

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Consideraciones técnicas en el diseño de pre corte en el inicio de
operaciones de un tajo abierto para cumplir límites de talud**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Oscar Ernesto Bonilla Vargas

 [0009-0008-0311-9062](https://orcid.org/0009-0008-0311-9062)

Asesor

MBA. Eder León Salazar Dulanto

 [0000-0002-1400-3144](https://orcid.org/0000-0002-1400-3144)

LIMA – PERÚ

2024

Citar/How to cite	Bonilla Vargas [1]
Referencia/Reference	[1] O. Bonilla Vargas, " <i>Consideraciones técnicas en el diseño de pre corte en el inicio de operaciones de un tajo abierto para cumplir límites de talud</i> " [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Bonilla, 2024)
Referencia/Reference	Bonilla, O. (2024). <i>Consideraciones técnicas en el diseño de pre corte en el inicio de operaciones de un tajo abierto para cumplir límites de talud</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

A la memoria de mis padres, a mi amada Mirsa, motor de todos mis proyectos, a mis profesores de la UNI, tanto del pregrado como del postgrado, quienes me dieron todos los alcances para mi formación profesional y a mis amigos de la UNI con quienes he compartido gratos momentos.

Agradecimientos

Agradezco a todos los profesores del postgrado y del pregrado de la Universidad Nacional de Ingeniería, porque contribuyeron con mi formación profesional, a mis asesores de trabajo de suficiencia profesional, a mis amigos Dino Yancachajlla y Víctor Aguilar, por brindarme información y apoyarme con algunos consejos en relación a la elaboración y redacción del presente trabajo de suficiencia.

Resumen

El presente trabajo de suficiencia profesional describe el trabajo de investigación realizada para rediseñar el precorte en una mina a tajo abierto con el fin de asegurar un ancho de banqueteta adecuado, se consideran varios aspectos técnicos como la geología, geotecnia, planeamiento, operaciones y seguridad. La información que se analizó fue proporcionada por las jefaturas de los departamentos de geología, geotecnia, planeamiento y operaciones. Se tomo como caso base los resultados de conciliación de taludes de las fases de operación de la mina, en donde se tiene un diseño de perforación y voladura inicial para cada dominio estructural y zona de minado. Así como el porcentaje de cumplimiento de ancho de banqueteta de dichas zonas. Con el objetivo de cumplir el límite de talud se realizaron cuatro pruebas en puntos estratégicos donde se consideró realizar un precorte inclinado para así proteger las crestas de los bancos.

En este trabajo se plantea nuevas técnicas de precorte acorde al tipo de roca con los ajustes determinados a través de las pruebas del inicio hasta llegar al diseño mejorado, como la roca es variable a medida de las profundizaciones del tajo, también se va ajustando los diseños de precorte en donde se amerite sea en el diseño de perforación o diseño de voladura.

Como resultado de la investigación se concluye que con los diseños propuestos se obtiene un porcentaje de cumplimiento de ancho de banqueteta del 100% en todas las zonas de prueba, incrementando el porcentaje que se tenía inicialmente (63 – 85 % en Fase 9, 34 – 67 % en Fase 8 y 45 – 69 % en Fase 6), garantizando así la estabilidad del talud.

Palabras Clave — Voladura, perforación, precorte, geotecnia.

Abstract

This professional proficiency work describes the research work carried out to redesign the pre-cut in an open-pit mine in order to ensure an adequate bench width. Several technical aspects such as geology, geotechnics, planning, operations and safety are considered. The information analyzed was provided by the heads of the geology, geotechnics, planning and operations departments. The results of the slope reconciliation of the mine's operation phases were taken as a base case, where there is an initial drilling and blasting design for each structural domain and mining zone. As well as the percentage of compliance with bench width in said areas. In order to comply with the slope limit, four tests were carried out at strategic points where an inclined pre-cut was considered to protect the bench crests. In this work, new pre-cutting techniques are proposed according to the type of rock with the adjustments determined through the initial tests until reaching the improved design. As the rock is variable as the pit depths, the pre-cutting designs are also adjusted where necessary, either in the drilling design or in the blasting design.

As a result of the investigation, it is concluded that with the proposed designs, a compliance percentage of 100% of the bench width is obtained in all the test areas, increasing the percentage that was initially had (63 – 85 % in Phase 9, 34 – 67 % in Phase 8 and 45 – 69 % in Phase 6), thus guaranteeing the stability of the slope.

Key Words — Blasting, drilling, precut, geotechnics.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Planteamiento del problema	1
1.2 Objetivo general	2
1.3 Hipótesis general	2
1.4 Operacionalización de variables	2
1.5 Antecedentes referenciales	3
1.5.1 Antecedentes internacionales	3
1.5.2 Antecedentes Nacionales	4
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	6
2.1 Marco teórico	6
2.1.1 Voladura controlada	6
2.1.2 Diseño de voladura de precorte	7
2.1.3 Teoría del precorte	8
2.1.4 Variables que influyen en el precorte	10
2.1.5 Diseño de voladura de recorte	14
2.2 Marco conceptual	20
2.2.1 Detonación	20
2.2.2 Precorte	21
2.2.3 Secuencia	21
2.2.4 Perforación:	21
2.2.5 Voladura	21
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	22
3.1 Información general del proyecto	22

3.1.1	Ubicación y acceso.....	22
3.1.2	Geología regional, local y yacimiento	23
3.1.3	Método de minado.....	26
3.1.4	Equipos mina.....	27
3.2	Diseño inicial y pruebas de precorte en bancos	28
3.2.1	Consideraciones geotécnicas iniciales	29
3.2.2	Consideraciones en un diseño de voladura	33
3.2.3	Diseño propuesto de producción y buffer	38
3.2.4	Diseños de precorte – Fase 9 de la mina	41
3.2.5	Diseños de precorte – Fase 8 de la mina	51
3.2.6	Diseños de precorte – Fase 6 de la mina	61
3.2.7	Pruebas de precorte para cumplir límite de talud.....	65
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados		74
4.1	Diseño final de precorte y obtención de resultados	74
4.1.1	Análisis de resultados por pruebas.....	74
4.1.2	Determinación de estándares de diseño para precorte.....	77
4.2	Análisis de filtro de precorte	79
4.2.1	Metodología de medición de filtro de precorte	79
4.2.2	Pruebas de filtro de precorte	79
4.3	Validación de hipótesis.....	82
Conclusiones		85
Recomendaciones		87
Referencias bibliográficas		88

