intrusivo pre-mineral andesítico (“diorita”) hacia el oeste y rocas volcánicas (Catalina) del periodo Pérmico – Triásico hacia el este a lo largo del eje del anticlinal regional.

El yacimiento de esta mina explotada por el método a tajo abierto está ubicado dentro de la zona central de cobre del distrito de Morococha con buena zonificación polimetálica de Cu/Pb-Zn/Pb-Ag. El yacimiento mineral forma un centro de skarn y brecha asociada con la mineralización, alteración e intrusión del pórfido feldespático y la granodiorita de hace 7 millones de años.

La actividad ígnea en el distrito de Morococha se inició durante el periodo Pérmico con las andesitas y dacitas de Catalina. Los flujos volcánicos y los sills intercalados con rocas sedimentarias del periodo Jurásico y Cretáceo indican que la actividad ígnea continuó durante el Mesozoico. El clímax de la actividad ígnea ocurrió en el Terciario Superior con la intrusión de la diorita, granodiorita, pórfido fedelspático, pórfido cuarcífero, y pórfido dacítico.

La mayor estructura regional característica de esta región es el “Domo de Yauli” que se extiende por 30 Km. desde San Cristóbal hasta Morococha con un rumbo general de $N35^{\circ}O$. En el distrito de Morococha, la principal estructura es el anticlinal de Morococha, que viene a ser la parte norte del Domo de Yauli. El anticlinal de Morococha es un pliegue asimétrico con los volcánicos Catalina como núcleo.

El fallamiento ocurre en tres direcciones distintas: paralela al rumbo de las rocas sedimentarias, estructuras con rumbo noroeste y este-oeste y estructuras perpendiculares al eje del anticlinal.

La mayor parte de la mineralización de cobre de alta ley está dentro de una zona altamente fracturada y relativamente suave de skarn de actinolita con alteraciones de arcilla. Lo restante se encuentra dentro de rocas intrusivas más compactas con alteraciones de biotita.

La mineralización primaria de calcopirita está enriquecida secundariamente con calcocita especialmente en las porciones superiores del yacimiento donde frecuentemente más del 50 % del cobre es soluble en los ensayos de cobre secuencial de lixiviación en cianuro y ácido.

2.1.1.1 Geología regional. La secuencia estratigráfica del área está compuesta por las rocas del paleozoico y mesozoico formado por las siguientes unidades geológicas, la cual se muestra en el anexo 1.

a. Grupo Excelsior (Devónico): Las rocas más antiguas conocidas en la región son las del Grupo Excelsior del periodo Devónico que afloran fuera del distrito de Morococha, Yauli, Carahuacra, San Cristóbal y Andaychagua, donde forman el núcleo del Domo de Yauli. Sin embargo, se ha encontrado algunas exposiciones de roca Excelsior a aproximadamente 520 m por debajo de la superficie en el Túnel Kingsmill.

El espesor total del grupo Excelsior es desconocido. Pero J.V. Harrison (1948) estimó un total de 1,800 m de espesor para una secuencia equivalente en los alrededores del área de Tarma.

El Grupo Excelsior está compuesto principalmente de lutitas y filitas de coloración verde oliva a negro, calizas subordinadas y flujos de lava. Los afloramientos están fuertemente plegados, laminados y cortados por intrusiones en forma de lentes irregulares de cuarzo lechoso como resultado del metamorfismo regional. Las filitas se encuentran finamente estratificadas, mientras que los lentes de cuarzo son más gruesos y se presentan generalmente en el núcleo de los anticlinales pequeños.

El periodo Devónico fue asignado a partir de los fósiles encontrados en la caliza por J.V.Harrison y confirmado por F. Megard (1978).

b. Grupo Mitu (Pérmico): En el distrito de Morococha, el periodo Pérmico está representado por las rocas volcánicas félsicas y andesíticas Catalina del Grupo Mitu (Formación Yauli).

Las rocas volcánicas de Catalina forman el núcleo de los Anticlinales de Yauli y Morococha desde la superficie hasta 1,700 m por debajo, en el nivel del Túnel Kingsmill (anexo 1 y 2). Estas rocas volcánicas también afloran al sur del distrito (área de Cajoncillo) a lo largo del eje del anticlinal pero son másexensos en las áreas de Yauli y San Cristóbal.

Los Volcánicos Pérmicos Catalina sobreyacen en una discordancia angular a las filitas Excelsior del periodo Devónico. Están compuestas por dacita de coloración gris a verde y flujos de lava andesítica que se intemperizan a color marrón, localizadas en la parte inferior del grupo y en la parte superior están compuestas por brechas volcánicas, aglomerados y tobas piroclásticas.

Los Volcánicos Catalina son rocas encajonantes favorables para las vetas persistentes y bien definidas con rumbo N50°–70°E y contienen cobre, plata, plomo y zinc. D.H Laughlin (1924) calculó que el espesor de las rocas volcánicas Catalina en el distrito de Morococha es de 760 m, sin embargo, A. Terrones (1949) calculó que dicho espesor es sólo de 300 m.

Se considera que los Volcánicos Catalina y la Formación Yauli se encuentran en la parte superior del Grupo Mitu. Sin embargo, en el área de Arapa al este y sureste del distrito de Morococha existe un conglomerado rojo (basal) que se estima tiene más de 160 m de potencia y se encuentra sobre yaciendo a los Volcánicos Catalina y por debajo de la Caliza Pucará (A. Terrones, 1949).

c. Grupo Pucará (Triásico – Jurásico): El grupo Pucará fue estudiado en los Andes Centrales por Harrison (1944), Jenks (1955), Szekely and Grosse (1972), Mégard (1977), H. Kobe (1977) entre otros. Como resultado de estos estudios, el grupo Pucará fue subdividido en tres formaciones desde la parte inferior a la superior de la siguiente manera:

- Formación Chambará: Intercalaciones de caliza, tufos, lutitas bituminosas y cherts alcanza una potencia máxima regional de 1,500 m.

- Formación Aramachay: Inter-estratificación de lutitas, areniscas, tufos, cherts y rocas fosfáticas cuya máxima potencia es de 600 m.

- Formación Condorsinga: Ubicada en el tope del Grupo, está constituida por intercalaciones de calizas, lutitas y areniscas con una potencia de 2,900 m.

A.J. Terrones (1949) ha subdividido las calizas Pucará en 13 horizontes con una potencia media de 431 m. Estos horizontes desde el techo a la base son:

- Horizonte "A": Capas delgadas de caliza blanca, alternadas con capas de lutitas rojo-pardo y lutitas arenosas, Espesor máximo: 38 m.

- Brecha Churruca Superior: Fragmentos angulosos a subangulosos de caliza en una matriz calcárea de color blanco, con una potencia de 24 m.

- Horizonte "B": caliza de color blanco - grisáceo, finamente estratificada y de textura sacaroide. Espesor promedio, 12 m.

- Brecha Churruca Inferior: Fragmentos angulosos a subangulosos de caliza gris en una matriz calcárea de color blanco a verde pálido. Localmente contiene capas lentiformes de caliza y marga. Potencia promedio de 19 m. Considerada como una brecha de falla regional con buzamiento al oeste y de bajo ángulo por J.M. Proffett (2005).

- Horizonte "C": Calizas gris clara que se intemperizada a color azulado con un grosor promedio de 12m.

- Basalto Montero: capa basáltica de color verde olivo a marrón oscuro, felsítico y localmente amigdaloides, con un espesor promedio de 17 m.

- Horizonte "D": Capas delgadas de lutitas y margas interestratificadas con areniscas calcáreas de color gris-violeta. En la parte inferior existen abundantes capas y lentes de sílice negro, intercalados con capas delgadas de margas abigarradas. El espesor varía entre 62 y 108 m.

- Laura Superior: Caliza dolomítica de color azul- plumizo con fragmentos de fósiles y nódulos de sílice; marmolizada y serpentizada en las inmediaciones de las intrusiones monzoníticas. Su espesor promedio es de 18 metros.
- Traquita Sacracancha: Capa de 5 m de espesor de traquitas de color gris oscuro conteniendo cavidades y líneas de flujo intemperizadas al color verde claro.
- Laura Inferior: Caliza dolomítica con interestratificaciones de lutitas y areniscas. Lentes de sílice predominan en la parte inferior del horizonte. Contiene fragmentos de fósiles, entre los que se destacan tallos de crinoideos y restos de gasterópodos. La potencia promedio es de 87 m.
- Horizonte "E": Arenisca de grano medio a grueso alternando con capas de lutita. Al centro del horizonte se encuentra una capa de dolomita de 3 m. de espesor, fosilífera y con nódulos de sílice. El espesor promedio de este horizonte es de 26 m.
- Horizonte "F": Caliza dolomítica de grano fino de coloración gris claro a blanco con fragmentos de corales y nódulos de sílice, el grosor promedio es 64 m.
- Capas Rojas Potosí: Lutitas rojas arenosas. En la parte central existe una capa de 2 m. de espesor de un conglomerado fino que presenta fragmentos sub-angulosos de caliza; potencia de 24 m.
- Complejo de Anhidrita y Yeso: Una unidad lenticular de hasta un máximo de más de 150 m. de espesor en su parte central, se encuentra localizada en la base de la caliza Pucará al oeste del distrito. Está conformada por "Capas" o cuerpos macizos de reemplazo de anhidrita, inter-estratificaciones de lutitas, hornfels y yeso intercalado con lutita y caliza. Esta unidad sobreyace a los Volcánicos Catalina con discordancia angular aparente. El yeso es más abundante en la cima de la unidad y la anhidrita en el fondo. La cantidad de caliza se incrementa hacia la cima y el fondo de esta unidad lenticular. La mayoría de las "capas" de anhidrita tiene un grosor de 3 a 6 m pero en algunos casos, alcanzan hasta 30 m de potencia. La anhidrita es comúnmente de grano fino y de color blanco. Las capas de lutitas intercaladas pueden alcanzar hasta 15 m de espesor. Los

contactos entre las diferentes “capas” del complejo de anhidrita son angulares y bien definidos.

2.1.1.2 Geología del distrito de Morococha. El distrito polimetálico de Morococha con una extensión de 5 por 6 Km. ocupa el centro del intrusivo Terciario con mineralización asociada de skarn, hornfels y brechas. Se desarrolla en sedimentos calcáreos del grupo Pucara del periodo Jurásico sobre el flanco occidental del anticlinal regional con buzamiento (45–50 grados) localizado entre un gran intrusivo antiguo pre-mineral andesítico (“diorita”) hacia el oeste y Rocas Volcánicas (Catalina) del periodo Pérmico – Triásico hacia el este a lo largo del eje del anticlinal regional se muestra en el anexo 1 y 2.

Las unidades litológicas que afloran en el distrito de Morococha son tanto de naturaleza sedimentaria como ígnea y sus periodos oscilan desde el Periodo Pérmico hasta el Terciario.

Las rocas más antiguas en el distrito pertenecen a la formación volcánica Catalina del Grupo Mitu (Pérmico) y está compuesto por flujos de lava de composición andesítica y riolítica que se presentan como dacitas, brechas volcánicas, aglomerados y tobas localizadas en la sección superior del grupo Mitu. Las calizas del Grupo Pucará (Jurásico) fueron depositadas discordantemente sobre las rocas subyacentes del grupo Mitu (Catalina) (Proffett 2005). En general, los sedimentos Pucará están compuestos por calizas de color gris claro a blanco, calizas dolomíticas con interestratificaciones de lutitas, hornfels y areniscas. Dos flujos de lava se encuentran intercalados con las calizas, Basalto Montero y la traquita Sacracancha. El Basalto Montero actúa como un horizonte guía y se ubica cerca de la cima del Grupo Pucará.

La anhidrita masiva y yeso en el fondo de la caliza Pucará está compuesta por capas de anhidrita, yeso, lutita y caliza que yacen sobre las rocas volcánicas de la Formación Catalina en una aparente discordancia angular y a lo largo del intrusivo pórfido feldespático y la granodiorita.

a. Intrusivos Terciarios: Las rocas de caja del yacimiento de esta mina incluyen muchas fases intrusivas de las rocas plutónicas regionales y por lo menos hay dos fases

de intrusión de roca porfírica asociada con la alteración y mineralización del yacimiento Toromocho Terciario.

La secuencia de las fases intrusivas, desde las más reciente a las más antiguas, es la siguiente: Diorita Anticona (8-14 millones de años), granodiorita, pórfido feldespático, y pórfido cuarcífero de 7 a 8 millones de edad.

- “Diorita” Anticona: La “Diorita” Anticona es la roca intrusivas más antigua del Terciario (8-14 millones de años), expuesta al oeste y noroeste del distrito de Morococha. Es una roca andesítica de color verde a gris. Su textura varía de equigranular de grano grueso a porfírica con prominentes fenocristales de plagioclasa. La “diorita” forma una “roca de cubierta” plana de base en la zona oeste del distrito donde se superpone al skarn bien mineralizado (anexo 5 y 6).

La granodiorita Morococha es una importante roca huésped para la mineralización. Su textura es hipidiomórfica, equigranular con un grano medio a grueso y algunas veces con una textura porfírica. La granodiorita se expande en profundidad y subyace, con un contacto superior relativamente plano, en la mayor parte del yacimiento de mineral de esta mina (anexo 5 y 6).

- Pórfido feldespático: El pórfido feldespático es la otra roca huésped intrusiva más importante para la mineralización y es, posiblemente, la que más se asocia con las soluciones hidrotermales que alteran y mineralizan el yacimiento mineral de esta mina. En un plano del nivel 1000, este tiene una forma elíptica con sus ejes principales con dirección de NE a SO. Sus límites exteriores no son muy definidos, intruye a la diorita y granodiorita y es intruída por el pórfido cuarcífero.

Presenta textura porfírica con fenocristales de cuarzo (5%–10%), plagioclasa (30%–40%), feldespato potásico (10%–17%), biotita (5%) con matriz micro granular compuesto por los mismos minerales.

- Pórfido cuarcífero: El pórfido cuarcífero es un intrusivo joven encontrado al suroeste del yacimiento principal. Tiene una textura porfírica con una matriz aplítica

principalmente compuesta por plagioclasas de feldespato potásico y cuarzo con fenocristales de cuarzo (>10%).

- Pórfido Dacítico: Es un solo dique de pórfido félsico de 20 a 30 m de ancho que contiene numerosos ojos de cuarzo y base vidriosa de pórfido aplítico de feldespato cuarcífero con tendencia NO-SE que cruza toda la porción sudoeste del distrito de Morococha. Este dique es de una característica tardía o aparentemente posterior a todos los otros intrusivos Terciarios y posiblemente a la mayor parte de la mineralización de cobre.

b. Hornfels: Aproximadamente la mitad de la roca del yacimiento de esta mina son skarns y hornfels derivado de la caliza Pucará, dolomitas, lutitas y areniscas, por contacto y alteración metasomático que circunda a la granadorita, pórfido feldespático y pórfido cuarcífero del stock Terciario. En los alrededores y algo más alejado de las unidades de skarn y hornfels los sedimentos del Pucará son frescos, marmolizados o recristalizados.

Las lutitas y margas de la Unidad "D", Traquita Sacracancha, y las areniscas y lutitas de la unidad "E" forman hornfels de biotitas cerca de las rocas intrusivas hacia el sur. Al alejarse del intrusivo, primero se convierten en hornfels de diópsido y luego en hornfels de wollastonitas. Otras unidades como las calizas dolomíticas de Laura Superior y Laura Inferior han sido alteradas localmente en skarns de magnetita y serpentina. Al este del intrusivo Yantac y sobre el lado oriental del intrusivo San Francisco, en contacto con las calizas del área de Cajoncillo, se han desarrollado dos bandas de magnetita masiva cerca del contacto intrusivo.

En general, la caliza original produce skarn cálcico y la dolomítica produce skarn de magnesio. Probablemente durante la etapa retrograda de alteración, se ha desarrollado serpentina, pirita y sílice masiva proveniente de la caliza.

- Hornfels de Diópsido: Los sedimentos calcáreos, que carecen de importantes componentes argílicos, comúnmente se convierten en hornfels de cuarzo-diópsido. Los hornfels de diópsido y las rocas de calcita-diópsido aparentemente también

se han desarrollado de las capas más puras de carbonatos, especialmente en aquellas con un contenido significativo de dolomita original.

Las unidades de hornfels de diópsido están compuestas por distintas porciones de minerales tales como el cuarzo, tremolita, plagioclasa, epidota y comúnmente se presentan en las unidades de lutitas calcáreas. Sin embargo, los minerales que predominan en los hornfels de diópsido verde claro son el diópsido y/o el cuarzo y las rocas son de grano extremadamente fino y con menor relación de Fe: Al. Los hornfels de diópsido se presentan en color verde claro en los mapas y secciones (anexo 2, 3, 5 y 6). La mineralización en este tipo de roca es usualmente débil y se limita a las vetillas de calcopirita y pirita diseminada y diseminaciones débiles de sulfuros.

El porcentaje total de sulfuro en los hornfels varía de 1 al 2 % con relación de Py/Cpy sub-iguales. Los valores de cobre fluctúan entre 0.3% y 0.6% en la zona secundaria enriquecida y de 0.1% a 0.3% en la zona primaria.

- Hornfels de Wollastonita: El Hornfels blanco jasperoide se encuentra presente en la zona norte del distrito (anexo 2 y 3) y está compuesta principalmente por wollastonita y cuarzo muy probablemente proveniente de las areniscas calcáreas.

- Hornfels de Biotita: En la zona central, el hornfels de biotita tiene textura microgranoblástico y está compuesta por diversos agregados de plagioclasas, feldespato potásico, cuarzo y biotita. Los sulfuros están diseminados, reemplazando la biotita alterada a clorita. También podrían estar presentes vetillas de cuarzo del tipo " B" con molibdenita Py. El porcentaje promedio de los sulfuros es igual al 1 por ciento en volumen y la relación de Py/Cpy varía de 3:1 a sub-igual. El contenido de cobre varía de 0.05% a 0.15% y Mo sobre 0.06%.

- c. Skarns: Los principales tipos de skarn dentro del yacimiento de esta mina son el skarn tremolita/actinolita, el skarn de magnetita masiva, el skarn alterado "serpentina" y el endoskarn en contacto con los intrusivos.

- Skarn de Tremolita Actinolita: Los principales minerales en el skarn temprano son la tremolita, actinolita y granate. El granate está comúnmente ubicado en

base a su color que varía de marrón rojizo cerca de la intrusión de roca ígnea a verdoso a más distancia. Las venillas de cuarzo-pirita-calcopirita y calcopirita sin o con bajo contenido de pirita con halos de actinolita son comunes y aparentemente contemporáneas con la alteración biotita potásica y feldespato potásico en los intrusivos.

El calcio anhidro y el silicato de magnesio predominante en los hornfels son reemplazados por calcio acuoso y por silicato de magnesio, mientras que los sulfuros, óxidos y carbonatos por una alteración de skarn posterior. Por ejemplo, el granate podría ser reemplazado por el cuarzo, calcita, magnetita y pirita, y el diópsido por la tremolitaactinolita, cuarzo y calcita.

Las estructuras mineralizadas en los skarns incluyen a vetas pequeñas, discontinuas y poco profundas y mantos ricos en sulfuro siguiendo la estratificación. En general, estos cuerpos de minerales son pequeños, irregulares y se encuentran agrupados. Son un reemplazo local muy irregular de las rocas encajonantes del skarn.

La mineralización masiva de sulfuros en las vetas y en las estructuras de los mantos son usualmente de magnetita Py-Cpy-, en algunos casos están acompañados por marmatita – pirrotita – galena. La calcocita secundaria cuando está presente mejora la ley de todos estos minerales.