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Variables e indicadores de seguimiento	2
Tabla 2: Matriz de consistencia.....	2
Tabla 3: Evaluación de resultados del precorte.....	20
Tabla 4: Equipos principales Antamina	28
Tabla 5: Categorización general de dureza de roca	31
Tabla 6: Base de datos de UCS de la mina	31
Tabla 7: Categorización general de fracturamiento de roca	32
Tabla 8: Base de datos de RQD de la mina	32
Tabla 9: Factores de ajuste JSF	33
Tabla 10: Factores de ajuste para la mina	33
Tabla 11: Cálculo de presión de detonación	34
Tabla 12: Cálculo del Factor k	35
Tabla 13: Intersección de los dominios geotécnicos	36
Tabla 14: Tipos de materiales de la mina.....	36
Tabla 15: Cálculo de burden y espaciamiento para mineral.....	37
Tabla 16: Cálculo de burden y espaciamiento para desmonte.....	37
Tabla 17: Diseños de malla de perforación por fase y tipo de material	39
Tabla 18: Diseño de malla de perforación para Buffer	40
Tabla 19: Diseño de malla de perforación para precorte.....	40
Tabla 20: Parámetros de voladura para taladros de producción	40
Tabla 21: Parámetros de voladura para taladros de buffer	41
Tabla 22: Resultados de conciliación de la Fase 9 Sur WST-S.....	43
Tabla 23: Resultados de conciliación de la Fase 9 Centro WST-U	45
Tabla 24: Resultados de conciliación de la Fase 9 Centro – Norte PNW-U	47
Tabla 25: Resultados de conciliación de la Fase 9 Norte NW-U	49
Tabla 26: Resultados de conciliación de la Fase 9 Norte NE-U	51

Tabla 27: Resultados de conciliación de la Fase 8 Norte NE-L.....	54
Tabla 28: Resultados de conciliación de la Fase 8 OSC.....	55
Tabla 29: Resultados de conciliación de la Fase 8 Norte SE-L (247.5 – 277.5).....	57
Tabla 30: Resultados de conciliación de la Fase 8 Sur SE-L (277.5 – 022.5).....	59
Tabla 31: Resultados de conciliación de la Fase 8 C-SKN.....	61
Tabla 32: Resultados de conciliación de la Fase 6 WST-L.....	63
Tabla 33: Resultados de conciliación de la Fase 6 C.....	65
Tabla 34: Resultados de conciliación de los diseños.....	74
Tabla 35: Resultados de conciliación de las pruebas.....	76
Tabla 36: Resultados de pruebas de filtro de precorte.....	82

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Esquema de las actividades de perforación y voladura en un banco	7
Figura 2: Métodos de Voladura de Precorte.....	7
Figura 3: Formación de grietas en los taladros cercanos	8
Figura 4: Formación de grietas en los taladros cercanos	9
Figura 5: Formulación del factor de carga.....	12
Figura 6: UCS versus densidad de carga.....	12
Figura 7: Inclinación de precorte	13
Figura 8: Taludes con las cañas productos de precorte	19
Figura 9: Plano de ubicación del yacimiento de Antamina	22
Figura 10: Geología regional del yacimiento de Antamina	23
Figura 11: Geología local basado en la litología del yacimiento	24
Figura 12: Perfil geológico mostrando la intrusión cuarzo-monzonítica en las rocas carbonatadas	25
Figura 13: Vista en planta de la zonación producido por el pórfido	25
Figura 14: Sección geológica que muestra las alteraciones que ha producido en pórfido.	26
Figura 15: Plano de dominios geotécnicos de la mina	30
Figura 16: Diagrama RQD vs Factor k	35
Figura 17: Fase 9 de la mina	41
Figura 18: Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Sur WST-S	42
Figura 19: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Sur WST-S	43
Figura 20: Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Centro WST-U	44
Figura 21: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Centro WST-U	45
Figura 22: Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Centro – Norte PNW-U	46
Figura 23: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Centro – Norte PNW-U	46
Figura 24: Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Norte NW-U	48
Figura 25: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Norte NW-U	48

Figura 26: Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Norte NE-U.....	50
Figura 27: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Norte NE-U.....	50
Figura 28: Fase 8 de la mina	52
Figura 29: Diseño de perforación y voladura para Fase 8 Norte NE-L	53
Figura 30: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 Norte NE-L	53
Figura 31: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 OSC	54
Figura 32: Diseño de perforación y voladura para Fase 8 OSC	55
Figura 33: Diseño de perforación y voladura para Fase 8 Norte SE-L (247.5 – 277.5)....	56
Figura 34: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 Norte SE-L (247.5 – 277.5).....	57
Figura 35: Diseño de perforación y voladura para Fase 8 Sur SE-L (277.5 – 022.5).....	58
Figura 36: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 Sur SE-L (277.5 – 022.5).....	59
Figura 37: Diseño de perforación y voladura para Fase 8 C-SKN.....	60
Figura 38: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 C-SKN.....	60
Figura 39: Fase 6 de la mina	61
Figura 40: Diseño de perforación y voladura para Fase 6 WST-L.....	62
Figura 41: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 6 WST-L.....	63
Figura 42: Ubicación y perfil de bancos de la Fase 6 C	64
Figura 43: Diseño de perforación y voladura para Fase 6 C	64
Figura 44: Crestas debilitadas producto de precorte.....	66
Figura 45: Parámetros de seguridad para precorte vertical.....	67
Figura 46: Parámetros de seguridad para precorte inclinado	67
Figura 47: Zona de pruebas de precorte inclinado	68
Figura 48: Rediseño de perforación y voladura para Fase 8 Sur	69
Figura 49: Resultados de prueba en Fase 8 Sur.....	69
Figura 50: Rediseño de perforación y voladura para Fase 8 Norte	70
Figura 51: Rediseño de carga usando Flexigel	70
Figura 52: Resultados de prueba en Fase 8 Norte.....	71
Figura 53: Rediseño de perforación y voladura para Fase 9 Norte	71

Figura 54: Resultados de prueba en Fase 9 Norte.....	72
Figura 55: Rediseño de perforación y voladura para Fase 6.....	72
Figura 56: Resultados de prueba en Fase 6.....	73
Figura 57: Porcentaje de banquetas que cumplen ancho de diseño en Fase 9.....	75
Figura 58: Porcentaje de banquetas que cumplen ancho de diseño en Fase 8.....	75
Figura 59: Porcentaje de banquetas que cumplen ancho de diseño en Fase 6.....	76
Figura 60: Esquema de carguío recomendado considerando precorte vertical.....	77
Figura 61: Diseño de perforación recomendado considerando precorte vertical.....	77
Figura 62: Esquema de carguío recomendado considerando precorte inclinado.....	78
Figura 63: Diseño de perforación recomendado considerando precorte inclinado.....	78
Figura 64: Metodología de medición de filtro de precorte.....	79
Figura 65: Pruebas de filtro de precorte – Prueba 1.....	79
Figura 66: Pruebas de filtro de precorte – Prueba 2.....	80
Figura 67: Pruebas de filtro de precorte – Prueba 3.....	80
Figura 68: Pruebas de filtro de precorte – Prueba 4.....	80
Figura 69: Pruebas de filtro de precorte – Prueba 5.....	81
Figura 70: Pruebas de filtro de precorte – Prueba 6.....	81
Figura 71: Pruebas de filtro de precorte – Prueba 7.....	81
Figura 72: Prueba t-student para sección A.....	83
Figura 73: Prueba t-student para sección B.....	83

Introducción

En el presente trabajo de investigación, se tiene como objetivo determinar técnicas de diseños de voladura tipo precorte para controlar la estabilidad del talud y cumplir con los límites de talud establecidos por Geotecnia y Planeamiento.