- Skarn de Magnetita: Los skarns ricos en Magnetita se presentan especialmente en skarns serpentinizados provenientes del estrato dolomítico original. Una variedad de minerales con un alto contenido de magnesio se encuentra presente en el skarn serpentinado en porciones variables incluyendo: talco, antigorita, flogopita, lizardita y clorita. Localmente, también se han identificado al olivino y forsterita. Comparado con el skarn de tremolita/actinolita, el skarn de magnesio, serpentina alterado posee un contenido más alto de magnetita y menos sulfuros (<6%), y una baja relación de pirita y calcopirita (<1:2%). El alto contenido de magnetita podría ser ocasionado por la presencia de silicatos de magnesio como la forsterita, talco y serpentina que no tienen grandes soluciones de sólidos en sus miembros terminales ferrosos y reflejan la naturaleza de oxidación y precipitación del ambiente que altera el skarn.

- Endoskarn: Algunos de los skarns formados en y cerca de los contactos de los intrusivos son endoskarn. Preferentemente se desarrollan en la granodiorita y se caracteriza por el contenido de granates, piroxenos y tremolita y actinolita que reemplaza a la plagioclasa con destrucción completa de la textura ígnea de los intrusivos. El total de los sulfuros está en el rango del 1% a 5% con leyes de cobre a menudo por encima de 1%.

d. Estructuras: Entre ellas se tienen las siguientes:

- Plegamiento: La principal estructura regional característica de la región es el "Domo de Yauli" que se extiende por 30 Km. desde San Cristóbal hasta Morococha con un rumbo general de N35°O. En el distrito de Morococha, la principal estructura es el anticlinal de Morococha, que es la porción norte del Domo de Yauli. El Anticlinal de Morococha es un pliegue asimétrico con los Volcánicos Catalina como núcleo. El eje del anticlinal tiene un rumbo de N20°O al sur del distrito y N40°O al norte del distrito con inclinación de 10° a 15° hacia el norte. El buzamiento del flanco oeste se encuentra en el rango de 20° a 30° y el flanco este entre 30° y 40°. Existen dos anticlinales secundarios a lo largo de los flancos este y oeste del anticlinal de Morococha respectivamente (anexo 1, 2, 3 y 4).

Se han reconocido dos periodos de plegamientos en la región: el primer periodo se inicia al final de Cretáceo y continúa en el Terciario inferior y Terciario Medio. G. Steinmann reconoce tres etapas de plegamiento en la Cordillera de los Andes Peruanos: los "Plegamientos Peruanos" que se producen al final del Periodo Cretáceo y antes que fueran depositados las capas rojas, el plegamiento "Incaico" que ocurrió en el periodo Terciario inferior y fue el plegamiento más intenso. El plegamiento Incaico fue seguido por la actividad ígnea. Finalmente, el plegamiento "Quechua" en el periodo Terciario Medio.

- Fallamiento: En el distrito de Morococha, probablemente al finalizar el Periodo Cretáceo, las fuerzas compresivas del plegamiento peruano con dirección este-oeste desarrollaron el anticlinal de Morococha. Cuando la intensidad de la compresión se incrementó durante el periodo de plegamiento "Incaico", las rocas se fracturaron por ruptura desarrollándose por lo menos dos fallas inversas paralelas al rumbo general de las

rocas sedimentarias. Estas fallas son Falla "Toldo Potosí" con buzamiento al oeste en el flanco este de la zona NO del anticlinal y la Falla Gertrudis con buzamiento hacia el este sobre el flanco oeste (Figuras 2, 3, 4 y 5). El buzamiento de las dos fallas invertidas varía entre 45° y 70° y es opuesta.

Al final del plegamiento "Incaico" se produjo la actividad ígnea en la región Morococha con la intrusión de la Diorita Anticona que se inicia primero en la parte occidental del distrito.

Las fuerzas continuas de compresión dieron paso a la formación de fracturas de cizalla con rumbo noroeste en la zona sur del distrito donde el anticlinal también tiene un rumbo de N20°O. Dichas fracturas son conocidas como Fallas Huachamachay y San Gerardo (Figura 5) Aproximadamente al mismo tiempo en la zona norte del distrito donde el anticlinal tiene un rumbo de N40°O, se desarrolló una falla de cizalla con rumbo general de este a oeste (Ej. Veta-Falla San Antonio). Estas fallas oblicuas probablemente se desarrollaron después de la intrusión de la diorita Anticona de 8 a 14 millones de años.

Siguiendo el plegamiento Incaico, la actividad ígnea se inició nuevamente y surgieron intrusivos de granodioritas, pórfido feldespático y pórfido cuarcífero. Los stocks de granodiorita, pórfido feldespático y pórfido cuarcífero intrusionaron en la parte central del distrito a ambos lados del eje del anticlinal hace 7 millones de años. La actividad ígnea finalizó con el dique de pórfido dacítico en la zona sur del distrito que cruza y se formaron posteriormente a todos los otros intrusivos Durante el plegamiento "Quechua", el Anticlinal Morococha fue afectado por el esfuerzo compresional y posiblemente fue levantado por el volumen expandido de los intrusivos en profundidad. Las fuerzas de compresión y los intrusivos de Morococha se combinaron para formar una estructura anticlinal tipo domo. Las estructuras tipo domo crearon fracturas de tensión normales a los ejes de los anticlinales, posteriormente ocupadas por vetas. En la zona sur del distrito, estas fracturas tienen un rumbo de N70°E (ahí se ubica las vetas Milagro 1, Minero y Manuelina) mientras que en la zona norte del distrito, las fracturas tienen un rumbo general de N50°E (se ubica la veta San Antonio 7) (anexo 2, 3 y 4).

- Brechas Hidrotermal: Existen muchas brechas hidrotermales polimícticas y monomícticas relativamente pequeñas mineralizadas, en los sedimentos del Pucará tales como las brechas Toldo, Santa Clara, Churruca, Riqueza y Freiberg (anexos 2, 3, 4 y 9). Estas brechas se encuentran generalmente localizadas a lo largo de las zonas de fallas inversas o a lo largo de sus proyecciones, así como, a lo largo de la disconformidad entre la caliza y los Volcánicos Catalina y a lo largo de los contactos de los Intrusivos Morococha o basalto Montero. Estas brechas aparentemente son tardías y piríticas. A.J. Terrones (1949) propuso un origen sedimentario para la Brecha Churruca y sugirió que podría tratarse de un brecha intraformacional. John Proffett reconoció material de panizo foliado en la Brecha Churruca y propuso que es una brecha tectónica relacionada a una posible falla principal regional post mineral, plana, con buzamiento al oeste (Proffett, 2005).

2.1.2 Reservas

Las reservas demostradas y probables que fueron estimadas por Kaiser son 365 millones de toneladas con una ley de:

- 0.67% de cobre
- 0.4% de Zn
- 0.03% de Mo y,
- 12 g Ag/t a un cut-off de 0.5 % de cobre.

En el año 1974, Centromin inició una explotación a tajo abierto a pequeña escala del yacimiento de esta mina. La producción total fue 1'357,417 Tm de mineral con una ley de 1.01% de cobre y 25 g/t Ag, entre 1974 y 1997, año en que Centromin abandonó la explotación. La descripción más moderna y completa de este distrito de Morococha fue publicada por A. Álvarez (1999).

En el año 2003, la propiedad fue privatizada y entregada a MPCopper la misma que durante el año 2003 realizó cinco perforaciones paralelas a las de Centromin y fueron analizadas confirmándose la existencia de un gran yacimiento de cobre.

Hasta el 30 de diciembre del año 2008, MPCopper-MCP ha completado un total de 310 sondajes diamantinos con un total de 126,537 m, en perforaciones superficiales y subterráneas.

Durante los años 2006 y 2007, se iniciaron estudios metalúrgicos, planificación minera, estudio de mecánica de rocas, modelamiento geológico y estimación de recursos, hidrología, estudios ambientales y relaciones comunitarias. Las perforaciones exploratorias de las extensiones del sureste y noreste del principal yacimiento mineral se iniciaron el año 2007, las mismas que confirmaron un potencial en las mencionadas zonas.

2.1.3 Yacimiento del mineral en la mina explotada a tajo abierto

2.1.3.1 Características generales. El yacimiento mineral de esta mina a tajo abierto aflora sobre la actual superficie a una altitud de 4,600 a 4,800 m. El yacimiento de cobre se extiende 500 a 600 m hacia abajo de la superficie. La ley más alta del yacimiento mineral se ubica dentro de una extensión de 1.0 por 2.0 Km. de skarn brechado circundando al intrusivo granodiorítico y pórfido feldespático en forma de cúpula de hace 7 millones de años y subyace al intrusivo andesítico/diorítico regional más antigua expuesta sobre la superficie en el lado oeste. El yacimiento contiene aproximadamente 1,500 millones de toneladas de reservas probada – probable con un promedio de 0.48% Cu, 0.019% Mo y 6.88 g/t Ag.

El yacimiento primario está superpuesto por la mineralización primaria pirítica de la última etapa, la alteración de arcilla y serpentina y el enriquecimiento de calcocita supergénica y covelita. El enriquecimiento moderado a débil, irregular y estructuralmente controlado de calcocita se extiende desde la superficie y desde el tope de los sulfuros dominantes hacia el fondo del enriquecimiento, 200 a 400 m debajo de la actual superficie.

La zona de sulfatos conteniendo diseminaciones de anhidrita y venillas se presenta muchos cientos de metros por debajo del fondo del enriquecimiento. Una porción significativa de la cobertura original lixiviada sobre la zona enriquecida fue probablemente erosionada por la glaciación del Pleistoceno.

La mitad superior de la zona enriquecida en muchos lugares contiene más del 50% de cobre lixiviable de acuerdo a los análisis de cobre secuencial. La mitad inferior del manto sobre el fondo del enriquecimiento y en la parte superior de la zona primaria está débilmente enriquecida y contiene de 15 a 50% de cobre lixiviable de acuerdo al análisis secuencial.

2.1.3.2 Mineralización primaria y alteración. Como se ha mencionado anteriormente, los límites de la mineralización primaria significativa de cobre en esta mina no están bien definidos dentro del centro del intrusivo Terciario y en los alrededores del hornfels y skarn.

Importantes extensiones del yacimiento en los lados noreste y sureste del tajo abierto propuesto han sido exploradas con perforaciones diamantinas que indican que existe mineralización.

La mineralización primaria con ley más alta de cobre se encuentra en los "mantos" de magnetita y sulfuros masivos dentro de los skarns de los sedimentos del Pucará y en las vetas con contenidos de cuarzo y pirita con buzamientos parados dentro de los intrusivos y los Volcánicos Catalina.

La mineralización de cobre diseminado y de tipo stockwork tiene una ley más alta en el skarn, originalmente más reactivas en comparación con los intrusivos y hornfels los menos reactivos que son de más baja ley.

a. Mineralización y alteración potásica con bajo contenido de pirita temprana:

El volumen de la mineralización original primaria del cobre se encuentra en forma de diseminaciones y stockwork de calcopirita, con bajo contenido o nulo de pirita y a menudo depositada con abundante magnetita. La edad de esta etapa temprana de mineralización de sulfuros tuvo lugar, probablemente a continuación del emplazamiento de la formación del hornfels por la granodiorita y el pórfido feldespático aproximadamente hace 7 millones de años y estuvo asociada con los procesos de alteración potásica y de la formación de skarn.

La alteración potásica de los intrusivos durante este evento temprano y de deposición de cobre tuvo la forma de una alteración biotítica secundaria teniendo como fondo a la hornblenda y vetillas de calcopirita, cuarzo, feldespatos potásico/biotita de color oscuro más profundo con halos de feldespatos potásico/biotita conteniendo calcopirita diseminada relativamente abundante. Proffett proporcionó datos petrográficos que ilustraban la alteración de biotita temprana (Proffett, 2005). Asimismo, observó que dentro de los halos oscuros, el cuarzo fue reemplazado por el feldespatos potásico y la plagioclasa por el feldespatos potásico y biotita. Cuando se encuentran espaciados cercanamente, los halos de biotita pueden fundirse e “inundar” la roca destruyendo la textura de los intrusivos con agregados del feldespatos potásico y biotita secundaria. La calcopirita asociada con la alteración de la biotita tiene un grano relativamente fino. Las cantidades bajas a sub-iguales de pirita diseminada en las rocas alteradas potásicas tienen un grano relativamente grueso y están distribuidas independientemente de la calcopirita. La mineralización de la pirítica es probablemente una superposición asociada con la alteración tardía de clorita, arcilla, serpentina o sericítica.

Las vetillas tipo “A” son escasas en los intrusivos de Toromocho y no contienen una porción significativa de cobre primario.

Las vetillas de cuarzo tipo “B” con salbanda y suturas que contienen molibdeno, son más comunes que las vetillas “A”, especialmente profundas dentro de los intrusivos y las rocas Volcánicas Catalina.

Las cavidades abiertas en la matriz de los intrusivos y dentro de las vetillas “B” son muy comunes y representan los lugares de la anhidrita original, lixiviada por soluciones supergénicas posteriores.

John Proffett (2005) ha señalado que en esta mina el cobre no acompaña a pulsos específicos del magma silíceo que deposita vetillas de cuarzo tipo “A” tal como ocurre en otros depósitos de pórfido cuprífero como El Salvador y Alumbreira. De lo contrario, los intrusivos félsicos actúan sólo como otra roca encajonante pero menos reactiva que los sedimentos y el skarn calcáreo de Pucará. Las leyes de cobre en los intrusivos de esta

mina atajo abierto y los Volcánicos Catalina reflejan por lo tanto principalmente la abundancia y la intensidad del feldespató potásico/biotítico, alteración potásica

b. Mineralización y alteración temprana de skarn tremolita/actinolita:

Las calizas y dolomitas de la Formación Pucará fueron convertidas a cuarzo anhidro y a wollastonita con contenido de anhidrita y hornfels de diópsido y las lutitas a hornfels de biotita/feldespató potásico por la intrusión del stock San Francisco del Terciario Superior. Probablemente poco o nada de cobre fue depositado durante el tiempo de desarrollo de los hornfels. La mineralización de la calcopirita en el hornfels se encuentra principalmente en forma de vetillas de calcopirita relativamente dispersas con halos de actinolita de color verde oscuro.

Proffett (2005) también informó que algunos de éstos halos contienen internamente sub-zonas de biotita y “biotita verde” (flogopita) y halos de actinolita externa sugiriendo una conexión entre las vetillas de actinolita y las vetillas biotíticas tipo EDM (micáceo oscuro temprano). También proporcionó ejemplos de diópsido en los hornfels parcialmente reemplazadas por actinolita/tremolita de grano fino y feldespató potásico intersticial e informó sobre halos de actinolita que cortan los halos biotíticos y viceversa, indicando el sincronismo cercano de la alteración actinolita y potásica. Los stockwork poco espaciados y el reemplazo pervasivo del hornfels de diópsido por actinolita/tremolita produjeron skarns conteniendo una mineralización de calcopirita de ley relativamente alta.

c. Superposición pirítica tardía: Las vetillas de tipo EDM biotíticas con contenido de calcopirita en los intrusivos son cortadas sistemáticamente por las vetillas del tipo “D” piríticas con halos sericíticos. El intrusivo pórfido cuarcífero está sericitizado intensamente y contiene mineralización pirítica. En general, la alteración sericítica de los intrusivos es más penetrante sobre los niveles superiores de los intrusivos, tal como se muestra en las secciones transversales que muestran patrones de alteración (anexo 7 y anexo 8).

La vetillas de calcopirita y actinolita en los skarn y hornfels son también cortadas consistentemente por las vetillas piríticas tardías con halos "tipo Arcilla" suave de las alteraciones tipo serpentina y clorita.

d. Skarn de serpentina alterado: Aproximadamente la mitad del skarn de tremolita/actinolita contiene cantidades variables de material tipo arcilla blanda y se encuentra delineado e ilustrado sobre secciones transversales como "skarn de serpentina alterado". Los ensayos con rayos X en el laboratorio de Lakefield han demostrado que la alteración "serpentina" contiene combinaciones variables de minerales con alto contenido de magnesio, tales como talco, clinoclora, flogopita, antigorita y lizardita y probablemente es un tipo de alteración de tipo retrógrado asociado con la superposición pirítica mencionada anteriormente y en algunos skarns, formación de magnetita.

La presencia de talco en el skarn "serpentina-alterado" es importante metalúrgicamente. Fácilmente flota con el molibdeno y es más difícil de deprimir que los otros minerales de "serpentina". La clinoclora y flogopita parecen estar más asociados con el talco de los minerales de serpentina.

e. Mineralización de arsénico pirítico tardío: La superposición de la pirita tardía descrita anteriormente incluye no sólo a los stockworks a pequeña escala de las vetas piríticas y diseminaciones piríticas, sino también a fallas y vetas piríticas más grandes y más continuas. Estas vetas también podrían contener ensamblajes con alto contenido de sulfuro de pirita-calcopirita y piritaenargita-tenantita. Las vetas masivas de sulfuro pirítico usualmente contienen ganga de cuarzo y podrían de hecho ocupar estructuras que originalmente fueron usadas por grandes vetas de cuarzo (anexo 9).

f. Mineralización de anhidrita: Como en muchos otros depósitos de pórfido cuprífero un gran porcentaje del total de sulfuros originalmente depositado en el yacimiento de sulfuros primarios en esta mina fue acumulado en la forma de anhidrita. Se ha penetrado una "zona de sulfato" profunda en aproximadamente 20 de los sondeos más profundos. La cima de la zona de "sulfato" yace entre la cota de 4200 m y 4300 m y forma un cóncavo amplio hacia arriba o una superficie como forma de tazón. Por debajo del tope de la zona

de sulfato, todas las fracturas y cavidades abiertas se encuentran llenas con anhidrita o anhidrita alterado a yeso y como disseminaciones remplazando a la plagioclasa y anfíboles, como uniones con cuarzo, biotita o feldespato potásico y como ganga gruesa en vetas con pirita y cuarzo. La alteración y mineralización de anhidrita abarcó la evolución del cuerpo mineral primario desde la alteración potásica temprana y la formación del skarn hasta la alteración tardía serpentina del skarn y la superposición pirítica, y la formación tardía de las vetas y mantos.

Tal como se muestra en las secciones transversales de esta mina, cuerpos de reemplazo masivo de anhidrita y yeso con skarn y hornfels intercaladas y no brechadas de lutita biotizada se encuentran presentes en algunos sondeos y están expuestos en alguna labores subterráneas cerca de la base del skarn del Pucará y vecinos a los contactos intrusivos de granodiorita y pórfidos feldespático (anexo 5 y 6). Las capas de skarn impermeable y los altos Índices de Calidad de Roca (RQD, según sus siglas en inglés) entre los hornfels de lutitas y las capas masivas de yeso/anhidrita contienen también anhidrita disseminada. Estas capas son cortadas por innumerables uniones pequeñas de anhidrita y/o yeso típicas de las zonas con sulfato y la mineralización primaria en muchos depósitos del pórfido cuprífero. El tope de los sulfatos tal como se describe anteriormente está formado por la hidratación y solución de la anhidrita y yeso por el agua subterránea circulante. Por medio de otros sondeos profundos, probablemente se probará que “el tope de los sulfatos se correlaciona con el fondo del gran cuerpo de intrusivos y skarn intensamente fracturados.

También es posible que los límites laterales del gran cuerpo intensamente fracturado, tal como se muestra sobre las secciones transversales con dirección norte – sur y este - oeste, correspondan a los límites laterales originales de la zona original de alteración primaria de anhidrita.

Las condiciones del suelo debajo del “tope de los sulfatos” se diferenciarán significativamente de aquellas encontradas por encima del "tope de los sulfatos". Por

ejemplo, en la zona de sulfatos los valores de RQD son consistentemente más altos (generalmente por encima de 90) que los intrusivos y en los skarns.

Todas las rocas dentro de la zona de los sulfatos son impermeables y la porosidad es equivalente a cero debido a la impregnación de las disseminaciones de anhidrita y por las vetillas y fracturas selladas de anhidrita. Por lo tanto, el tope de los sulfatos también controlará los cursos de agua en la mina al actuar como una barrera impermeable en los trabajos subterráneos y/o sobre los bancos del tajo.

2.1.3.3 Escala del zoneamiento metálico del yacimiento. La escala de zoneamiento vertical de un yacimiento de cobre, molibdeno y arsénico y, posiblemente también de niveles muy bajos de oro, se encuentra presente en el yacimiento de Toromocho (Figuras 6, 7, 11, 12, 13 y 14).

El yacimiento de cobre se extiende hacia abajo con un plano de fondo que se encuentra entre 500 a 600 m por debajo de la superficie. La ley más alta y principal del yacimiento mineral se localiza dentro de un yacimiento de 1.0 a 2.0 km de skarn intensamente fracturado circundando por los intrusivos granodioríticos y el pórfido feldespático en forma de bóveda de hace 7 millones de años y subyace a un intrusivo andesítico/diorítico regional más antigua expuesta sobre la superficie.

Los patrones de la distribución de molibdeno en la parte principal y central del yacimiento mostrados en secciones tienen la forma de conos invertidos o cascos abiertos hacia abajo y con buzamiento hacia el norte (anexo 10 y 11).

El patrón del cono invertido desplegado en secciones refleja la abundancia de vetillas tipo "B" de cuarzo – Mo en la mineralización temprana de cobre en los skarns e intrusivos respectivamente.

La mineralización de enargita y tenantina débil e irregular indica la presencia de arsénico en esta mina. Los valores más altos de arsénico se encuentran generalmente por encima de los 4700 m y cerca de la superficie (anexo 12 y 13).

2.1.3.4 Enriquecimiento de calcocita supergénica. El proceso de enriquecimiento y lixiviación supergénica ha desarrollado una zona de enriquecimiento de calcocita en esta mina a tajo abierto que se extiende irregularmente hasta los 400 m debajo de la superficie. Comparado con otros yacimientos de pórfido cuprífero enriquecidos secundariamente como El Salvador, Escondida, y Chuquicamata en Chile, el enriquecimiento de calcocita en esta mina es relativamente débil, irregular y discontinuo excepto localmente y donde se encuentran concentrados a lo largo de las estructuras.

Sulfuros piríticos están expuestos en la superficie en muchos afloramientos. Una zona de lixiviación parcial o total, en el cual los sulfuros se hallan subordinados a limonita, se extiende debajo de la superficie, a menudo tan sólo de 10 a 30 m. Sin embargo, en algunos lugares se encuentran en profundidades de 100 m a más, especialmente a lo largo de las estructuras. La base de la zona lixiviada se encuentra delineada y trazada sobre secciones transversales como “tope dominante de sulfuros” (anexo 5 y 6). El “tope dominante de los sulfuros” es también el tope de la zona de enriquecimiento.

La base del enriquecimiento está trazada sobre secciones transversales en base a la ausencia de calcocita y covelita visible y a los ensayos de menos del 20% de cobre lixiviable por medio de los análisis secuenciales.

La mitad de la parte superior del manto de enriquecimiento contiene algunas zonas de enriquecimiento moderado a fuerte y discontinuo de calcocita con rebordes gruesos de calcocita sobre calcopirita o sobre reemplazos de calcopirita y sobre abundantes cubiertas y películas de calcocita y covelita sobre pirita. Estas zonas también se pueden encontrar en los análisis de cobre secuencial de lixiviación del 50% o más de cobre lixiviable. En las zonas del enriquecimiento débil, los rebordes de calcocita sobre calcopirita son delgados o no se encuentran presentes y la pirita es generalmente brillante y sin recubrimiento. Los valores del cobre lixiviado proveniente de los análisis de cobre secuencial en la zona de enriquecimiento débil e irregular están en el rango del 20% a menos del 50%.

2.1.3.5 Enriquecimiento de plata. El contenido de plata en el yacimiento podría ser de enriquecimiento secundario desde aproximadamente 5 g/t en la zona primaria hasta cerca del 6 a 7 g/t en la zona enriquecida. Al menos algo de la plata en la zona enriquecida podrá estar presente como acantita (argentita), difícil de distinguir desde la calcocita durante el logueo geológico.

Sin embargo, los valores más altos de plata en las partes superiores de la zona enriquecida también se pueden originar por la zonificación hipogénica vertical de los minerales primarios de plata, tales como la tetraedrita y tenantita.

2.1.3.6 Arsénico. Los valores más altos del arsénico registrados por sobre las 1000 ppm se encuentran concentrados en las zonas estructurales dentro las zonas intrusivas fuertemente enriquecidas. Los valores de arsénico en la zona primaria son sólo cerca de 130 ppm. Valores intermedios de 200 a 500 ppm se encuentran presentes en la zona débilmente enriquecida entre ellos.

Sin embargo, es posible que estos patrones de arsénicos reflejen principalmente la zonificación hipogénica de la mineralización enargita y tenantita tardía ascendente, tal como se describe anteriormente (anexo 12 y 13).

2.1.4 Variables controlables y no controlables

2.1.4.1 Variables controlables. Estas variables, como su nombre lo dicen son controlables o están bajo el control del profesional. En este caso, del ingeniero de minas. Generalmente estas variables son determinadas en el planeamiento de minado para poder adquirir los equipos de perforación (marca y capacidad), en cuanto a dimensiones de las brocas, los barrenos, etc.

Estas variables controlables, son las siguientes:

- Geométricas
- Físico-químicas
- De tiempo y,
- Operativas:

2.1.4.1.1 Geométricas. Se tiene las siguientes:

- Burden (B): Dentro de las variables geométricas es la variable más importante. El burden es definido como la distancia medida perpendicularmente desde el centro de gravedad de una mezcla explosiva cargada dentro de un taladro a la cara libre más cercana y en la dirección en la cual probablemente ocurrirá el desplazamiento de la masa rocosa.

- Espaciamiento (S): Es la distancia entre taladro a taladro. Esta variable puede ser \geq al burden.

- Diámetro de taladro (BH F): El diámetro del taladro está en función del requerimiento de la producción, de la altura de banco, capacidad de los equipos de carguío y acarreo.

- Profundidad de taladro (BHD): Al igual esta variable está en función del requerimiento de la producción.

- Sobre perforación (S/D): Esta variable es importante porque ayuda a obtener el tonelaje total planificado (T_m).

- Altura de banco (BH): Esta dada en metros y corresponde a la cota topográfica por los estudios geotécnicos. Es la distancia desde la superficie del banco hasta el límite de la sobre perforación.

- Taco (ST): Está conformado por los detritus de la perforación. Es la parte superior del taladro con la superficie del banco, cuya función es evitar que la energía del explosivo al momento de la detonación se pierda.

- Longitud de carga (BHL): Es la cantidad de explosivo que se carga dentro de un taladro, está dado en Kg.

2.1.4.1.2 Físico-químicas. Estas variables son las siguientes:

- Tipo de mezcla explosiva: Dentro de la clasificación general de los explosivos, cuya selección es de acuerdo a las características físico-mecánicas del macizo rocoso.

- Densidad de la mezcla explosiva: Esta densidad depende del tipo de mezcla explosiva comercial y está dada en gr/cm³, la cual es determinada por el fabricante de los explosivos.

- Parámetros de (1) explosivo:
- Detonación: VOD, P2, T2, etc.
- Explosión: Q3, P3, T3, etc.
- Boostering.

$$AE = \int_{V_1}^{V_f} PdV - q$$

Figura 1

Carguío de mezcla explosiva en los taladras a través de camión fabrica



Nota: Elaboración Propia

2.1.4.1.3 De tiempo. Se refiere a los:

- Tipos y tiempos de retardo: Los tiempos de los retardos de los conectores, generalmente en las minas se distinguen por colores como se muestra en la siguiente figura.

Figura 2

Tiempos de retardo

Color	Tiempo
Green	0 ms (nominally 1.75 ms)
Yellow	17 ms
Red	25 ms
White	42 ms
Blue	67 ms
Black	109 ms
Orange	176 ms

Nota: Fuente Voladura de Rocas UNI

- Tipos y secuencia de salida: Para los retardos del cordón detonante se refiere a un dispositivo plástico que en su interior lleva un fulminante de retardo.

Se usa para dar la secuencia de salida de los disparos primarios.

Figura 3

Tipos de retardo (fuente Famesa)



Nota: Fuente Famesa

2.1.4.1.4 Operativas. Se refiere a la fragmentación requerida por la parrilla de la chancadora primaria.

Figura 4

Fragmentación (Fuente propia)



Nota: Elaboración Propia

2.1.4.2 Variables no controlables

2.1.4.2.1 Macizo rocoso. Se refiere a todo lo relacionado con el macizo rocoso donde se está trabajando. Tales como: La geología regional, geología local, geología estructural, características físico-mecánicas del macizo rocoso, variedad y naturaleza del macizo rocoso, hidrogeología y condiciones climatológicas, aspectos geotécnicos, características geomecánicas (RQD, Q de Barton y RMRS).

En cuanto, a esta mina a tajo abierto la caracterización de la geología base, la roca presente en este yacimiento son de litología Diotita, Granodiorita, Skarn, Hornfels para alteraciones Potásica, Filica, Act-trem, Serp – Mag, Serp-Talc, Hornfels.

El modelo usado para clasificar por dureza a la roca se ha realizado en base a la velocidad de perforación en un rango donde 4 es muy duro y 1 es suave.

En la tabla siguiente se muestra la relación entre litología, alteración y dureza.

Tabla 2

Características geológicas

Litología	Alteración	Dureza
Diorita	Diorita	2
Granodiorita	Potásica	3 – 4
	Fílica	3 – 4
Skarn	Act-trem	2 – 3
	Serp-mag	2 – 3
	Serp-Talc	2 – 3
	Hornfels	3

Nota: Fuente Departamento de geología

2.1.5 Perforación Rotativa

En cuanto se refiere a la explotación por el método superficial en los diferentes tajos, la primera operación minera unitaria de perforación es efectuada por equipos primarios como las perforadoras rotativas. Las perforadoras rotativas actualmente están preparadas para perforar taladros de mayor diámetro, tal es el caso de esta operación minera donde que se perfora taladros Ø de 12 ¼". Este sistema cuenta con una fuente de energía, un mástil donde se cargan los barrenos. Estos barrenos transmiten el peso, la rotación y el aire de barrido a la broca. Dicha broca hace contacto directo con el macizo

rocoso y debe fragmentar la roca, de manera eficiente evacuando los detritus que se forman al momento de la perforación de los taladros.

Por otro lado, hay que tener presente que a la falta de inversión minera en estas últimas décadas, hace que la empresa minera contrate profesionales planteando ciertos retos como es el exigente desafío de reducir los costos operacionales iniciándose en las operaciones mineras binomiales de perforación y voladura, siendo crucial la variable aleatoria llamada fragmentación.

Son máquinas diseñadas para operar con gran fuerza de avance o pull down y un par de rotaciones. Los componentes principales de la perforadora rotativa son:

- El barreno,
- La broca y,
- La circulación de flujo de aire para la limpieza de los taladros.

Por otro lado, el Ph. D Alan Bauer, postuló un modelo matemático para las perforadoras rotativas, para lo cual tomó en cuenta el cálculo del rango de penetración relacionando la resistencia de compresión uniaxial, el peso por pulgada de diámetro y la velocidad de rotación.

$$PR = (61 - 28 \text{Log } Sc) \left(\frac{W}{\phi} \right) \left(\frac{RPM}{300} \right)$$

Donde:

PR = rango de penetración (pies/hr)

Sc = Resistencia compresiva uniaxial en 1000 psi.

W/Ø = peso por pulgadas del diámetro de la broca en 1000 lb.

RPM = velocidad rotativa RPM

2.1.5.1 Factores que influyen la perforación. Se puede decir que existen varios factores, los que afectan la penetración o evacuación de los detritus. Los que también determinan la performance de la perforadora, son los siguientes:

- Perforadora
- Barreno

- Broca
- Circulación del fluido
- Dimensiones del taladro
- Macizo rocoso

El equipo en sí que es la perforadora, barreno y la broca constituye el sistema de perforación, y son considerados como una variable de diseño del sistema.

El tamaño y profundidad del taladro dependen de los diseños de voladura y de los requerimientos de la producción. El factor macizo rocoso es una variable totalmente aleatoria.

De acuerdo a Fish y Baker (1956), en cuanto a la velocidad de rotación está limitada por el creciente desgaste que sufren las brocas al aumentar los RPM. Además de la propia abrasividad de las rocas, es necesario tener en cuenta que los desgastes aumentan conforme se aplica un empuje mayor y las fuerzas de rozamiento entre la roca y la broca se hacen más grandes.

2.1.5.2 Evacuación de los detritus. Para una eficiente perforación, los detritus de roca formados por la perforación en los taladros, deben ser evacuados para evitar que sean triturados por los elementos cortadores de la broca, para ello debe suministrar una circulación de aire para evacuar dichos detritus. También, debe suministrar agua para controlar el polvo.

Las ventajas que se tiene al inyectar aire con agua son las siguientes:

- Facilita la evacuación de detritus y aumenta la velocidad de avance
- Refrigerar las billas de la broca y disminuye el desgaste
- Elimina el polvo, lo cual es importante en terrenos abrasivos.

Según Eimco-Secoma para la inyección de aire húmedo, se necesita del orden de 1,000 a 1,500 l/min de aire, y por cada perforadora unos 250 cm³/min de agua.

2.1.5.3 Equipos principales de perforación. En esta mina explotada por el método a tajo abierto, se cuenta con los siguientes equipos de perforación:

- Perforadora: Modelo Pit Viper 351, código PD 101, Atlas Copco

- Perforadora: Modelo Pit Viper 351, código PD 102, Atlas Copco
- Perforadora: Modelo Pit Viper 351, código PD 103, Atlas Copco

2.1.5.4 Accesorios de las perforadoras. Los más conocidos, son los siguientes:

- Broca: El tipo de brocas usadas a nivel mundial, en perforación rotativa en minas superficiales, es la broca tricónica con conos dispuestos excéntricamente para tener una mayor acción trituradora. Los tipos de triconos que se cuenta en la actualidad son los de dientes y de insertos.

Los dientes o insertos de la broca penetran en el macizo rocoso, debido al empuje sobre la roca, haciendo que la roca se triture en fragmentos pequeños, que luego son evacuados.

- Barrenos: Son barras de acero, las cuales se conectan entre sí para lograr alcanzar la profundidad del taladro diseñado; los barrenos son los que transmiten el empuje sobre la broca.

- Estabilizador: Este accesorio se instala encima de la broca, cuyo objetivo es evitar una oscilación y pandeo de lo barrenos.

2.1.6 Explosivos usados en voladura de rocas

Cuando se trata de explosivos para uso exclusivo de la industria minera, en cuanto a explotación de minerales, el objetivo esencial de estos consiste en disponer de una energía concentrada químicamente y balanceada en oxígeno para obtener mayor cantidad de calor de explosión para fragmentar el macizo rocoso y que no se produzcan gases tóxicos. Entonces, cuando se usan mezclas explosivas comerciales en la explotación de minerales, se está hablando de un ataque químico al macizo rocoso.

Sin embargo, cuando se habla de la detonación de alguna mezcla explosiva comercial, se trata de un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevadas temperaturas que adquieren un gran calor de explosión para cumplir su trabajo de fragmentar la roca. Es decir cuando se inicia un disparo primario, el primer efecto que se produce es la

generación de una onda de choque que se propaga a través de un medio, que en este caso es el macizo rocoso.

Figura 5

Perforación de taladros en banco



Nota: Elaboración Propia

Son las mezclas compuestas por oxidantes y combustibles. Entre los oxidantes más usados se tienen los siguientes: AN, SN, Al, CO_3Ca , etc. Entre los combustibles, se pueden mencionar los siguientes: Petróleo, C, propano, Nitro metano, gas, etc.

Para sensibilizar los ingredientes anteriormente mencionados generalmente se usan explosivos intrínsecamente explosivos, tales como: NG, TNT, PETN, NC, acida de Pb, etc.

2.1.6.1 Desarrollo histórico de las mezclas explosivas comerciales. En cuanto a explosivos de uso industrial en este desarrollo histórico, se hace referencia desde que se inventó la pólvora en el siglo XIII a la fecha, aún se continúa usando este insumo como ingrediente principal en la mecha de seguridad; este accesorio de voladura es indispensable para iniciar cualquier disparo primario tanto en minería subterránea y/o a tajo abierto hasta las últimas mezclas explosivas comerciales que invento el Ph. D. Melvin Cook como son las emulsiones sensibilizadas física y químicamente hasta el plasma.

Tabla 3

Desarrollo histórico de los explosivos

MEC	Año
Pólvora Negra (C, S, NO ₃ N ₂)	1300 – 1900
Nitrocelulosa (4C ₆ N ₃ H ₇ O ₁₁)	1832
Nitroglicerina (4C ₃ N ₃ H ₅ O ₉)	1846
Dinamita (NG + Kieselghür)	1865
Dinamitas Amoniacales y Gelatinosas	1875 – 1950
AN/FO	1940
Slurries	1950
Emulsión gasificada	1956
Slurries (Empacados)	1960
AI/AN/FO	1968
SAN/FO, Slurries (A granel)	1970
Slurries para Diámetros pequeños	1972
Emulsiones	1975
Emulsiones para Diámetro pequeño y AN/FOs pesados (Heavy AN/FOs)	1980
Plasma	1990
AN/CO para minería subterránea y Open Pit	2002
Agente de voladura, para voladura controlada	2007
Agente de voladura ROTHAN	2019

Nota: Fuente Clases de voladura de rocas FIGMM-UNI

2.1.6.2 Clasificación de las mezclas explosivas comerciales. De acuerdo al curso de voladura de rocas, las mezclas explosivas comerciales se clasifican de la siguiente manera:

Figura 6

Clasificación general de los explosivos



Nota: Elaboración Propia

2.1.6.2.1 Bajos explosivos. Se refiere a las mezclas explosivas comerciales que en su composición no llevan ningún explosivo intrínsecamente explosivo, la cuales solamente combustionan o deflagran, pero no detonan. Un ejemplo tipo es la pólvora negra (componente mecha seguridad)

2.1.6.2.2 Altos explosivos. Son las mezclas explosivas comerciales que en su composición si llevan un explosivo intrínsecamente explosivo y que para su iniciación se requiere de un fulminante común. Ejemplo tipo la dinamita

2.1.6.2.3 Agentes de voladura. Son las mezclas explosivas comerciales que en su composición no llevan ningún explosivo intrínsecamente explosivo, y pero que al mezclarse sus ingredientes se convierten en un explosivo. Así por ejemplo al mezclar el nitrato de amonio (NO_3NH_4) más el petróleo diésel (CH_2), se obtiene el AN/FO.

Para los agentes de voladura no son sensibles a los fulminantes comunes, y para su iniciación se requiere de un booster que produzca una alta presión de detonación.

2.1.6.3 Explosivos y accesorios usados en la voladura. En esta operación minera superficial para la voladura de rocas, se usan las siguientes mezclas explosivas comerciales con sus respectivos accesorios de voladura.