El contenido se ha estructurado en cuatro capítulos, descritos a continuación:

El Capítulo 1, se titula Parte introductoria del trabajo y contiene: La descripción de la problemática donde se detalla la causa relacionada con la problemática actual que sostienen las empresas mineras. También contiene hipótesis, operacionalización de variables y la matriz de consistencia, Y los antecedentes referenciales.

El Capítulo 2, se titula Marco Teórico y Conceptual y contiene: Marco Teórico, donde se expone sobre la voladura controlada, teoría del precorte y los factores que intervienen en este. También se incluye en el presente capítulo el Marco Conceptual, donde se precisa los términos recurrentes en la investigación que connotan un significado específico.

El Capítulo 3, se titula Desarrollo del trabajo de investigación y contiene: las etapas de la investigación.

- Recolección de datos, se toma como base los formatos presentados en el plan de suficiencia.
- Procesamiento de la información, se procede a elaborar cuadros, gráficos a partir de los datos para realizar un mejor análisis.

El Capítulo 4, se titula Análisis y discusión de resultados de la investigación, así como los diseños propuestos para el cumplimiento del límite de talud, también se realizará la contrastación de la hipótesis planteada sobre la determinación de técnicas de diseños de voladura tipo precorte.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Planteamiento del problema

Actualmente la voladura de precorte es una técnica utilizada en la minería para crear una superficie plana y estable en los taludes, antes de realizar la voladura principal. Sin embargo, la voladura de precorte puede generar movimientos de tierra y alteraciones en la estabilidad del talud, lo que puede llevar al incumplimiento de los límites de talud establecidos.

El incumplimiento de límite de talud por voladura de precorte puede tener graves consecuencias, incluyendo:

- Pérdida de estabilidad del talud
- Deslizamientos de tierra
- Daños a infraestructuras y equipos
- Riesgos para la seguridad de los trabajadores
- Impactos ambientales negativos

A pesar de la importancia de mantener la estabilidad de los taludes, el incumplimiento de límite de talud por voladura de precorte sigue siendo un problema común en la minería. Esto se debe a factores como:

- Falta de precisión en el diseño de la voladura de precorte
- Inadecuada selección de explosivos y parámetros de voladura
- Insuficiente monitoreo y control de la voladura de precorte
- Limitaciones en la modelación y simulación de la voladura de precorte

Por lo tanto, es necesario desarrollar métodos y herramientas para optimizar la voladura de precorte y prevenir el incumplimiento de límite de talud en minería de tajo abierto.

Formulación del problema

¿En qué medida el inadecuado análisis del diseño en el precorte incide en el incumplimiento de los límites del talud final del tajo?

1.2 Objetivo general

Determinar técnicas de diseños de voladura tipo precorte y amortiguada para controlar la estabilidad del talud y cumplir con los límites de talud establecidos por Geotecnia y Planeamiento

1.3 Hipótesis general

Aplicar técnicas de diseño de voladura tipo precorte y amortiguada, permitirá controlar la estabilidad del talud y cumplir con los límites de talud establecidos por Geotecnia y Planeamiento

1.4 Operacionalización de variables

- Variable Independiente (V.I) : Técnicas de diseño
- Variable Dependiente (V.D) : Límites de talud.

Tabla 1

Variables e indicadores de seguimiento

VARIABLE INDEPENDIENTE	VARIABLE DEPENDIENTE	INDICADORES
Técnicas de diseño	Límites de talud	Comparativo de conciliación de taludes

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2

Matriz de consistencia

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLES		INDICADOR
			INDEPENDIENTE	DEPENDIENTE	
¿En qué medida el inadecuado análisis del diseño en el precorte incide en el incumplimiento de los límites del talud final del tajo?	Determinar técnicas de diseños de voladura tipo precorte y amortiguada para controlar la estabilidad del talud y cumplir con los límites de talud establecidos por Geotecnia y Planeamiento	Aplicar técnicas de diseño de voladura tipo precorte y amortiguada, permitirá controlar la estabilidad del talud y cumplir con los límites de talud establecidos por Geotecnia y Planeamiento	X: Técnicas de diseño	Y: límites de talud	X1: Malla de perforación X2: Diseño de carguío Y1: Ancho de banquetta (m)

Fuente: Elaboración propia

1.5 Antecedentes referenciales

1.5.1 Antedentes internacionales

López, D. (2020). “Estudio sobre las principales voladuras de contorno, optimización y desarrollo de una metodología de cálculo relacionada con los parámetros geomecánicos del terreno”. En esta tesis, el estudio se desarrolla una metodología de cálculo a partir de los parámetros geomecánicos del terreno, sin tener que recurrir a ensayos en laboratorio (con su elevado coste y tiempo de realización). Con el uso de estaciones geomecánicas para poder clasificar las variaciones del terreno, se obtienen los datos necesarios para el desarrollo de los cálculos necesarios para la optimización de las voladuras de contorno. El uso del martillo de Schmidt o del índice de carga puntual (para la obtención de la resistencia a compresión), o de los sismógrafos (cálculo de PPV crítica y velocidad de propagación de ondas primarias y secundarias), son algunas de las maneras de obtener estos parámetros geomecánicos. Tampoco hay que olvidar la modificación del diseño de las últimas filas de las voladuras de producción, cercanas al perímetro de la excavación, colaborando con las voladuras de contorno y evitar el daño al macizo rocoso.

Bravo, I. (2018). “Estudio de vibraciones inducidas por voladura en mina Spence”. El autor evalúa la condición actual de Minera Spence, identificando las principales zonas de daño y generando una nueva metodología de diseño en términos de control de daño por vibraciones basado en la metodología actual, utilizando un modelo de daño de PPV crítico calibrado a macizo rocoso. Mediante la medición de vibraciones en patios de roca dura y medianamente fracturada, se genera un modelo de daño de vibraciones en campo cercano según el modelo de Holmberg y Persson para voladuras de contorno sobre el tipo de roca que presenta mayor daño en Minera Spence. En función de esto, se diseña para la alteración y litología mayoritaria a tronar en el mediano plazo y sobre la cual se genera la modificación del diseño de la malla de perforación. Para la confección del diseño se considera los requerimientos de geotecnia y operaciones que maximicen el beneficio neto de la mina, esto es: generar un daño aceptable obteniendo la fragmentación requerida en

el proceso posterior. Finalmente, se realiza un análisis costo-beneficio, en donde se compara el escenario actual de operación con el escenario propuesto bajo los lineamientos de seguridad, cultura y productividad, pilares de BHP. Como resultado final de este trabajo se elaboró una propuesta de diseño de voladura, el cual permitiría obtener un beneficio anual de al menos 1.21 [MUS\$], con una reducción cercana al 35% de los deslizamientos a escala de banco. Los principales cambios que se realizan para el tipo de roca estudiado consideran una distancia de la línea buffer de 2m a la pata del talud.