2.1.6.3.1 Mezclas explosivas comerciales.

- Haevy ANFO: Al respecto de esta mezcla explosiva comercial R. B. Clay fue el investigador que a comienzos de la década del 80 propuso el concepto fundamental para el desarrollo de las nuevas mezclas explosivas comerciales llamadas AN/FO's pesados.

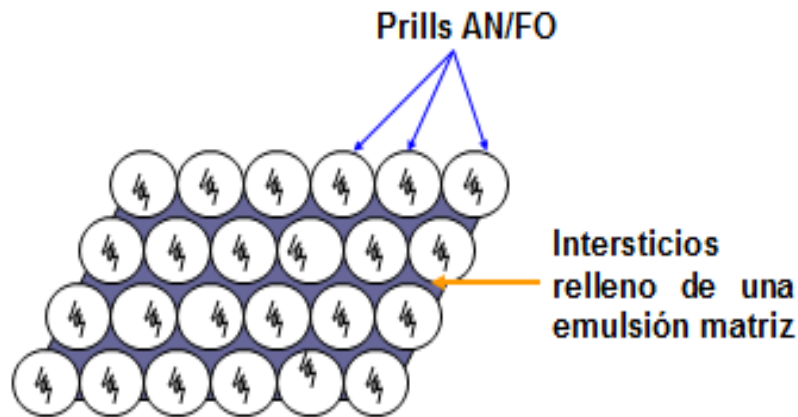
Clay, decía que el AN/FO en su composición tenía aproximadamente 50% de aire de los cuales 30% estaba dentro de los gránulos del Nitrato de amonio y 70% entre los gránulos de este.

El aire que se encontraba dentro de los gránulos se aprovechaba para dar la sensibilidad; pero el aire que se encontraba entre ellos pasaba a ser un volumen perdido, con una mezcla explosiva comercial de alta densidad y resistente al agua, la mezcla explosiva comercial resultante tendrá mayor densidad y mayor resistencia al agua que el AN/FO con un costo adicional mínimo. Con este concepto básico de Clay se ha

desarrollado en forma impresionante toda la tecnología acerca de los AN/FOs pesados, demostrándose buenos resultados.

Figura 7

Concepto de ANFO pesado



Nota: Elaboración Propia

- Quantex: Karl Maslo Luna, CEO Regional de EXSA señaló que “la Tecnología Quantex es la solución más competitiva en fragmentación de roca, que permite “óptimos” resultados a nivel financiero, técnico y ambiental. Karl Maslo, CEO de la empresa señaló que la Tecnología Quantex es una innovación única en el país y en el mundo, y que la oficina de Patentes y Marcas de Estados Unidos (ESPTO por sus siglas en inglés) otorgó a EXSA la patente de la Tecnología Quantex en dicho país”.

El desarrollo de la Tecnología Quantex se basa en el uso del nitrato de amonio de alta densidad y ofrece varios atributos. Entre ellos, puede ser producido en el Perú, tienen mayor capacidad de fragmentación de las rocas y reduce drásticamente los costos, a diferencia del nitrato de amonio de baja densidad, que se usa de manera convencional en la actividad minera.

Figura 8

Explosivo quantex



Nota: Elaboración Propia

2.1.6.4 Accesorios de voladura de rocas. Los accesorios de voladura que se usan en esta operación minera, son los siguientes:

- Detonadores electrónicos: Este accesorio de voladura están constituidos, por una cápsula metálica de aluminio cerrada por un extremo, encontrándose en su interior un condensador, un chip, un inflamador, un explosivo iniciador o primario y un explosivo base, su ventaja principal es la seguridad y precisión en la detonación.

Los detonadores se activan instantes antes de la detonación y requieren una corriente codificada para su iniciación.

Se pueden programar don un tiempo de retardo de 1 à 14000 ms. en intervalos de 1 ms. Con este tipo de detonadores no existen los conectores ya que el retardo de cada taladro viene determinado por su detonador.

- Booster: Los boosters son explosivos que en su composición contienen explosivos intrínsecamente explosivos, tales como TNT, PETN, etc. Los cuales son usados para iniciar a los agentes de voladura.

Generalmente en el mercado nacional existen los siguientes booster para iniciar los agentes de voladura:

- Booster HDP 150 g
- Booster HDP 225 g
- Booster HDP 340 g
- Booster HDP 450 g
- Booster HDP 900 g
- Booster HDP 1 350 g

- Mecha de seguridad: Este accesorio de voladura fue inventada y patentada por William Bickford en 1831. Este investigador nació en 1774 y murió en 1834.

La mecha de seguridad, es un medio a través del cual una llama es transportada continuamente a una velocidad uniforme para proveer y propiciar la iniciación de una MEC, ya sea directa o indirectamente. El núcleo de la mecha de seguridad está conformado por una cantidad de pólvora negra, la cual debe iniciar a las MEC que están cargadas dentro de un fulminante común (PENT y Acida de Pb); para luego iniciar a las MEC detonantes.

- Fanel: Es producto peruano manufacturado con los mismos principios y ventajas del sistema NONEL.

El nonel, es un sistema de voladura no eléctrico, inventado por la NITRONOBEL AB STOCKHOLM SWEDEN. Tiene la precisión y confiabilidad de los DEBC y con la ventaja adicional que no hay riesgos a los efectos de la electricidad estática, corrientes inducidas, corrientes erráticas, etc. Usa el cordón detonante como medio de iniciación.

Los componentes se mencionan a continuación:

- Manguera fanel
- Fulminante de retardo
- La etiqueta

- Fulminantes comunes: Consiste en una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo donde carga las mezclas explosivas comerciales. Actualmente se cuenta con los fulminantes comunes N° 6 y 8.

2.1.6.5 Seguridad en el manejo de los explosivos. El Decreto Supremo 024-2016-EM en el título cuarto gestión de las operaciones mineras, capítulo VI Explosivos, subcapítulo I Actividades Diversas, hace referencia en cuanto a:

- Almacenamiento (art 278 – art 281)
- Transporte (art 287)
- Manipuleo (art 288 – art 289)
- Agentes de voladura (art 290 – art 291)

Cabe enfatizar que, en explosivos el primer erro, es el último. Es por eso que se debe tener todos los cuidados posibles. En este caso, el personal responsable de cargar los explosivos en los taladros de los tajos debe estar bien preparado y capacitado tanto física como intelectualmente.

2.1.6.6 Impactos ambientales inducidos por la voladura de rocas. Los impactos ambientales inducidos por la voladura de rocas en la industria extractiva minera, es específicamente la detonación de cualquier mezcla explosiva comercial, la cual es usada para poder extraer desde la corteza terrestre los diferentes tipos de minerales.

Estos impactos ambientales inducidos por la voladura de rocas, son los siguientes:

- Gases tóxicos
- Presión de aire
- Ruido
- Polvo
- Vibraciones del macizo rocoso
- Lanzamientos de fragmentos de roca
- Subsistencia

Respecto a gases tóxicos que se producen en una voladura de rocas son: Óxidos nitrosos (NO, N₂O) y/o monóxidos de carbono (CO); los cuales son producidos por la reacción química incompleta de los ingredientes que componen la mezcla explosiva comercial. Entonces, eso quiere decir que el balance de oxígeno no tiende a cero ($OB \approx 0$) y como consecuencia el calor de explosión (Q₃) de la mezcla explosiva disminuye.

Estos gases pueden ser considerados tóxicos a niveles de:

- Óxidos nitrosos: (NO, N₂O) 5ppm
- Monóxido de carbono (CO) 50ppm
- Dióxido de carbono (CO₂) 5000ppm

En cuanto a los gases nocivos producidos por la voladura de rocas, y su implicancia sobre la seguridad y salud del personal es importante mencionar que estos según su naturaleza pueden ser: inocuos, irritantes, nocivos o tóxicos, y generan los siguientes riesgos:

- Asfixia, por anoxia, al desplazar al aire.
- Intoxicación, envenenamiento y muerte, según sus características letales.

Estos impactos ambientales, actualmente con la aplicación de ciencia y tecnología moderna son reducidos, mitigados y/o evitados.

En esta mina explotada por el método de tajo abierto, usa las mezclas explosivas comerciales de última generación como es el ANFO pesado y el Quantex, cuyas explosivos son correctamente balanceados en oxígeno; es por ello que no se ha tenido ningún incidente y/o accidente por gaseamiento y/o en cualquier impacto ambiental producido por la voladura de rocas.

2.1.7 Modelo matemático de ASH

En cuanto a modelos matemáticos, dependiendo de la ciencia existen varias definiciones. Pero, para el tema de la presente tesis se definirá para ingeniería de explosivos e ingeniería de rocas.

Un modelo matemático para calcular el burden para las operaciones mineras tanto subterráneas como superficiales es crear un algoritmo haciendo intervenir las variables reales del macizo rocoso, tales como la caracterización geomecánica, la mecánica de rocas y las características y propiedades de cualquier mezcla explosiva comercial (MEC) que se usará para la voladura de rocas, teniendo siempre presente que el burden es la variable fundamental y determinante para obtener un resultado adecuado de la fragmentación como producto de la voladura de rocas.

Figura 9

Perforación de taladro



Nota: Elaboración Propia

2.1.7.1 Desarrollo del modelo matemático. Para el diseño de las mallas de perforación y voladura ($B \times S$) para esta mina explotada por el método a tajo abierto, se eligió el modelo de Richard Ash.

Este modelo matemático fue postulado por R. Ash en 1963, para el calcular el burden (B).

$$B = K_b \frac{D}{12}$$

Donde:

B = Burden (pies)

D = Diámetro del taladro (pulg)

K_b = Constante que dependerá del tipo de roca y del explosivo usado. Estos valores se muestran en la tabla 6,1.

2.1.7.2 Parámetros del modelo matemático

- Valores de K_b

Los valores de K_b para algunos tipos de roca y explosivos usados en el modelo de R. L. Ash para calcular el burden (B) se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 4*Valores de Kb según tipo de roca y densidad de la mezcla explosiva*

Tipo de Explosivo	Tipo de Roca		
	Blanda	Media	Dura
Baja densidad (0.8 -0.9) gr/cm3 Baja potencia	30	25	20
Densidad media (1.0 – 1.2) gr/cm3 Potencia media	35	30	25
Alta densidad (1.3 – 1.4) gr/cm3 Alta potencia	40	35	30

Nota: Fuente modelo matemático de ASH

- Profundidad del taladro

Además R. L Ash, ha desarrollado otros cuatro estándares básicos o relaciones adimensionales.

Para determinar los demás parámetros de diseño de un disparo, los cuales son:

$$H = K_H B$$

$$K_H \Sigma [1.5, 4]$$

$$K_H = 2.6$$

- Sobre perforación

$$J = K_J B$$

$$K_J = 0.3$$

- Espaciamiento

$$K_S = K_S B$$

KS = 2 Para iniciación simultanea

KS = 1 Para periodos de retardos largos

KS = 1-2 Para periodos de retardos cortos

KS = 1.2 – 1.8 Como promedio

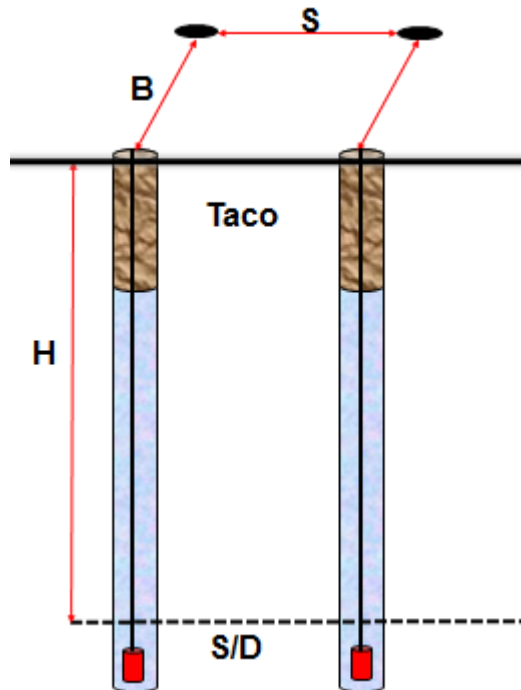
- Taco

$$T = K_T B$$

$$K_T = [0.7 - 1.0]$$

Figura 10

Parámetros de diseño de Ash



Nota: Elaboración Propia

2.2 Marco conceptual

Vibraciones. son las ondas sísmicas que se generan como resultado de la detonación de explosivos para fracturar la roca en una mina o cantera. Estas vibraciones pueden causar daños a las estructuras cercanas, como edificios, puentes, tuberías y otros equipos, y pueden ser una fuente de preocupación para las comunidades cercanas a la operación minera. (Hamanaka, A., 2011)

Taladros. son perforaciones que se realizan en la roca con el fin de introducir explosivos y fragmentar la roca en trozos más pequeños. Estos taladros se 55

hacen utilizando una variedad de técnicas y herramientas, como taladros manuales, taladros neumáticos y taladros hidráulicos. Depende del diseño, tienen determinado subdrilling, altura y diámetro. (Bhandari, S.K.,1997)

Taco. es un material utilizado para tapar los orificios de los taladros en los que se introducirán los explosivos. El taco se coloca en el fondo o en la parte superior del taladro, se utiliza para comprimir, confinar y contener los explosivos dentro del taladro antes de la detonación. (Hustrulid, W. A. y Kuchta, M., 1995)

Burden. es la distancia entre el frente de la roca y el taladro en el que se colocarán los explosivos. Es un parámetro importante en la planificación de la voladura ya que afecta la eficacia de la explosión y la fragmentación de la roca. (Ouchterlony, F., 1992).

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Recolección de Datos

En los trabajos diarios de carguío de taladros en mina, se obtuvieron los datos de densidad, cuyo valor para el Heavy ANFO 55 es de 1.25 gr/cm³

Tabla 5

Densidad inicial y costo de mezcla explosiva

Mezcla Explosiva	Densidad Inicial (gr/cm ³)	Factor de Gasificación * (m/m-carga)	Costo de MEC (\$/kg)
QUANTEX 73	1.38	0.10	0.694
QUANTEX 82	1.36	0.12	0.700
QUANTEX 91	1.35	0.14	0.706
GAS LC	1.33	0.09	0.712
ANFO	0.80	0.00	0.481
Heavy ANFO 28	0.90	0.00	0.617
Heavy ANFO 37	1.00	0.00	0.608
Heavy ANFO 46	1.20	0.00	0.597
Heavy ANFO 55	1.25	0.00	0.588
Heavy ANFO 64	1.29	0.00	0.577
Heavy ANFO 73	1.32	0.00	0.568
Heavy ANFO 82	1.34	0.00	0.558

Nota: Elaboración Propia. * Factor de gasificación para taladros de diámetro 12.25 pulg

Tabla 6

Costos unitarios de accesorios de voladura

Accesorio	Costo (\$)
Detonador electrónico	21.75
Detonador pirotécnico	2.25
Booster 1 lb	3.55
Booster 2 lb	6.35
Taponex	4.00
Wayra	6.72
Retenedor cónico	3.59
Cable de amarre electrónico (200 m)	0.24

Nota: Elaboración Propia

Tabla 7*Metas de fragmentación*

Datos de campo	Meta
% Finos menor a 1 pulgada	>50%

Nota: Elaboración Propia

Tabla 8*Ficha Técnica QUANTEX 73*

Especificaciones técnicas	Unidades	Valor
Densidad Final	gr/cm ³	1.13 ±5%
Diámetro Crítico	pulg	4.5
Profundidad máxima de carga	m	18
Velocidad de detonación (VOD)*	m/s	4000-6000
Iniciador recomendado	-	Booster de Pentolita B-450g
Emisión de CO ₂	kg CO ₂ /ton	0.174
Tiempo de gasificación	min	20-30
Presión de detonación	kbar	24.0 - 107.0
Energía absoluta en peso (AWS)**	kJ/kg	3,036
Energía absoluta en volumen (ABS)**	J/cm ³	3,214-3,575
Energía relativa efectiva al peso (RWS)***	%	113
Potencia relativa efectiva en volumen (RBS)***	%	170
Tipos de taladros		Secos/Agua

Nota: Fuente Ficha Técnica QUANTEX 73 de EXSA. * VOD sin confinar en diámetro de 6". ** Características calculadas empleando Software TERMODET a condiciones ideales de 1 atm. ***Característica de potencia relativa efectiva calculada con Software TERMODET a condiciones ideales de 100 MPa, con una densidad del Anfo de 0.8 g/cm³ y una energía efectiva del ANFO de 2362 KJ/Kg

Tabla 9*Características de Heavy ANFO*

MEC	Composición (%)		Densidad gr/cm ³	VOD (m/s)	Resistencia al agua
	Emulsión Matriz	ANFO			
Heavy ANFO 37	30	70	1.05(±0.01)	4800-5000	Nula
Heavy ANFO 46	40	60	1.15(±0.01)	5000-5200	Baja
Heavy ANFO 55	50	50	1.27(±0.01)	5200-5400	Buena
Heavy ANFO 64	60	40	1.29(±0.01)	4500-4800	Excelente

Nota: Elaboración propia, los rangos de VOD son para taladros de 10 5/8 pulgadas.

Para llevar a cabo la explotación de los minerales, en primer lugar, se debe diseñar las mallas de perforación y voladura (B x S). Este diseño de malla es fundamental para iniciar la perforación de los taladros.

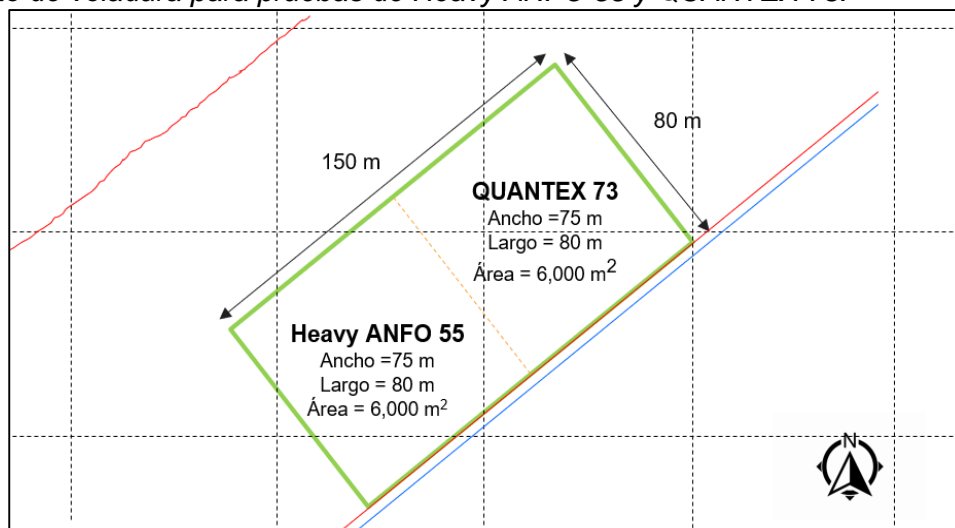
En este caso, de la mina a tajo abierto, la perforación rotativa se llevó a cabo en los bancos previamente dimensionados en ancho, largo y profundidad de los taladros, haciendo uso del modelo matemático de ASH.

3.2 Procesamiento de la Información

Considerando un proyecto de voladura de dimensiones de 80m x 150m para las pruebas dividido por la mitad, en donde se hará la pruebas de heavy ANFO 55 y QUANTEX 73 de dimensiones de interés para las pruebas de voladura, con las mismas dimensiones para las pruebas de diferente mezcla explosiva.

Figura 11

Proyecto de voladura para pruebas de Heavy ANFO 55 y QUANTEX 73.



Nota: Plano entregado por el área de planeamiento de corto plazo, mostrando las dimensiones del área de perforación para las pruebas de mezclas explosivas

3.2.1 Caso de estudio 1: Prueba de mezcla explosiva Heavy ANFO 55

En este primer caso de estudio aplicaremos el modelo matemático de ASH para obtener los parámetros de diseño del taladro en la malla de perforación partiendo del cálculo del burden (B) con respecto a la constante K_b , propuesto por Richard L. Ash, relacionada al Heavy ANFO 55 según la Tabla 5.

Los datos de campo que se usaron para desarrollar el presente caso, se muestran en las siguientes Tablas 10 y 11.

Tabla 10*Parámetros considerados prueba Heavy ANFO 55*

Parámetro	Valor
Dimensiones de proyecto	Ancho = 75 m, Largo = 80 m
Área	6,000 m ²
Diámetro de taladro	12.25 pulg.
Altura de banco (H)	15 m
Mezcla explosiva de prueba	Heavy ANFO 55
Densidad de mezcla explosiva (ρMEC)	1.25 gr/cm ³
Tipo de Roca	Roca Dura
Densidad de Roca	2.52 TN/m ³
Kb (según Tabla 5)	25

Nota: Elaboración Propia

Tabla 11*Explosivos y accesorios prueba Heavy ANFO 55*

Explosivos y Accesorios de voladura	Costo Unitario
Heavy ANFO 55	0.588 \$/Kg.
Booster 2 de libras	6.31 \$/unid.
Detonador Electrónico	21.75 \$/unid.
Detonador No Electrónico	2.25 \$/m

Nota: Elaboración Propia

Aplicando el modelo matemático de ASH para calcular el burden (B), se tiene:

$$B = K_b \frac{D}{12}$$

$$B = 25 \left(\frac{12.25 \text{ in.}}{12} \right)$$

$$B = 25.54 \text{ ft}$$

$$\therefore B = 7.7 \text{ m} \approx 8 \text{ m}$$

Cálculo del espaciamiento (S) para malla de perforación de perforación triangular (triángulo equilátero):

$$S = \left(\frac{2}{\sqrt{3}} \right) \times B$$

$$S = \left(\frac{2}{\sqrt{3}} \right) (8 \text{ m}) = 9.23 \text{ m}$$

$$\therefore S = 9.2 \text{ m}$$

Cálculo de la sobre perforación (SD):

$$SD = K_j B$$

$$SD = 0.3(8 \text{ m}) = 2.4 \text{ m}$$

$$\therefore SD \approx 2.0 \text{ m}$$

Cálculo del taco (T):

$$T = K_T B$$

$$T = 0.7(8 \text{ m}) = 5.6 \text{ m}$$

$$\therefore T \approx 6.0 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros:

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = \frac{(L)(A)}{(B)(S)}$$

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = \frac{(80\text{m})(75\text{m})}{(8\text{m})(9.2\text{m})} = 81.52$$

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = 82 \text{ tal}$$

Cálculo de la altura de carga en el taladro (Hc), teniendo en cuenta que altura de banco H=15 m:

$$Hc = H + SD - T$$

$$Hc = 15\text{m} + 2\text{m} - 6\text{m}$$

$$\therefore Hc = 11\text{m}$$

Tabla 12

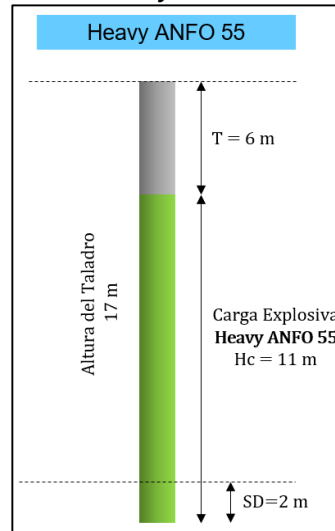
Parámetros de diseño de ASH prueba Heavy ANFO 55

Parámetro	Valor (m)
Burden (B)	8.0
Espaciamiento (S)	9.2
Sub Drilling (SD)	2.0
Taco (T)	6.0
Altura de Carga (Hc)	11.0

Nota: Elaboración Propia

Figura 12

Diseño de Carga para los taladros de Heavy ANFO 55.



Nota: Elaboración Propia

Cálculo de volumen de explosivo por taladro (V):

$$V = \frac{\pi(d)^2}{4} h$$

$$V = \left(\frac{3.1416 \left(12.25 \text{ in.} \left(2.54 \frac{\text{cm}}{\text{in.}} \right) \right)^2}{4} \right) 11 \text{ m} \left(100 \frac{\text{cm}}{\text{m}} \right)$$

$$V = 836,417.66 \text{ cm}^3$$

Cálculo de explosivo por taladro (W):

$$W = V(\rho_{MEC})$$

$$W = 836,417.66 \text{ cm}^3 (1.25 \text{ gr/cm}^3)$$

$$W = 1,045.52 \text{ kg}$$

$$\therefore W = 1,045 \text{ kg}$$

Cálculo de total de explosivo en el proyecto de voladura (TW):

$$TW_{MEC} = N^{\circ}_{\text{taladros}}(W)$$

$$TW_{MEC} = (82)(1,045 \text{ kg})$$

$$\therefore TW_{MEC} = 85,732.8 \text{ kg.}$$

Tabla 13

Costo total prueba Heavy ANFO 55

Explosivo y Accesorio de Voladura	Costo Unitario	Cantidad	Costo Total (USD)
Heavy ANFO 55	0.588 \$/Kg	85,732.8 kg	50,432.0
Booster de 2 libras	6.35 \$/unid.	82 unid.	520.7
Detonador electrónico	21.75 \$/unid.	82 unid.	1,783.5
Detonador pirotécnico	2.25 \$/m	82 unid.	184.5
Costo total de voladura			52,920 USD

.Nota: Elaboración propia.

Tabla 14

Costo unitario prueba Heavy ANFO 55

Costo total de voladura	52,920 USD
Tonelaje volado	15,120 TN
Costo unitario de voladura	3.5 USD/TN.

Nota: Elaboración propia

Figura 13

Fotografía tomada post ejecución de voladura con Heavy ANFO 55

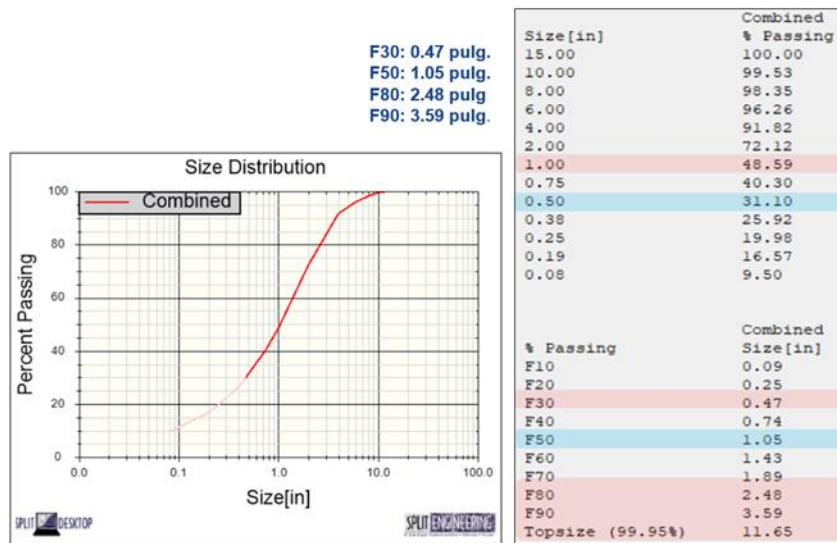


Nota: Elaboración propia.

Figura 14

Resultados de fragmentación de la voladura con Heavy ANFO 55

CURVA GRANULOMÉTRICA



Nota: Elaboración propia, con el Software Split Desktop

3.2.2 Caso de estudio 2: Prueba de mezcla explosiva QUANTEX 73

En este segundo caso de estudio aplicaremos el modelo matemático de ASH para obtener los parámetros de diseño del taladro en la malla de perforación partiendo del cálculo del burden (B) con respecto a la constante K_b , propuesto por Richard L. Ash, relacionada al QUANTEX 73 según la Tabla 5.

Los datos de campo que se usaron para desarrollar el presente caso se muestran en las siguientes Tablas 15 y 16.

Tabla 15

Parámetros considerados para prueba de QUANTEX 73

Parámetro	Valor
Dimensiones de proyecto	Ancho = 80 m, Largo = 75 m
Diámetro de taladro	12.25 pulg.
Altura de banco (H)	15 m
Mezcla explosiva de prueba	QUANTEX 73
Densidad de mezcla explosiva (ρ_{MEC})	1.38 gr/cm ³
Tipo de Roca	Roca Dura
K_b (según Tabla 5)	30
Factor Gasificante	0.1

Nota: Elaboración Propia

Tabla 16*Explosivos y accesorios prueba QUANTEX 73*

Explosivos y Accesorios de voladura	Costo Unitario
QUANTEX 73	0.694 USD//Kg.
Booster 2 de libras	6.35 USD/unid.
Detonador Electrónico	21.75 USD/unid.
Detonador No Electrónico	2.25 USD/m

Nota: Elaboración Propia

Aplicando el modelo matemático de ASH para calcular el burden (B), se tiene:

$$B = K_b \frac{D}{12}$$

$$B = 30 \left(\frac{12.25 \text{ in.}}{12} \right)$$

$$B = 30.62 \text{ ft}$$

$$\therefore B = 9.33 \text{ m} \approx 9 \text{ m}$$

Cálculo del espaciamiento (S) para malla de perforación triangular (triángulo equilátero):

$$S = \left(\frac{2}{\sqrt{3}} \right) \times B$$

$$S = \left(\frac{2}{\sqrt{3}} \right) (9 \text{ m}) = 10.39 \text{ m}$$

$$\therefore S = 10.4 \text{ m}$$

Cálculo de la sobre perforación (SD):

$$SD = K_j B$$

$$SD = 0.3(9 \text{ m}) = 2.7 \text{ m}$$

$$\therefore SD \approx 2.5 \text{ m}$$

Cálculo del taco (T):

$$T = K_T B$$

$$T = 0.7(9 \text{ m}) = 6.3 \text{ m}$$

$$\therefore T \approx 6.0 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros:

$$N^{\circ}_{taladros} = \frac{(L)(A)}{(B)(S)}$$

$$N^{\circ}_{taladros} = \frac{(80m)(75m)}{(9m)(10.4m)} = 64.1$$

$$N^{\circ}_{taladros} = 64 \text{ tal}$$

Cálculo de la altura de carga en el taladro (Hc), teniendo en cuenta que altura de banco H=15 m:

$$Hc = H + SD - T$$

$$Hc = 15m + 2.5m - 6m$$

$$\therefore Hc = 11.5m$$

Tabla 17

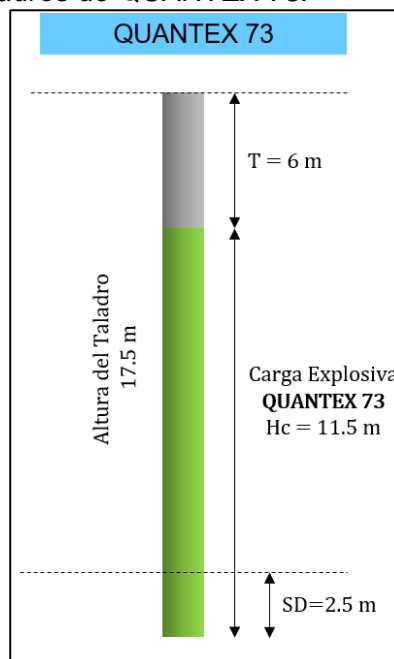
Parámetro de diseño de ASH prueba QUANTEX 73

Parámetro	Valor (m)
Burden (B)	9.0
Espaciamiento (S)	10.4
Sub Drilling (SD)	2.5
Taco (T)	6.0
Altura de Carga (Hc)	11.5

Nota: Elaboración Propia

Figura 15

Diseño de Carga para los taladros de QUANTEX 73.



Nota: Elaboración Propia

Cálculo de altura de carga real, considerando el factor de gasificación $FG = 0.1$ del QUANTEX 73:

$$H_{C_{REAL}} = H_{C_{TEORICO}} (1 - F_G)$$

$$H_{C_{REAL}} = 11.5m (1 - 0.1)$$

$$H_{C_{REAL}} = 10.35m$$

Cálculo de volumen de explosivo por taladro (V):

$$V = \frac{\pi(d)^2}{4} h$$

$$V = \left(\frac{3.1416 \left(12.25 \text{ in.} \left(2.54 \frac{\text{cm}}{\text{in.}} \right) \right)^2}{4} \right) (10.35 \text{ m}) \left(100 \frac{\text{cm}}{\text{m}} \right)$$

$$V = 786,794.87 \text{ cm}^3$$

Cálculo de explosivo por taladro (W):

$$W = V(\rho_{MEC})$$

$$W = 790,794.87 \text{ cm}^3 (1.36 \text{ gr/cm}^3)$$

$$W = 1,091.23 \text{ kg}$$

$$\therefore W = 1,091 \text{ kg}$$

Cálculo de total de explosivo en el proyecto de voladura (TW):

$$TW_{MEC} = N^{\circ}_{\text{taladros}}(W)$$

$$TW_{MEC} = (64)(1,091 \text{ kg})$$

$$\therefore TW_{MEC} = 69,824 \text{ kg.}$$

Tabla 18

Costo total prueba QUANTEX 73

Explosivo y Accesorio de Voladura	Costo Unitario	Cantidad	Costo Total
QUANTEX 73	0.694 \$/Kg	69,824 kg	48,457.85 \$
Booster de 2 libras	6.35 \$/unid.	64 unid.	406.4 \$
Detonador electrónico	21.75 \$/unid.	64 unid.	1392 \$
Detonador no electrónico	2.25 \$/m	64 unid.	144 \$
Total, costo de voladura/banco			50,400.25

Nota: Elaboración propia.

Tabla 19

Costo unitario prueba QUANTEX 73

Costo total de voladura	50,400.25 \$
Tonelaje volado	15,120 TN
Costo unitario de voladura	3.33 \$/TN.

Nota: Elaboración propia.

Figura 16

Fotografía tomada post ejecución de voladura con QUANTEX 73.

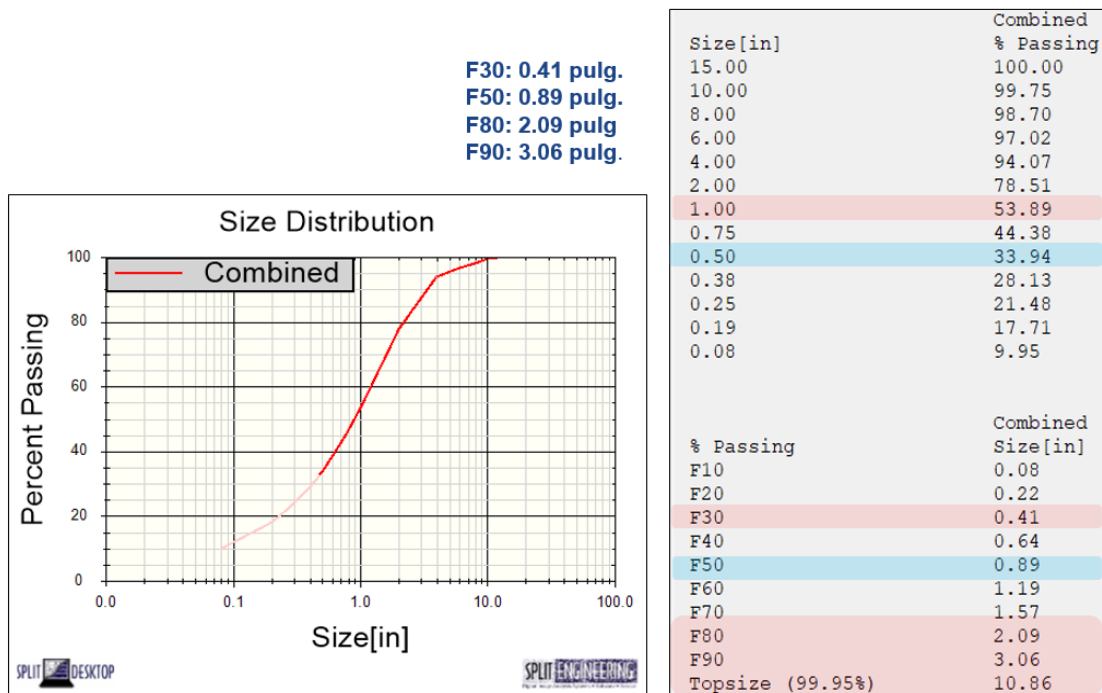


Nota: Elaboración propia.

Figura 17

Resultados de fragmentación de la voladura con QUANTEX 73

CURVA GRANULOMETRICA



Nota: Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Análisis técnico de resultados

De los cálculos obtenidos a partir de la aplicación del modelo matemático de ASH, se ha obtenido diferentes parámetros de diseño de malla de perforación para ambas pruebas de las mezclas explosivas, conforme se observa en la Tabla 20. El burden (B) es el parámetro de diseño fundamental para Richard L. ASH, y está relacionado directamente a la densidad de la mezcla explosiva a través de la constante Kb. Para el caso del QUANTEX 73 se calcula que el valor de burden = 9 m, mayor al del valor del Heavy ANFO 55. A pesar de proponer una malla de perforación y voladura más amplia, se espera conseguir resultados de fragmentación igual o mejor que a la fragmentación del Heavy ANFO 55, optimizando el poder fragmentador de la mezcla explosiva.

Tabla 20

Parámetros geométricos de diseño de ASH

Parámetro de diseño de ASH	Heavy ANFO 55	QUANTEX 73
	($\rho_{MEC} = 1.25 \text{ gr/cm}^3$)	($\rho_{MEC} = 1.38 \text{ gr/cm}^3$)
Burden (B)	8.0 m	9.0 m
Espaciamiento (S)	9.2 m	10.4 m
Sub Drilling (SD)	2.0 m	2.5 m
Taco (T)	6.0 m	6.0 m
Altura de Carga (Hc)	11.0 m	11.5 m

Nota: Elaboración Propia

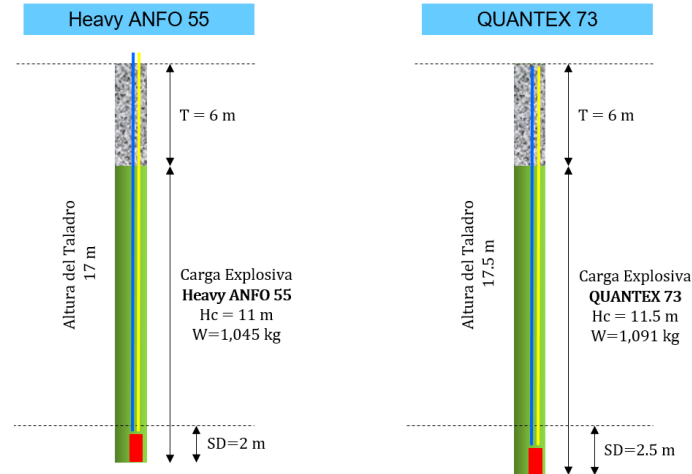
Observamos que el modelo matemático de ASH considera para el caso de los taladros con QUANTEX 73, una mayor sobre perforación (SD = 2.5 m). Esto, por parte de los ingenieros de voladura, se entiende como una mayor oportunidad de controlar el nivel del piso y no tener problemas de toes en el proceso de minado Pala - Camión.