1.5.2 Antecedentes Nacionales

Tong, J. (2020). "Cuidado de infraestructuras en operaciones a tajo abierto modificando tiempos entre taladros y diseño de configuración de carga". En el trabajo de investigación se realizó la evaluación y el diseño; la malla, carga y secuencia de salida, para no dañar un tanque de 94.7 mil galones de combustible ubicado a 250 m de distancia de las voladuras programadas, este trabajo también se puede aplicar a tanques o contenedores con diversos tipos de contenido en su interior. Según la norma DIN 4150, la velocidad pico partícula (PPV) máxima debe estar en el rango de 40mm/s a 50 mm/s para una frecuencia de 50 Hz. Para lograr esto se evaluó 2 diseños de malla en el nivel 3475 y se midió las vibraciones a 50 m, 150 m y 250 m. La malla 704 fue diseñada de acuerdo con lo acostumbrado para este sector, sin embargo, las vibraciones superaron el rango permitido. Se rediseñó los parámetros en el proyecto 705, determinando las constantes K_v que es la constante del macizo rocoso influenciada por el explosivo y B_r que es la constante de atenuación de vibración influenciado por la roca en el modelo de Devine, con el fin de calcular la carga operante por taladro (Q), con el modelo de Kuz Ram se determinó los parámetros de perforación de taladros de producción y buffer, con la teoría de Cunningham se calcularon los tiempos de los tiempos de la secuencia de salida.

Cornejo, P. et al (2020). "Estimación de un modelo predictivo de vibraciones inducidas por voladura en campo medio y campo lejano para el cuidado de estructuras en una mina superficial en el proceso de cierre". La presente tesis de investigación desarrolla un modelo de predicción de las vibraciones inducidas utilizando datos históricos de

monitoreo en una mina a cielo abierto ubicada en la sierra peruana, esto con el fin de proteger los taludes de diseño final (Campo Medio) y las edificaciones sensibles de los poblados más cercanos (Campo Lejano). Ambos modelos están basados en la teoría de Devine de la distancia escalada de raíz cuadrada (SRSD) para predecir la velocidad máxima de partículas (VPP). Las distancias de monitoreo en campo medio oscilan entre 30 y 150 metros, las estructuras en este intervalo deben ser atendidas por los criterios de falla de Cameron McKenzie, que se basan en las propiedades geomecánicas del macizo rocoso y la velocidad de propagación de la onda P (V_p) combinadas a través de la Ley de Hooke. Para el campo lejano se tienen distancias desde los 150 hasta los 1000 metros, por lo que se ha optado por utilizar la norma alemana DIN 4150. El valor límite utilizado fue de 3 mm/s para frecuencias bajas en estructuras muy sensibles.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 *Voladura controlada*

Es una técnica utilizada en minería y construcción que busca minimizar los efectos negativos de las explosiones, tales como vibraciones, proyección de fragmentos, y sobre excavaciones.

El objetivo es limitar los daños en áreas adyacentes y garantizar la estabilidad de las estructuras cercanas o los taludes. Se utilizan cantidades precisas de explosivos y diseños de detonación específicos para controlar la fractura de la roca de manera eficiente y segura. (Chiappetta, 2017)

Ventajas de voladura controlada

- Mayor precisión en la fragmentación
- Reducción de daños colaterales
- Disminución de vibraciones
- Control de proyección de fragmentos

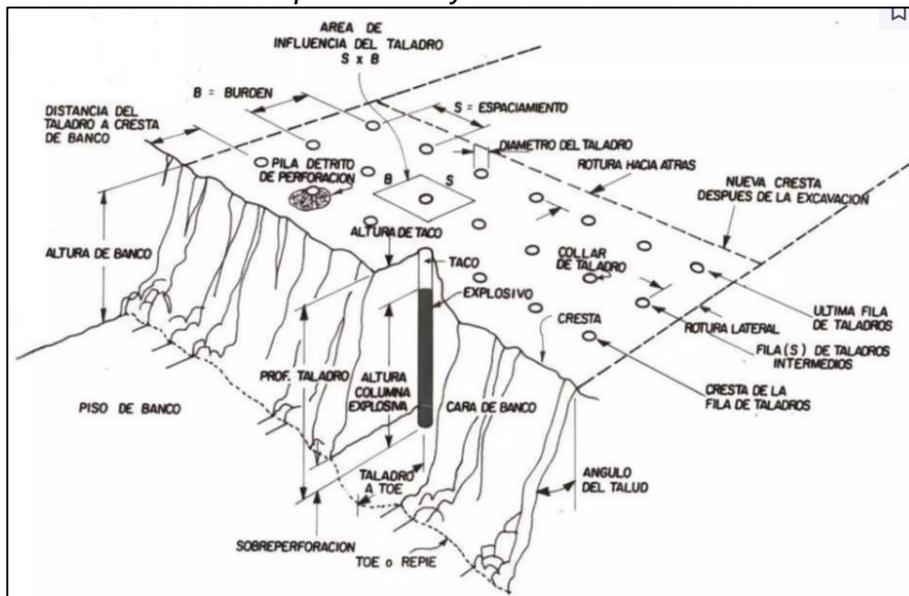
Desventajas de voladura controlada

- Costos iniciales más elevados
- Limitaciones en terrenos heterogéneos
- Tiempo de preparación.

La mejor manera para que esta fuerza no dañe las paredes es controlar la energía explosiva (voladura controlada). “En toda mina debe existir un punto de equilibrio entre el costo de la voladura controlada y el costo de conservar la estabilidad de las paredes del tajo”.