De los parámetros de diseño de ASH, se ha elaborado un diseño de carga para las pruebas en donde se estima que los taladros de Heavy ANFO 55 contengan una carga de mezcla explosiva de 1,045 kg y, para los taladros de QUANTEX 73, el valor estimado de carga es de 1,901 kg; este diseño de carga es ejecutado por la empresa de servicio de

voladura de manera estricta, cuidando no exceder en los kilogramos de diseño para evitar proyección de rocas.

Figura 18

Diseño de carga para taladros de prueba



Nota: Elaboración propia.

En la Tabla 21, observamos un consumo menor de mezcla explosiva y accesorios para el caso del QUANTEX 73, esto, debido principalmente a mayor valor en el burden comparado con el Heavy ANFO 55.

Tabla 21

Consumo de mezcla explosiva y accesorio de voladura

Consumibles	Heavy ANFO 55	QUANTEX 73
Mezcla explosiva total	85,732.8 kg	69,824 kg
Booster de 2 libras	82 unid.	64 unid.
Detonador electrónico	82 unid.	64 unid.
Detonador no electrónico	82 unid.	64 unid.

Nota: Elaboración propia.

4.2 Análisis de Fragmentación

Con respecto a la prueba comparativa de mezclas explosivas de Heavy ANFO 55 y QUANTEX 73, se evaluaron los resultados de fragmentación a través de mediciones de campo, obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 22

Resultado de Fragmentación

Mezcla Explosiva	P80 (pulg)	Finos <1 pulg (%)
Heavy ANFO 55	2.48	48.59
QUANTEX 73	2.09	53.89

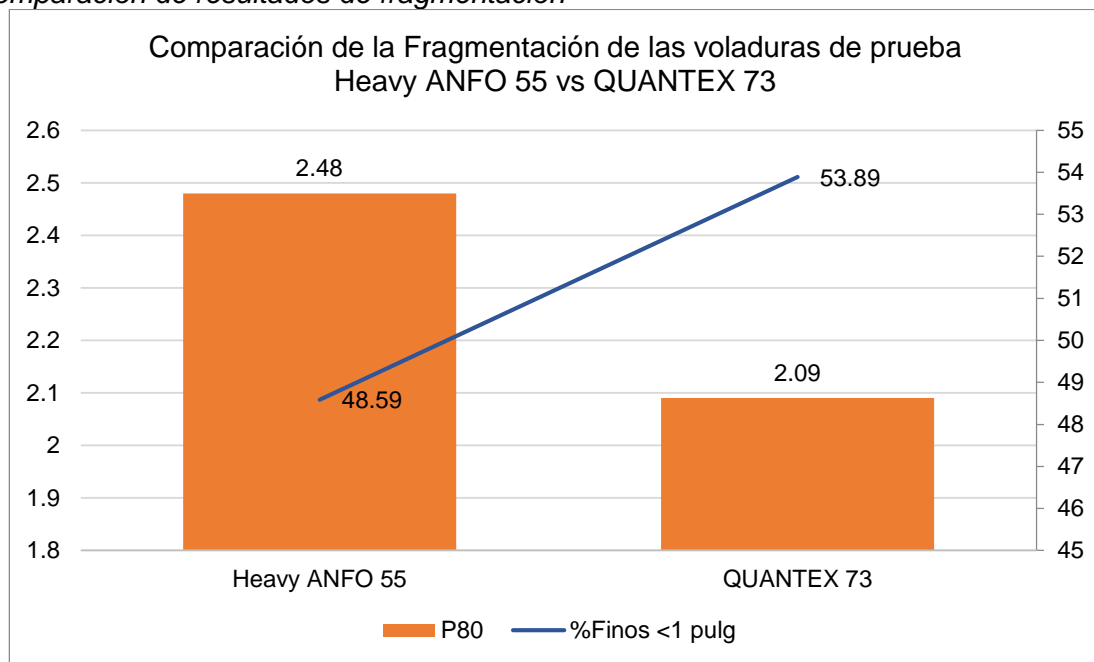
Nota: Elaboración propia.

En el caso del QUANTEX 73, explosivo de mayor densidad con respecto al Heavy ANFO 55, se observa que consiguió superar el 50% de material fino menor a 1 pulgada requerido por planta, consiguiendo un valor de 53.89% comparado con un 48.59% que ofrece el Heavy ANFO 55 en esta prueba de campo.

Por lo tanto, la mezcla explosiva QUANTEX 73, podría cumplir sin ningún inconveniente lo requerido por planta.

Figura 19

Comparación de resultados de fragmentación



Nota: Elaboración propia.

El P80 se ve reducido como se muestra en la gráfica, lo que indica que hay mayor material fino en la prueba de voladura con el QUANTEX 73

4.3 Análisis de costos

A partir de las pruebas realizadas en Mina, se muestra que el uso de la mezcla explosiva Heavy ANFO 55 vs. QUANTEX 73, se han calculado los siguientes resultados de costos total de voladura y costo unitario de voladura:

Tabla 23

Costos de voladura en mezclas explosivas

Mezcla Explosiva	Heavy ANFO 55	QUANTEX 73
Costo total de voladura (\$)	52,920.00	50,400.25
Costo unitario de voladura (\$/TN)	3.50	3.33

Nota: Elaboración propia.

Como se puede observar en la Tabla 23, la prueba con la mezcla explosiva QUANTEX 73, ha obtenido un ahorro de 2,519.75\$ y costo unitario de 3.33 \$/TN; un 4.8% menor que el costo unitario calculado para el Heavy ANFO 55, esta reducción en el costo unitario se entiende como una gran oportunidad de ahorro si se decide continuar el uso del QUANTEX 73 en las futuras voladura.

4.4 Constatación de las hipótesis planteadas

4.4.1 Primera hipótesis específica

H2: El cambio en los parámetros de diseño de malla de perforación a través del análisis de la densidad de las mezclas explosivas mejorará los resultados de fragmentación.

Constatación:

Como se ha podido verificar en la aplicación del modelo matemático de ASH, una mezcla explosiva con mayor densidad como el caso del QUANTEX 73, permite considerar un mayor valor Kb, como se observa en la Tabla 24; y, si tenemos un mayor valor Kb, los parámetros de perforación también son modificados aumentando el valor de burden, espaciamento, sub drilling y taco.

En las pruebas comparativas de QUATEX 73 y Heavy ANFO 55, se ha demostrado que modificando los parámetros de perforación para el QUATEX 73 (Kb=30) los resultados de fragmentación superan el requerimiento de planta del 50% de finos menor a 1 pulgada.

Tabla 24*Análisis de densidad de mezcla explosiva*

Mezcla Explosiva	Heavy ANFO 55	QUANTEX 73
Densidad	1.25 g/cm ³	1.38 g/cm ³
Tipo de roca (Dureza)	Dura	Dura
Kb	25	30

Nota: Elaboración propia.

Por lo tanto, la hipótesis se declara verdadera.

4.4.2 Segunda hipótesis específica

H3: El uso de una mezcla explosiva de emulsión gasificable reducirá los costos unitarios de voladura (\$/TN).

Constatación:

Como se observa en la Tabla 25, el costo unitario para la prueba de mezcla explosiva gasificable QUANTEX 73 es de 3.33\$/TN, reduciéndose en 4.8 % con respecto al costo unitario del Heavy ANFO 55; por lo tanto, la hipótesis se declara verdadera.

Tabla 25*Costo unitario de MEC*

Mezcla Explosiva	Heavy ANFO 55	QUANTEX 73
Costo unitario de voladura (\$/TN)	3.5	3.33

Nota: Elaboración propia.

4.4.3 Hipótesis general

H1: La aplicación del modelo matemático de ASH beneficiará los resultados de costos de voladura y fragmentación.

Constatación:

Las 2 hipótesis específicas han sido declaradas como verdaderas, debido a que se ha podido demostrar la influencia positiva que tiene la aplicación del modelo matemático de ASH en el diseño de malla de perforación y diseño de carguío con resultados favorables de costos y fragmentación; por lo tanto, la hipótesis general se declara verdadera.

Conclusiones

Después de realizar el presente trabajo de investigación, se arribaron a las siguientes conclusiones:

Para realizar un adecuado diseño de mallas de perforación y voladura se debe emplear modelos matemáticos que consideren las características geotécnicas de la roca, especificaciones técnicas de las mezclas explosivas y el que más se adecue a dicha operación minera. Teniendo en cuenta que la variable más importante resultante de una voladura de roca es la fragmentación el uso de modelos matemáticos siempre es importante para la mejorar los resultados y el cumplimiento de las metas requeridas por la planta en las operaciones mineras.

El aumento de burden y espaciamiento para la prueba de QUANTEX 73, como resultado de la aplicación del modelo matemático de ASH (ver Tabla 20), ha permitido mejorar la calidad de fragmentación con respecto a la prueba con Heavy ANFO 55, logrando aumentar en 11% la cantidad de finos menor a 1 pulgada requerido por planta, como se observa en la Tabla 22.

Seleccionar una mezcla explosiva gasificable como el QUANTEX 73, reduce en 4.8 % el costo unitario con respecto al costo unitario del Heavy ANFO 55, como se observa en la Tabla 23; esta reducción en los costos impacta en el incremento de la rentabilidad de cualquier empresa minera.

El análisis de la densidad de la mezcla explosiva y su relación con el tipo de roca (dureza) es fundamental para determinar el valor de K_b adecuado para el Modelo Matemático de ASH; siendo este el punto de partida para la optimización de los diseños de malla de perforación.

Recomendaciones

Se llegaron a las siguientes recomendaciones:

Para diseñar disparos primarios, se deben usar modelos matemáticos postulados por los investigadores, dichos modelos matemáticos están vigentes y son de fácil aplicación y entendimiento para determinar las mallas de perforación y voladura (B x S).

Se debe tener en cuenta que, si la fragmentación como resultado de la voladura de rocas es la adecuada, los costos operacionales de las empresas mineras se reducirán, y por consiguiente la rentabilidad de dichas empresas se incrementarán.

Se debe seguir usando el explosivo QUANTEX 73 para poder evaluar los resultados de campo, especialmente en lo que se refiere a fragmentación.

Referencias bibliográficas

- Agreda, C. (1992). Introducción a la tecnología de explosivos.
- Ash, R. L. (1985). Flexural rupture as a rock breakage mechanism in blasting. Fragmentation by blasting. Soc. For Exp. Mech. (Eds. W. L. Fournery, R. R. Boade, L. S. Costin).
- Bauer, A. (1980). Explosives Technology. Notes for courses,
- Bauer, A. (1982). Wall control blasting in open pits, Keynote Address (14^a Ed.). Rock Mechanics Symposium
- Beltran, S. (2022). Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en una mina subterránea en Pataz La Libertad 2020 [Tesis de titulación, Universidad Privada del Norte]. Repositorio UPN.
- Borquez, G. (1988). Estimating drilling and blasting cost an analysis and prediction
- Campos C. y Valencia, J. (2019). Aumento de la productividad de una operación minera a cielo abierto mediante la identificación y mejoras de factores que influyen en el ciclo de carguío y acarreo [Tesis de titulación, Universidad Privada del Norte]. Repositorio UPN.
- Castro, R. (2017). Fragmentación de roca: Un proceso clave en la minería, de alta productividad y bajo costo. Revista Técnicos mineros.
- Choque, J. (2019). Modelo Matemático de Langefors para optimizar el diseño de mallas de perforación y voladura de taladros largos – Unidad Yauliyacu [Tesis de titulación, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio UNCP.
- Cook, M. (1974). The science of industrial explosives. IRECO
- Cunningham C. V. B. (1982). Rock fragmentation related to blast design. Inst. Quarrying Trans.
- DA. Gama, C. D. (1974). The size of the largest fragments in rock blasting. Proceeding Congress, SRM (3^a Ed.). Denver

- DA. Gama, C. D. (1978). Size distribution general law of fragments resulting from blasting. Sem – AIME Transaction, USA.
- EXSA S.A. (2000). Manual práctico de voladura.
- González, L. (2018). Día mundial contra la minería a cielo abierto. CNDH México.
- Hechavarría, J., Coello, A. y Menéndez, J. (2017). Modelo matemático de fragmentación para la trituración por impacto de las zeolitas de San Andrés, Holguín (Cuba). *Minería y Geología*, 33(4), 401-414.
- Hernández, S. y Mendoza, P. (2018). Metodología de la investigación. Mc Graw Hill.
- Herrera, J. (2006). Métodos de minería a cielo abierto. Universidad Politécnica de Madrid.
- ISEM (2009). Voladura en superficie. Seguridad Minera.
- Minera Chinalco Perú S.A. (2010). Información y data de campo de mina superficial.
- Mohammadi, M., Hossaini, M.F., Mirzapour, B. and Hajiantilaki, N. (2015). Use of fuzzy set theory for minimizing overbreak in underground blasting operations - A case study of Alborz Tunnel, Iran. *International Journal of Mining Science and Technology*, 25(3), 439-445.
- Montoya, G. y Vílchez, R. (2019). Diseño de malla de perforación utilizando modelo matemático Holmberg para mejorar fragmentación de la voladura - Mina Santa Clotilde 7 – Chongoyape [Tesis de titulación, Universidad César Vallejo]. Repositorio UCV.
- Morales, P. y Suzuki, K. (2021). Importancia e impactos de la fragmentación en la cadena productiva. *Ingeniería de Minas*.
- Nilsson, D. (1986). Reducing cost by optimizing fragmentation in *International Mining*. USA.
- Peña, M. (2019). Calidad en el cálculo del Burden (B) basado en el modelo matemático de López Jimeno para contribuir en la gestión del riesgo en las voladuras, en cantera de roca caliza. *Revista del Instituto de Investigación*, 22(3), 53-58.
- Quina E. (2021). Diseño de mallas de perforación y voladura en base a la energía explosiva del anfo pesado para optimizar la fragmentación de rocas en la Unidad Minera Arasi [Tesis de titulación, Universidad Continental]. Repositorio Continental.

Riveros, K. (2022). Perforación y voladura superficial. Tecsup.

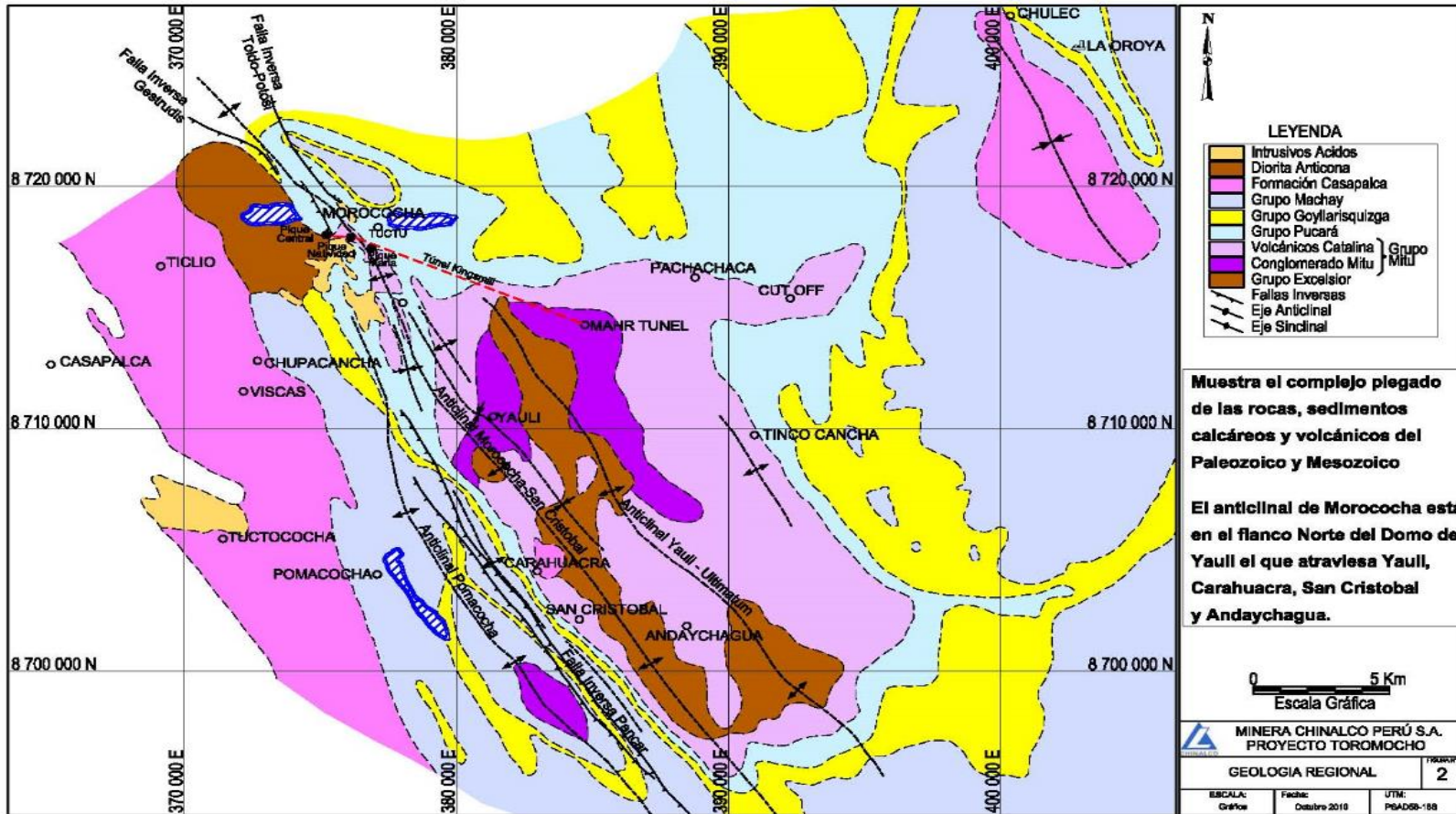
Rojas, F. (2021). Estimación de la fragmentación producto de la tronadura de rocas en minería a cielo abierto utilizando modelos predictivos y algoritmos de regresión [Tesis de titulación, Universidad de Concepción]. Repositorio UDEC.

SERNAGEOMIN (2018). Guía n° 4 de operación para la pequeña minería. Perforación y Tronaduras. Gobierno de Chile.

Anexos

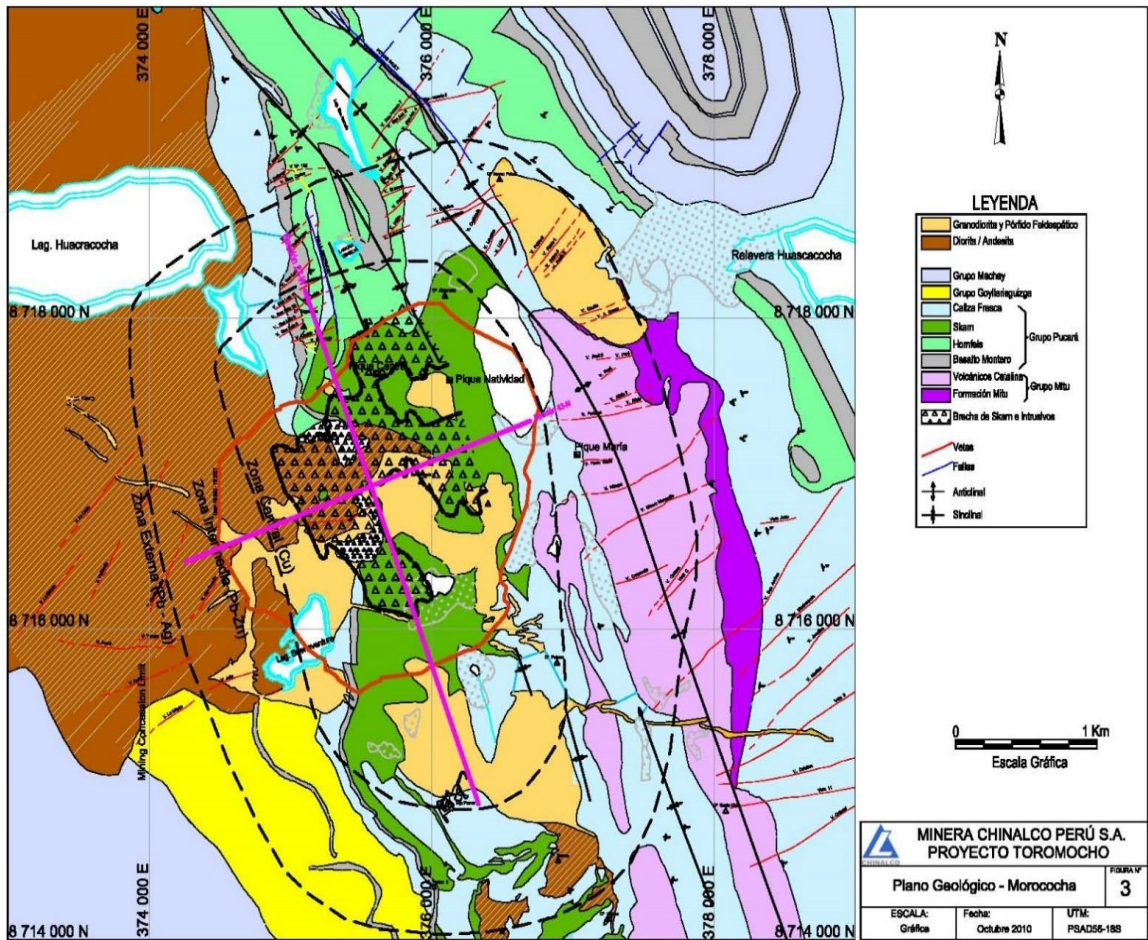
	Pág.
Anexo 1: Geología regional.....	2
Anexo 2: Plano geológico de Morococha.....	3
Anexo 3: Plano geológico de Toromocho.....	4
Anexo 4: Plano estructural.....	5
Anexo 5:: Sección geológica 27W Oeste	6
Anexo 6: Sección geológica 43N Norte.....	7
Anexo 7: Sección de alteraciones 27W Oeste	8
Anexo 8: Sección de alteraciones 43N Norte.....	9
Anexo 9: Sección estructural 27W Oeste.....	10
Anexo 10: Sección geológica 27W Oeste – Zonas de molibdeno	11
Anexo 11: Sección estructural 43N Norte– Zonas de molibdeno	12
Anexo 12: Sección geológica 27W Oeste – Zonas de arsénico	13
Anexo 13: Sección geológica 43N Norte – Zonas de arsénico.....	14