Figura 1

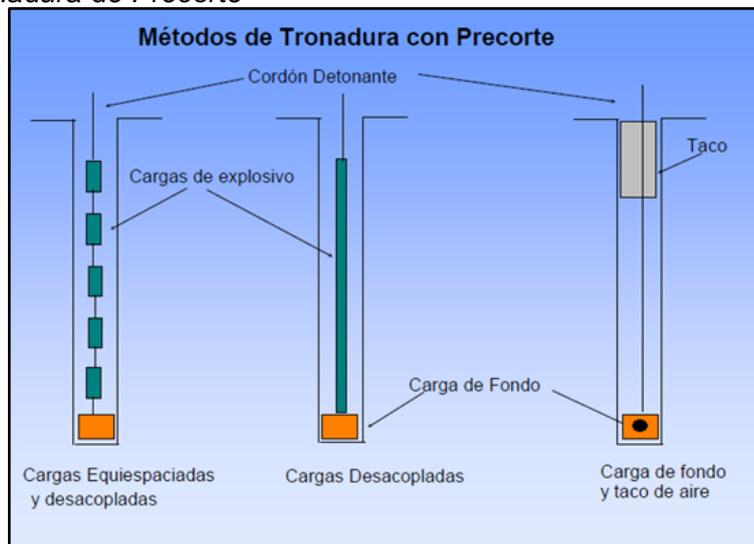
Esquema de las actividades de perforación y voladura en un banco



Fuente: EXSA

Figura 2

Métodos de Voladura de Precorte



Fuente: EXSA

2.1.2 Diseño de voladura de precorte

Es una técnica utilizada principalmente en minería a cielo abierto para crear una línea de fractura controlada a lo largo de los límites del talud, con el fin de proteger su estabilidad y reducir la fracturación no deseada en las zonas adyacentes a la zona de trabajo. Esta técnica se implementa antes de la voladura principal y utiliza una secuencia de detonaciones con cargas reducidas, cuidadosamente espaciadas, para generar una

fractura previa que limita la propagación de las ondas sísmicas y controla los daños en la roca. (Lopez Jimeno, 2017)

Los beneficios de la voladura de precorte son:

- Control de estabilidad de taludes
- Minimización de sobre-rotura y daño en el macizo rocoso
- Reducción de vibraciones y ruido

Mejora en la productividad

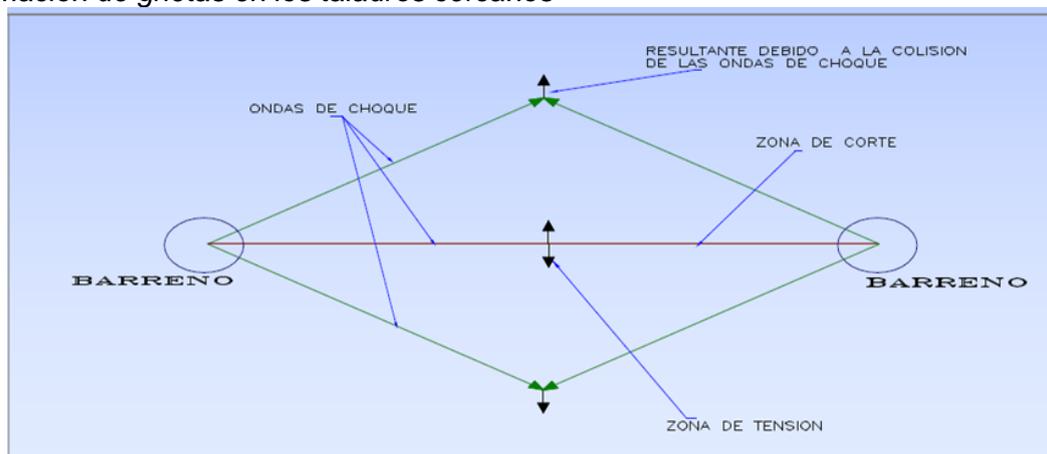
En un diseño de voladura de precorte, los parámetros como el diámetro de los taladros, el espaciamiento entre ellos, la secuencia de detonación y la carga explosiva utilizada son ajustados de acuerdo con las características geomecánicas del terreno y los requerimientos del proyecto. El objetivo es que la fractura inducida coincida con la línea de diseño del talud final, logrando que la roca se rompa de forma más controlada y precisa.

2.1.3 Teoría del precorte

La teoría del precorte es crear una línea de rotura antes de la voladura principal, a través de perforaciones colocadas en intervalos regulares y cargadas con explosivos de baja energía. La explosión en esta línea crea una fractura controlada que actúa como un límite para la rotura del macizo rocoso, (Chiappetta, 2017)

Figura 3

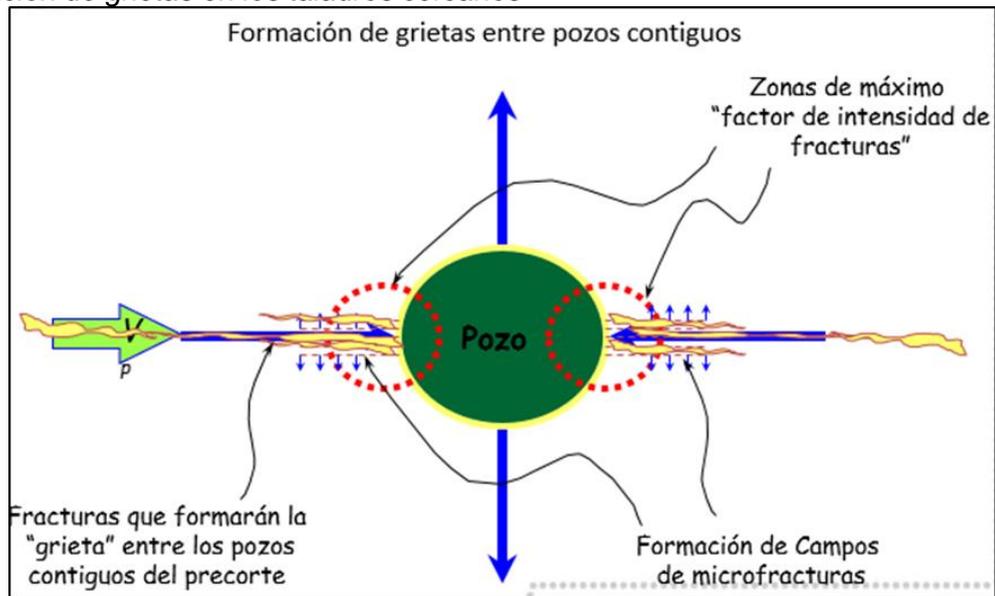
Formación de grietas en los taladros cercanos



Fuente: EXSA

Figura 4

Formación de grietas en los taladros cercanos



Fuente: EXSA

El objetivo principal del precorte es controlar de manera precisa la rotura del macizo rocoso para crear un talud estable y seguro, minimizando el daño en las áreas circundantes y evitando la sobre-rotura. Tiene como objetivo principal crear condiciones controladas para una operación segura y eficiente, asegurando un talud final estable y minimizando los efectos no deseados de la voladura en el entorno.. Para un explosivo acoplado, la presión se calcula por la expresión:

$$P_{bi} = 110 * \delta_{exp} * VOD^2 \quad (1)$$

Donde:

- P_{bi} = Presión de paredes del pozo (MPa)
- δ_{exp} = Densidad del explosivo (g/cm^3)
- VOD = Velocidad de detonación (km/s)

Para el cálculo de la presión en las paredes del taladro de un explosivo desacoplado, se utiliza la expresión:

$$P_b = 110 * f^n * \delta_{exp} * VOD^2 \quad (2)$$

Donde f es la razón de desacoplamiento, definida como la relación entre el volumen del explosivo y el volumen del taladro. El exponente n se estima igual a 1.25 para taladros secos y 0.9 para taladros con agua.

$$f = \frac{D_e^2}{D_h^2} * \frac{l}{H} \quad (3)$$

Donde:

- De = diámetro explosivo
- Dh = diámetro del taladro
- H = largo del taladro
- L = largo columna explosiva.