Anexo 1
Geología regional



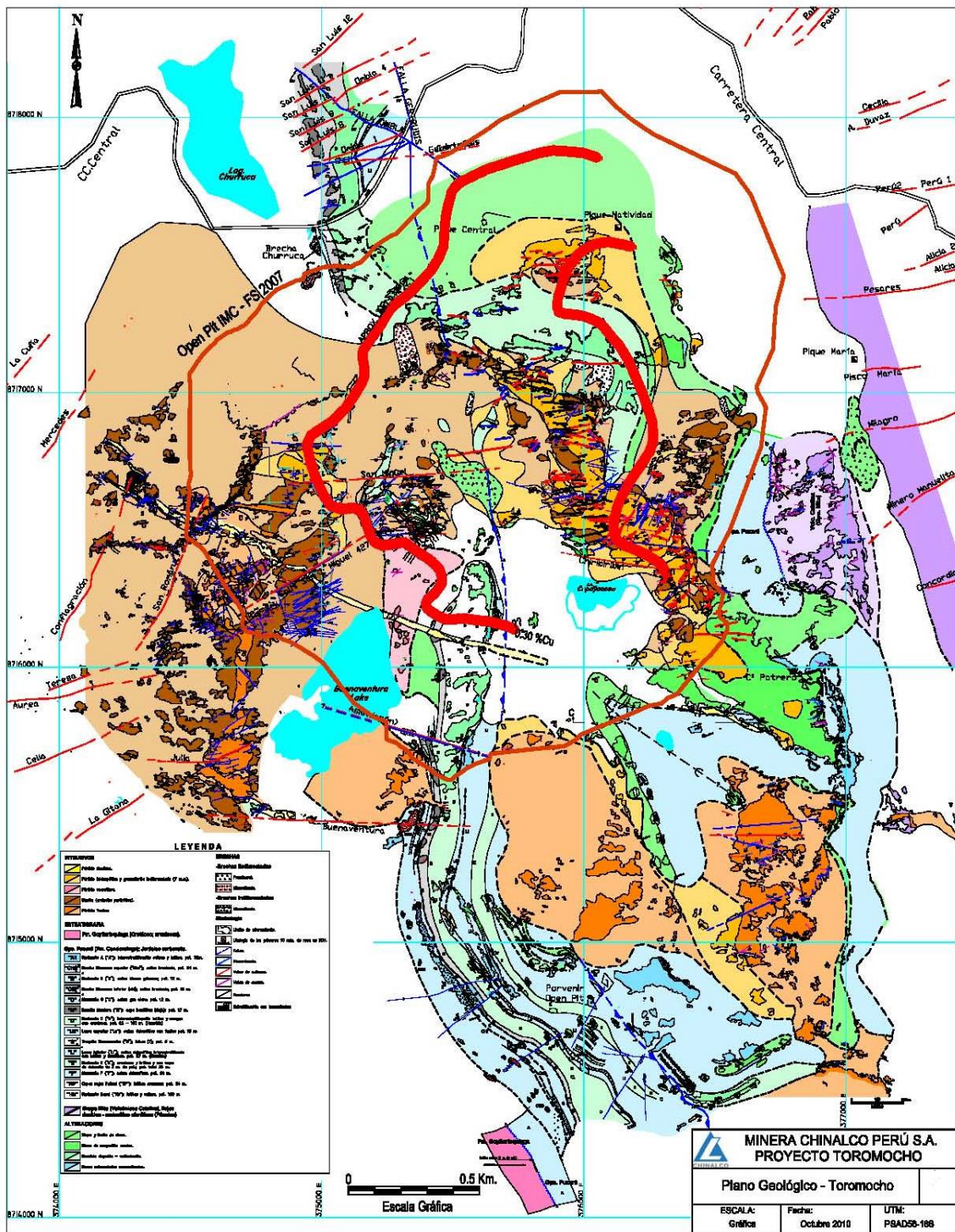
Anexo 2

Plano geológico de Morococha

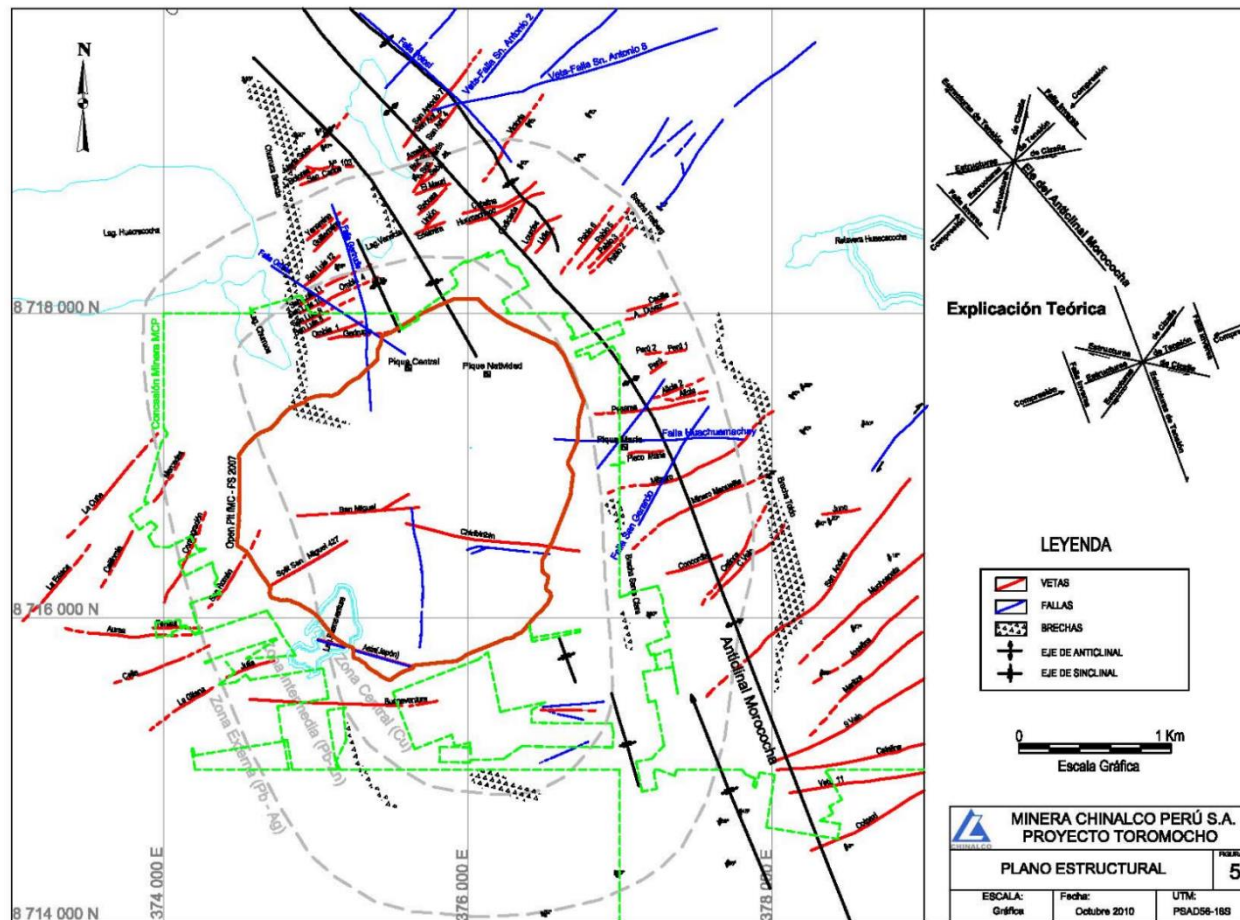


Anexo 3

Plano geológico de Toromocho

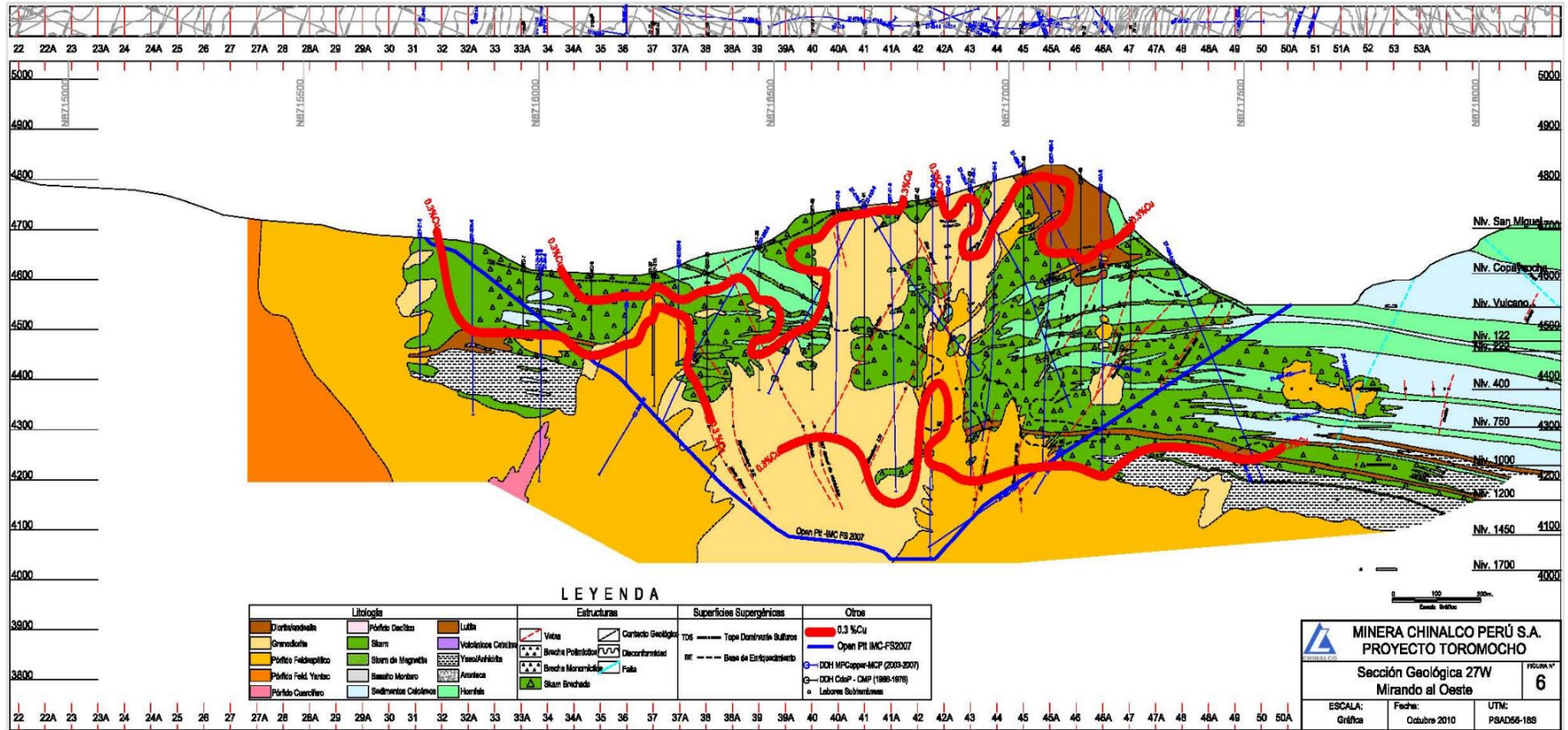


Anexo 4
Plano estructural



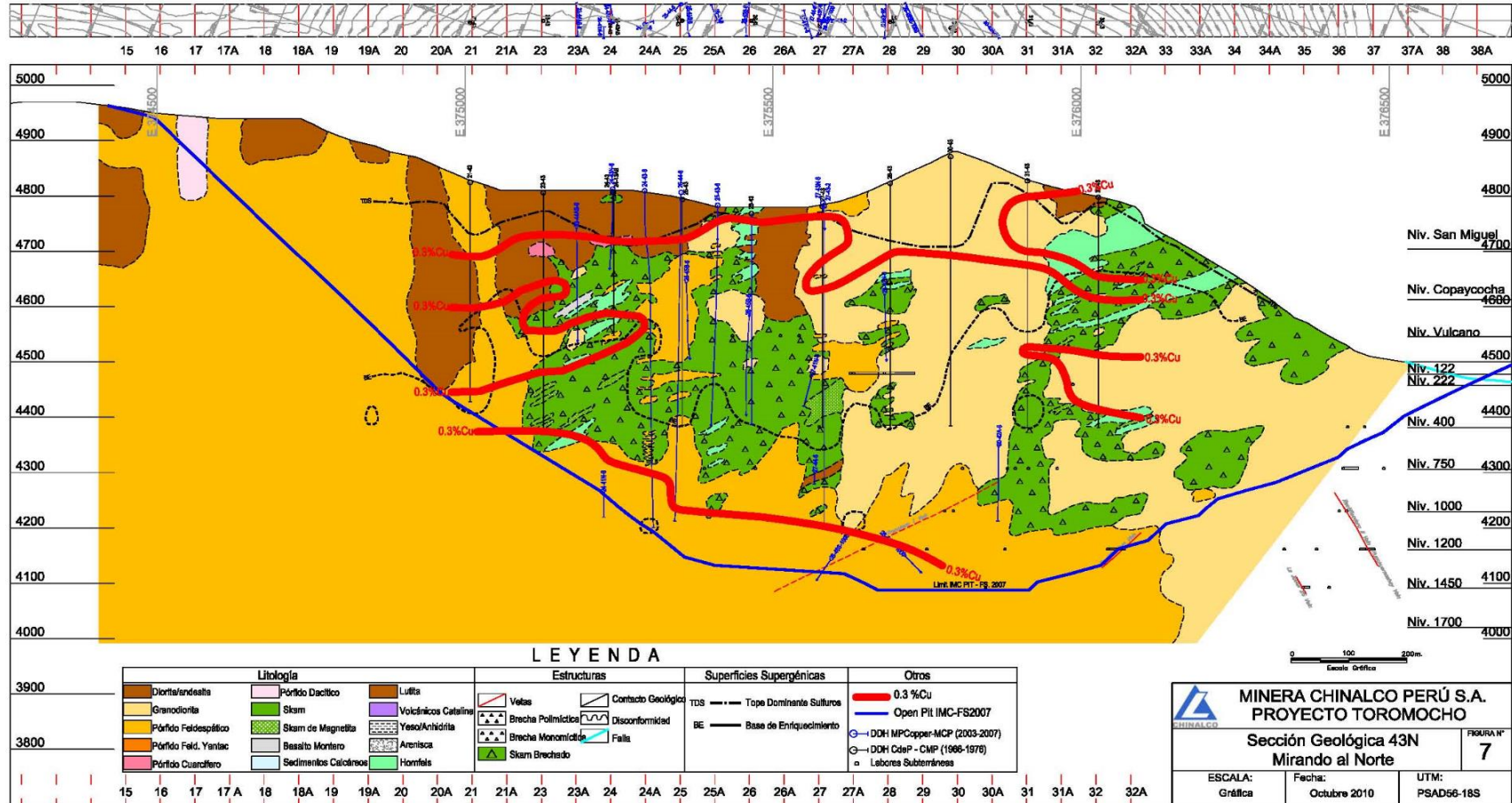
Anexo 5

Sección geológica 27W Oeste



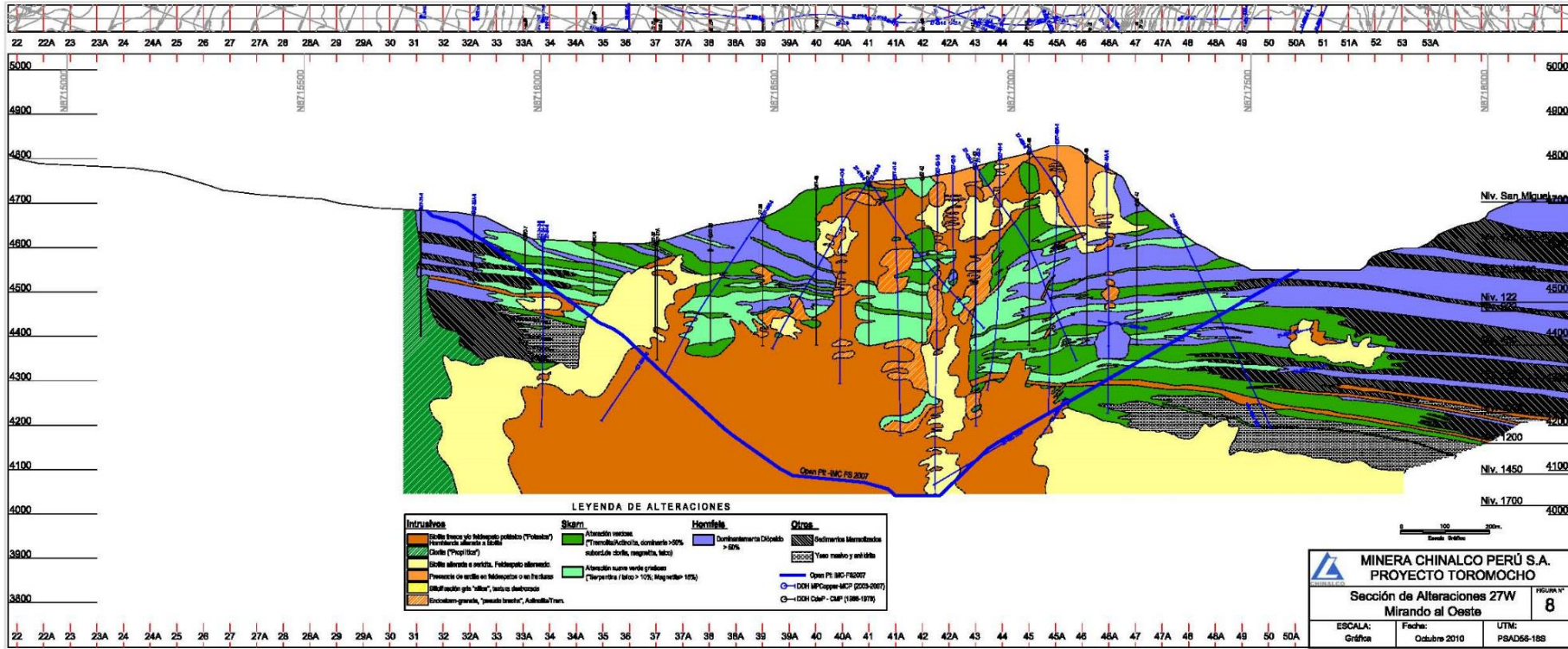
Anexo 6

Sección geológica 43N Norte



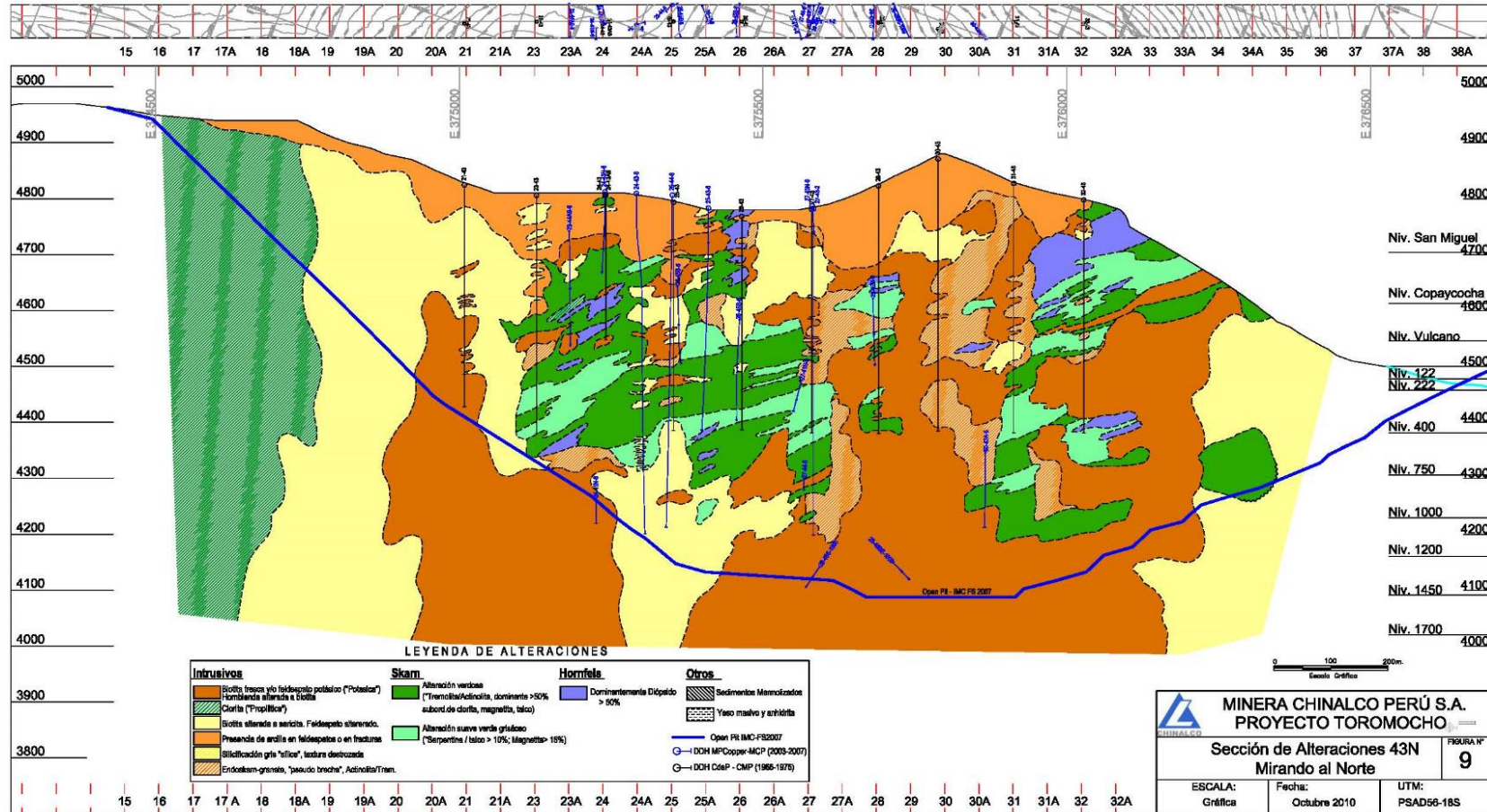
Anexo 7

Sección de alteraciones 27W Oeste



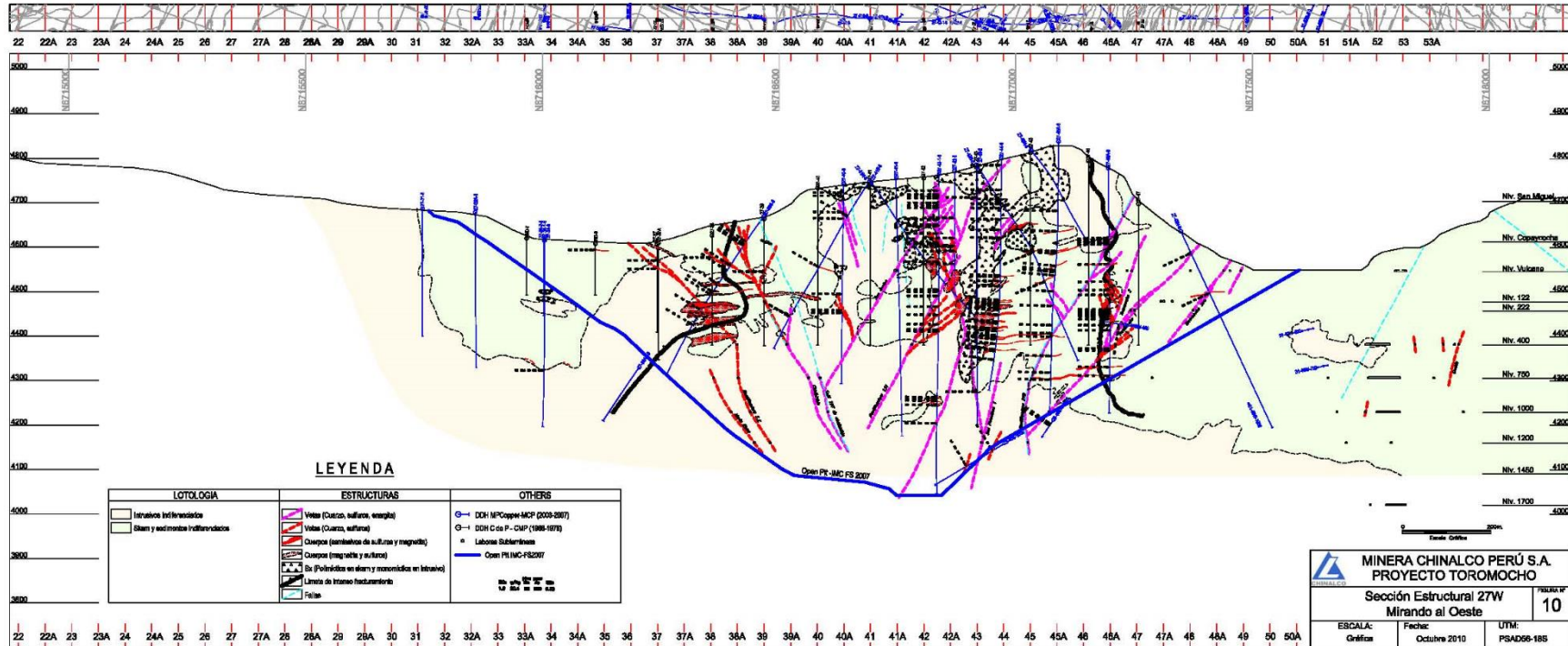
Anexo 8

Sección de alteraciones 43N Norte



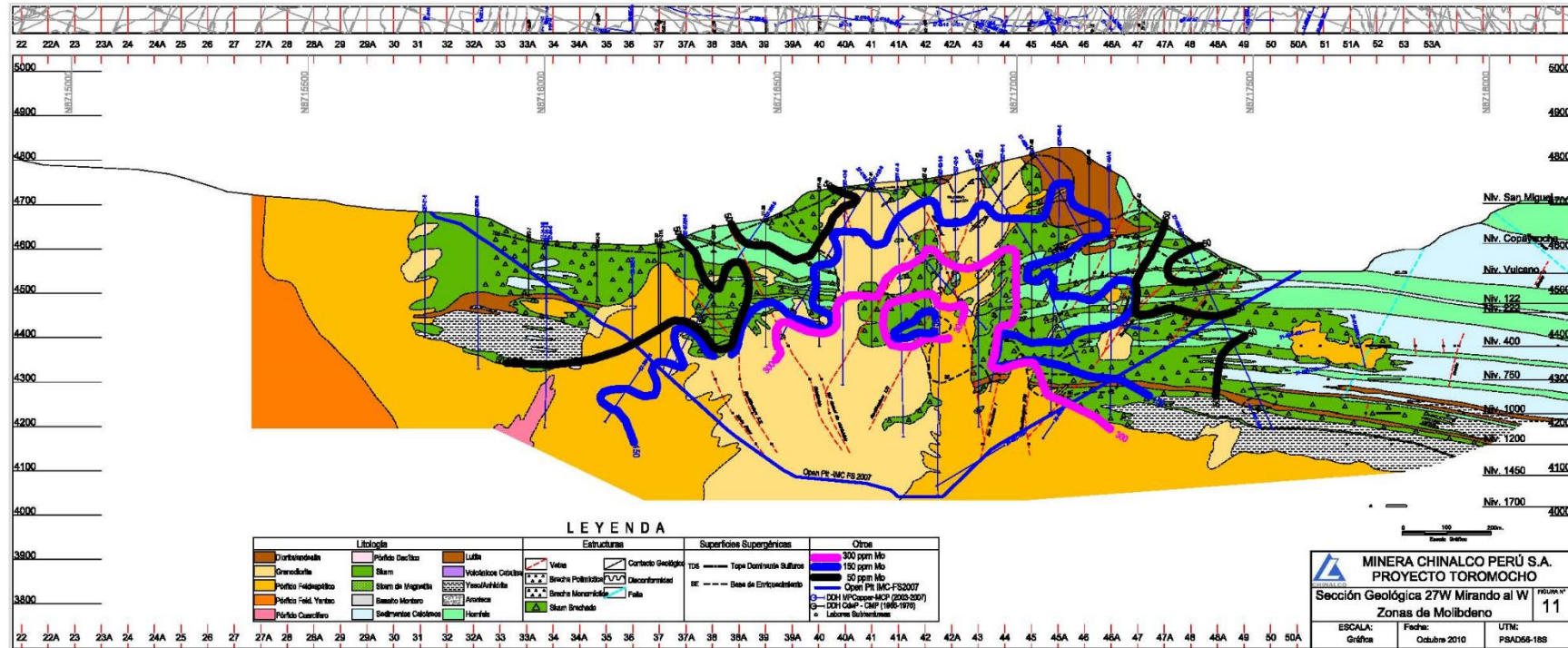
Anexo 9

Sección estructural 27W Oeste



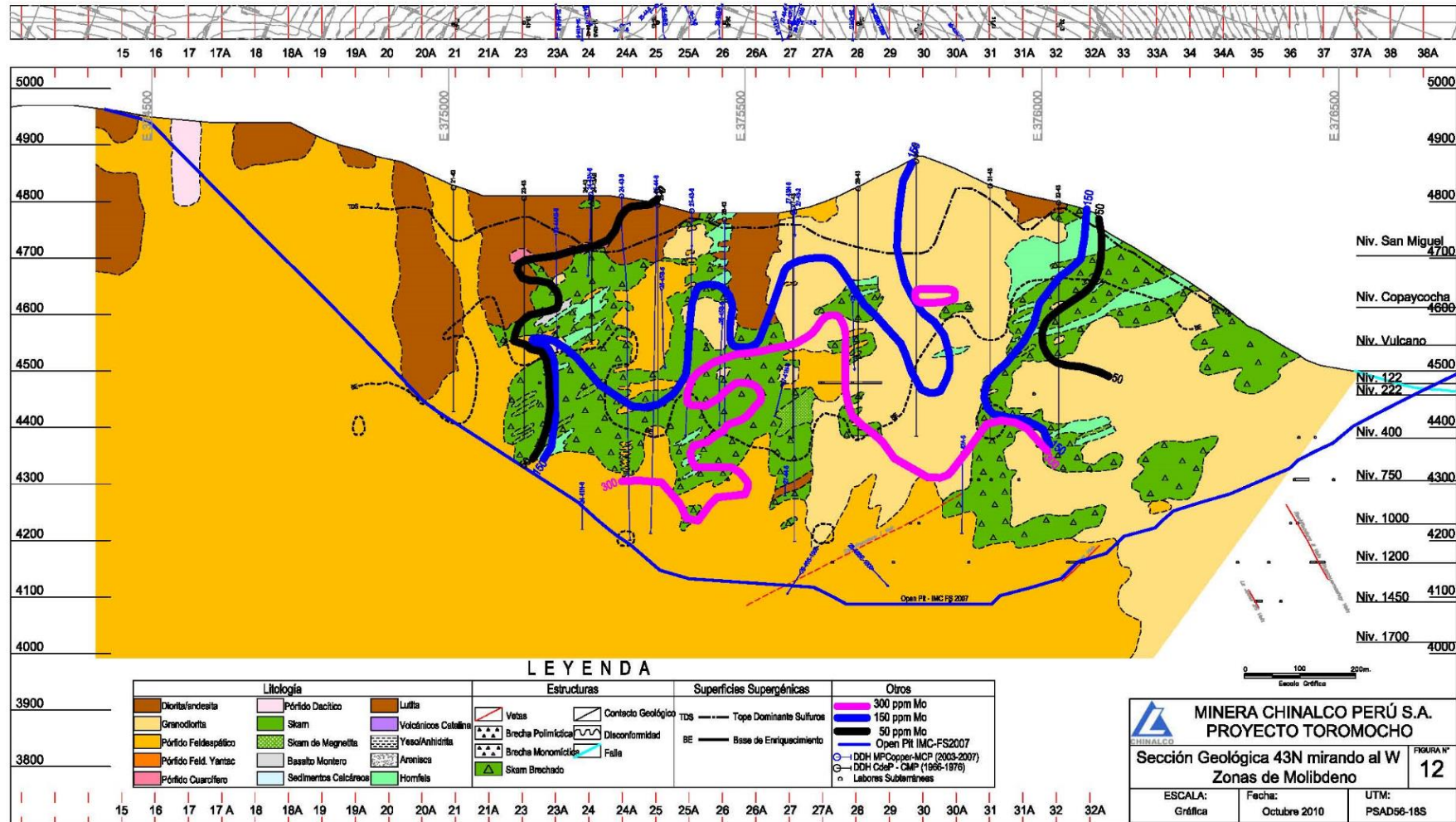
Anexo 10

Sección geológica 27W Oeste – Zonas de molibdeno



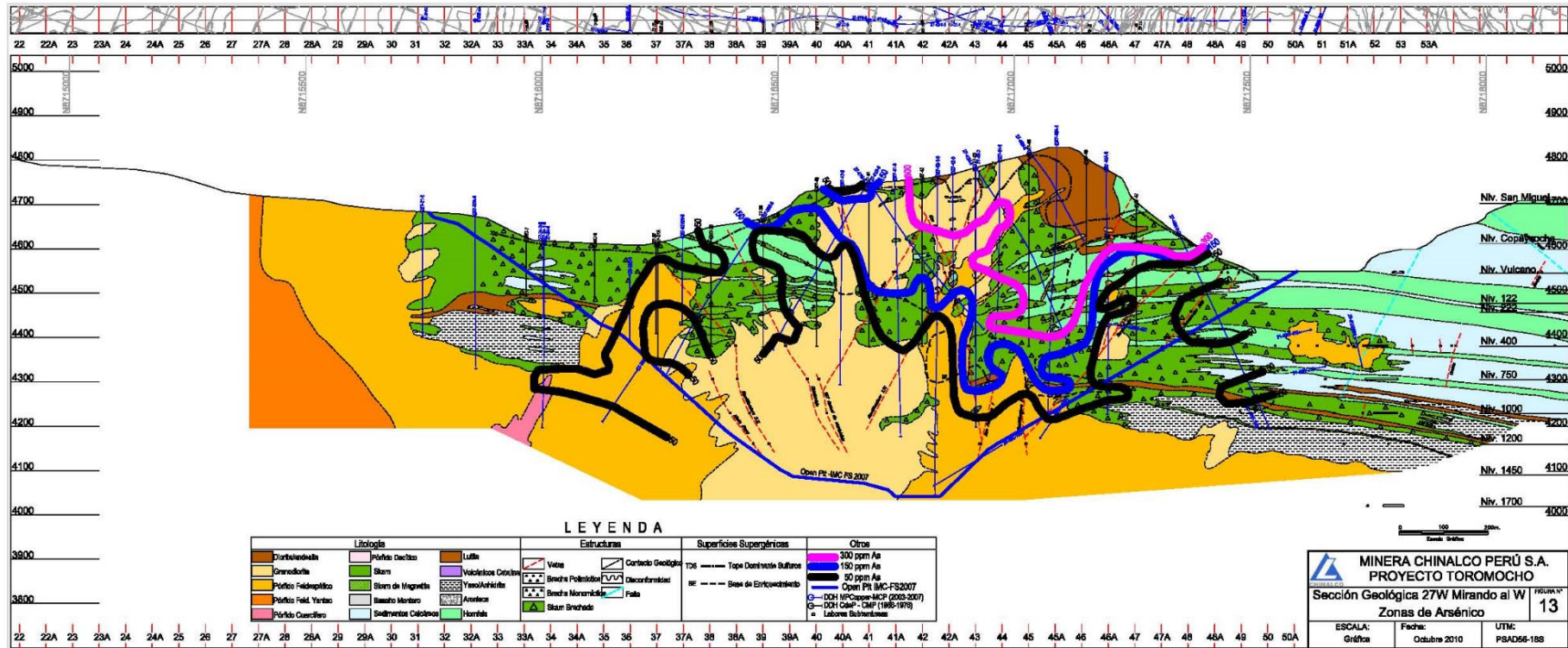
Anexo 11

Sección estructural 43N Norte- Zonas de molibdeno



Anexo 12

Sección geológica 27W Oeste – Zonas de arsénico



Anexo 13

Sección geológica 43N Norte – Zonas de arsénico