2.1.4 Variables que influyen en el precorte

Características de la roca (Hoek, 2013)

- Resistencia a la compresión: La dureza y resistencia de la roca influirán en la cantidad de energía necesaria para generar una fractura controlada.
- Fracturamiento natural: La presencia de fallas, fracturas o grietas preexistentes puede alterar la propagación de las ondas de choque, afectando el control de la voladura.
- Grado de alteración: Rocas alteradas pueden ser más difíciles de fracturar de manera controlada, ya que su consistencia es menos predecible.

Diámetro de los taladros

El diámetro de los taladros de precorte es un factor crucial. Taladros de menor diámetro permiten un control más preciso de la fractura, pero requieren una mayor cantidad de taladros para cubrir una longitud determinada. (Lopez Jimeno, 2017)

Espaciamiento entre taladros

El espaciamiento entre taladros debe ser ajustado para garantizar que las fracturas inducidas se conecten adecuadamente sin provocar sobreexcavación. El espaciamiento depende de las características del terreno y el diámetro del taladro. (Lopez Jimeno, 2017)

$$S = K * d \quad (4)$$

Donde:

S = es el espaciamiento en mm

K = es una constante entre 14 y 16

D = es el diámetro de perforación en mm. (algoritmo propuesto por Sutherland en 1989).

La fórmula general que se utiliza y aplica para el cálculo de espaciamiento en Perú es la siguiente:

$$S = D_h * \frac{(P_b + T)}{T} \quad (5)$$

Donde:

S = es el espaciamiento en mm

T = es la resistencia a la tracción de la roca en MPa

Pb = es la presión de detonación en el taladro en Mpa

D = es el diámetro de perforación en mm.

Esta definición de espaciamiento no considera las características estructurales de la roca.

No obstante, algunos investigadores como Chiappeta (1982) sugieren que, si la frecuencia de las discontinuidades excede de 2 a 3 entre los taladros de precorte, los resultados serían bastante pobres en términos de generación de “medias cañas”.

Factor de carga

La cantidad de explosivo utilizado en cada taladro de precorte es crítica para evitar una fractura excesiva o insuficiente.

Las cargas deben ser menores que en la voladura principal y cuidadosamente distribuidas para generar la línea de fractura sin fragmentación excesiva. (Lopez Jimeno, 2017)

Figura 5

Formulación del factor de carga

$$\gamma = \frac{\pi}{4} * \frac{D_h}{(12R+1)} * \left[\frac{R^{1/n} * \delta_{exp}^{(1-\frac{1}{n})} * UCS^{1/n}}{110^{1/n} * VOD^{2/n}} \right]$$

donde:

γ	= Factor de carga en kg/m ²	
n	= índice de acoplamiento	- pozo seco 1.25 - pozo con agua 0.9
R	= relación Pb/UCS	
VOD	= Velocidad de detonación (km/s)	
d _h	= diámetro de perforación (mm)	
UCS	= Resistencia a la compresión no confinado (Mpa)	
δ_{exp}	= densidad del explosivo (g/cm ³)	

Fuente: EXSA

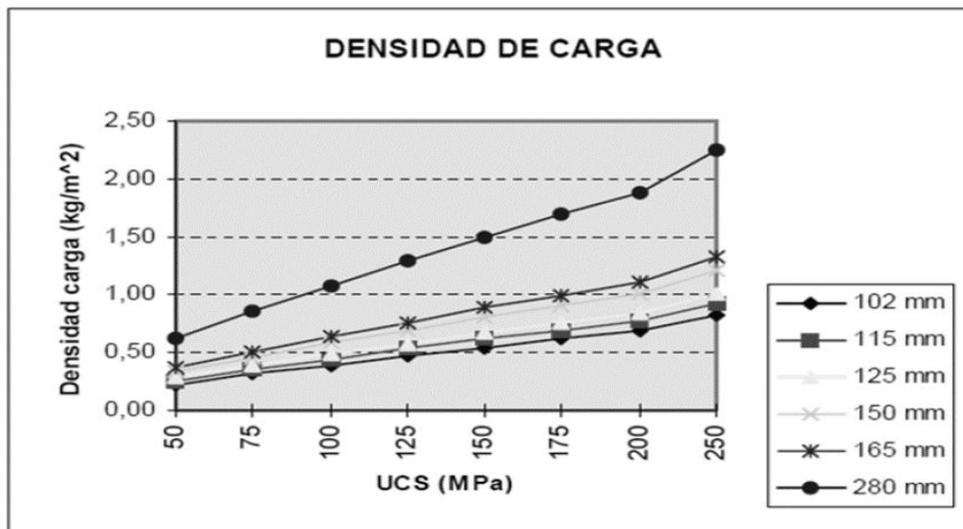
Del ejercicio anterior se desprende que la densidad de carga es directamente proporcional al diámetro de perforación y casi directamente proporcional a la resistencia de la roca. A modo de ejemplo, se expone la figura siguiente donde se define la densidad de carga en función a la resistencia de la compresión de la roca, considerando el producto desacoplado en forma de salchichas, explosivo cuyas características de velocidad y densidad son las siguientes:

Velocidad de Detonación: 5200 m/s

Densidad Explosivo: 1.1 g/cm³

Figura 6

UCS versus densidad de carga



Fuente: EXSA

Ángulo y orientación de los taladros

La secuencia en la que se detonan los taladros influye en la efectividad del precorte. Las detonaciones deben estar sincronizadas para que la fractura siga la línea de diseño y no se produzcan efectos no deseados. (Song, 2015)

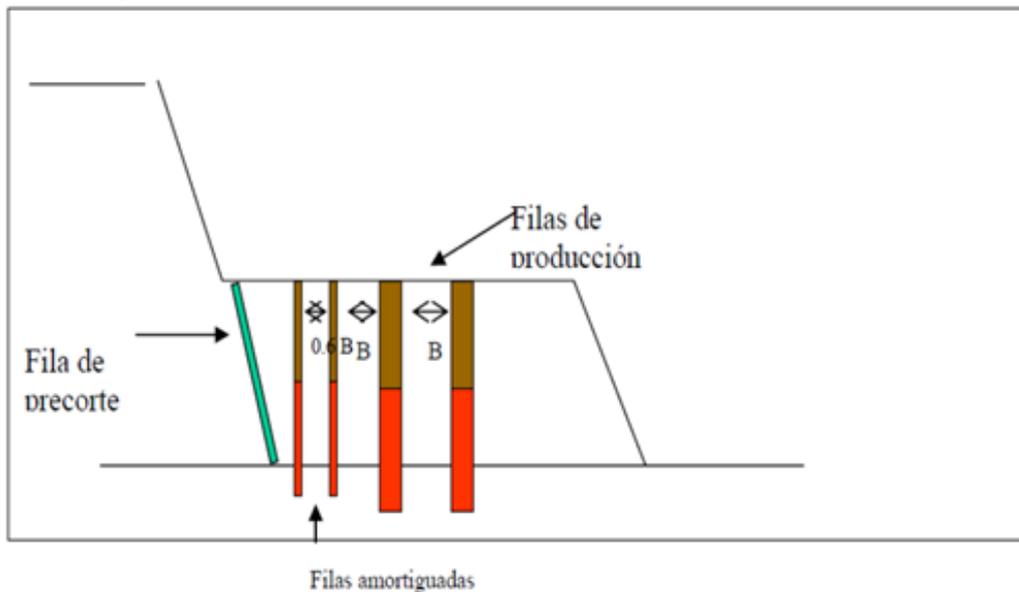
Inclinación del precorte

La inclinación y orientación de los taladros debe alinearse con la línea de diseño del talud final. Esto ayuda a controlar la dirección de la fractura y asegurar la estabilidad del talud. (Song, 2015)

Cuando se realizan precortes inclinados y una fila buffer delante de ellos, es conveniente volar el precorte antes de la voladura de producción, principalmente para evitar que la fila buffer o amortiguada en la zona del pie del banco, quede demasiado cerca del taladro de precorte y ésta pueda ser iniciada por simpatía.

Figura 7

Inclinación de precorte



Fuente: EXSA

Vibraciones y ondas de choque

El control de las vibraciones y ondas de choque es clave, ya que un mal manejo puede llevar a fracturas no deseadas en la roca. Es importante diseñar el precorte para minimizar el impacto de las ondas generadas. (Song, 2015)

Secuencia de detonación

La secuencia en la que se detonan los taladros influye en la efectividad del precorte. Las detonaciones deben estar sincronizadas para que la fractura siga la línea de diseño y no se produzcan efectos no deseados. (Song, 2015)

2.1.5 Diseño de voladura de recorte

Es una técnica utilizada en minería para generar superficies controladas y lisas, como las paredes finales de un talud o la superficie de una excavación subterránea. El objetivo es reducir el daño en la roca fuera de la zona de voladura, minimizando el riesgo de fracturación excesiva o sobreexcavación. Esta técnica implica el uso de explosivos en cantidades pequeñas y bien distribuidas, ubicadas en taladros perimetrales alrededor del área que se desea recortar, y se ejecuta como una fase posterior o complementaria a la voladura principal. (Smith, 2016)

$$S = 16D_h \quad (6)$$

Dónde:

S = Espaciamiento (mm)

Dh = Diámetro del barreno (mm)

$$B = 1.3S \quad (7)$$

Dónde:

B = Burden (mm)

S = Espaciamiento (mm)

Características clave del diseño de voladura de recorte:

- Taladros perimetrales: Los taladros se colocan en la periferia de la zona que se va a excavar, con una distribución adecuada para controlar la fracturación de la roca.
- Cargas reducidas: Las cargas explosivas utilizadas son más pequeñas que en la voladura de producción, para minimizar los efectos de fractura en el área que rodea la zona de recorte.

- Espaciamiento adecuado: El espaciamiento entre taladros se diseña para que la energía liberada sea suficiente para fracturar la roca a lo largo de la línea de recorte sin sobre excavar.
- Sincronización de detonación: El momento de la detonación es cuidadosamente controlado para evitar que las ondas de choque de la voladura principal afecten la estabilidad de la roca en el área de recorte.

Diseño de voladura de recorte con cordón detonante

En este diseño, el cordón detonante se utiliza como una alternativa a los detonadores eléctricos o los explosivos convencionales dentro de los taladros de recorte. El objetivo es que el cordón provoque una fractura controlada y progresiva en la roca, permitiendo una superficie de corte limpia y estable. El cordón se inserta en los taladros perimetrales, y la energía liberada por la detonación es suficiente para fracturar la roca de manera precisa sin provocar una gran fragmentación. (Yang, 2018)

$$d_{ec} = 10 \left(\frac{S}{177} \right)^2 \quad (8)$$

Dec = Densidad de carga (g/m)

S = Diámetro del explosivo (mm)

Características del diseño:

- Taladros perimetrales: Al igual que en otras técnicas de voladura de recorte, los taladros se colocan a lo largo del perímetro de la zona que se va a excavar.
- Uso de cordón detonante: En lugar de usar explosivos convencionales, se introduce un cordón detonante dentro de los taladros. Este cordón contiene un núcleo explosivo de alta velocidad que genera una explosión controlada.
- Fracturación controlada: La detonación del cordón genera una onda de choque precisa que induce una fractura limpia en la roca, minimizando la propagación de fracturas no deseadas y protegiendo la estabilidad del talud o la estructura excavada.

- Reducción de fragmentación excesiva: Al no utilizar grandes cantidades de explosivos en cada taladro, la fractura se controla mejor, reduciendo la posibilidad de que la roca se fragmente de manera indeseada.

Diseño de voladura amortiguada

En una voladura amortiguada, el diseño está enfocado en reducir la energía liberada por cada detonación, lo que se logra disminuyendo la carga explosiva y ajustando el espaciamiento entre taladros. El objetivo es obtener una fragmentación controlada, con menos propagación de ondas de choque y vibraciones, preservando la integridad de las zonas adyacentes. Esta técnica se suele usar en combinación con otras formas de voladura, como el precorte o el recorte, para proteger áreas críticas como los taludes finales o las zonas donde es crucial mantener una estructura estable. (Jiménez, 2019)

Existen dos tipos de definición de este método:

- Por análisis de velocidad crítica de la roca
- Por reducción de presión en las paredes del barreno

Análisis de velocidad crítica de la roca

se enfoca en ajustar los parámetros de la voladura para que las ondas de choque generadas no superen la velocidad crítica de la roca, es decir, la velocidad a partir de la cual la roca comenzaría a fracturarse de manera descontrolada. Para lograrlo, se emplean cargas explosivas reducidas, mayor espaciamiento entre los taladros, y secuencias de detonación con retardos optimizados. El análisis previo de las propiedades geomecánicas de la roca es fundamental, ya que permite determinar con precisión el umbral de velocidad crítica, el cual varía según la naturaleza y estructura del material rocoso. (Qiu, 2017)

Para definir la malla se controlan las variables diámetro de perforación y factor de carga:

- Diámetro de perforación

Si se mantiene el diámetro con respecto a la voladura de producción, el burden y espaciamiento (E) debiesen reducirse de 0,6 a 0,8 veces.

En caso de disminuir el diámetro, el burden (B) y espaciamento (B) deben estar en el rango de 0,7 a 0,9 veces su valor nominal

- Factor de carga

Se ocupa una carga explosiva tal que se mantiene el factor de carga con respecto a una voladura de producción, sin embargo, esto sólo es proporcional pues la malla será de un tamaño menor y en definitiva la carga también será de un valor más bajo.

Reducción de la presión en las paredes

Cuando un explosivo detona en un barreno, genera una onda de presión que se propaga hacia las paredes del barreno y a través de la roca circundante. Esta presión puede causar fracturas en las paredes, conocidas como daños por voladura, que pueden comprometer la integridad del talud o la estructura excavada. (Ghorbani, 2020)

- Uso de explosivos con menor potencia: Al elegir explosivos con menores capacidades energéticas, se reduce la cantidad de presión generada en el momento de la detonación.
- Modificación del diámetro del barreno: Al aumentar el diámetro del barreno, se crea más espacio para que la onda de presión se disipe, reduciendo así la presión efectiva en las paredes.
- Optimización de la carga explosiva: Ajustar la cantidad de explosivo utilizada en cada barreno, de manera que no se genere una presión excesiva en las paredes.
- Uso de amortiguadores: Implementar materiales que actúan como amortiguadores dentro del barreno para absorber parte de la energía de la explosión y disminuir la presión transmitida a las paredes.

En esta variante se trabaja con dos supuestos fundamentales:

- El burden (B) debe ser del orden de 0,5 a 0,8 el burden de una voladura de producción y el espaciamento (E) alrededor de 1,25 el burden.
- Se define la carga por taladro, pero disminuyendo la presión en un 60%.

Esto se controla ocupando la siguiente ecuación:

$$P_a = \frac{0,6 \cdot P_p \cdot E_a \cdot B_a}{E_p \cdot B_p} \quad (9)$$

Donde:

- Pa = Presión en tronadura amortiguada
- Pp = Presión en tronadura de producción
- Ea = Espaciamiento en tronadura amortiguada
- Ep = Espaciamiento en tronadura de producción
- Ba = Burden en tronadura amortiguada
- Bp = Burden en tronadura de producción

Luego se calcula el desacople del explosivo en el pozo:

$$P_d = P \cdot \left(\sqrt{C} \cdot \frac{r_c}{r_h} \right)^{2n} \quad (10)$$

Donde:

- Pd = Presión con carga desacoplada
- P = Presión con carga sin desacoplar
- C = % de la columna de explosivo cargada
- Rc = Radio de la carga explosiva
- Rh = Radio del barreno
- N = 1,25 para perforaciones secas
- N = 0,9 para perforaciones con agua

Evaluación de los resultados del control de talud

Existen dos formas: Cuantitativa y Cualitativa.

La primera, se basa en el factor de cañas visibles, y la segunda, define la calidad de la voladura, donde la media caña no es un fin en sí, lo que manda es obtener taludes estables.

Figura 8

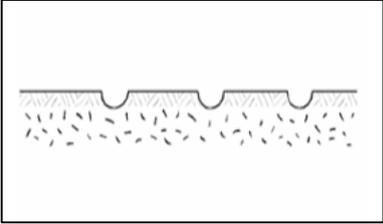
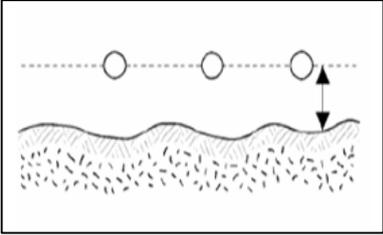
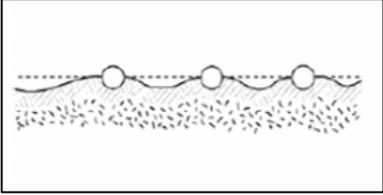
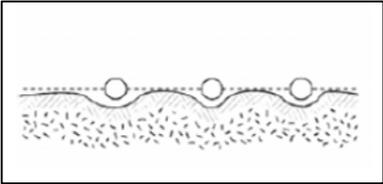
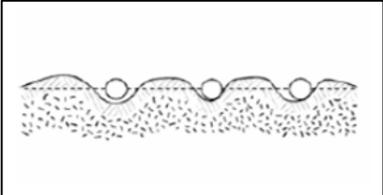
Taludes con las cañas productos de precorte



Fuente: Elaboración propia

Tabla 3

Evaluación de resultados del precorte

Evaluación de Resultados del Precorte			
Resultado de la voladura			Solución
Perfil de excavación	Falla	Motivo	
	Ninguna	Ninguno	Ninguna
	Sobreexcavación general	Sobrecarga Fila anterior de taladros sobrecargados	Disminuir carga Aumentar el espaciamiento Distanciar fila anterior Aumentar tiempo de retardo entre voladura de filas primaria
	Sobreexcavación alrededor de los taladros	La presión de taladros es superior a la resistencia dinámica a compresión de la roca	Disminuir densidad lineal de carga y aumentar el desacoplamiento
	Sobreexcavación entre los taladros	Espaciamiento entre taladros muy pequeño	Aumentar espaciado entre taladros
	Roca sobresaliente entre los taladros	Espaciamiento excesivo entre taladros	Reducir el espaciado entre taladros y aumentar ligeramente la carga

Fuente: Elaboración propia

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Detonación

Es una reacción química extremadamente rápida en la que un material explosivo se descompone, liberando una gran cantidad de energía en forma de calor y presión. Este

proceso genera una onda de choque que se propaga a través del explosivo a una velocidad supersónica, causando la ruptura del material circundante.

2.2.2 Precorte

Es una técnica de voladura utilizada en minería y construcción para generar una fractura controlada en el macizo rocoso antes de la voladura principal, con el fin de delimitar con precisión la zona de rotura, mejorar la estabilidad de los taludes y minimizar el daño a las áreas circundantes.

2.2.3 Secuencia

Se refiere al orden y cronología en que se detonan las cargas explosivas, con el objetivo de controlar el desplazamiento del material y minimizar vibraciones, sobre-rotura y otros efectos no deseados. Esta secuencia es clave para garantizar una voladura segura y eficiente, optimizando la fragmentación de la roca y manteniendo la estabilidad del entorno.

2.2.4 Perforación:

Es el proceso de realizar agujeros en el suelo o en el macizo rocoso mediante el uso de equipos especializados, con el fin de insertar explosivos o sondas, generalmente en minería, construcción o exploración geotécnica. Es un paso clave en operaciones de voladura y excavación controlada.

2.2.5 Voladura

Es un proceso que utiliza explosivos para fragmentar y remover grandes volúmenes de roca o material en minería, construcción y demolición. Su objetivo es facilitar la extracción de recursos o la creación de estructuras mediante la liberación controlada de energía.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Información general del proyecto

3.1.1 Ubicación y acceso

La mina Antamina se ubica en la región de Áncash, en el norte del Perú, específicamente en el distrito de San Marcos, provincia de Huarney, a una altitud de aproximadamente 4,300 metros sobre el nivel del mar. Esta mina es una de las más grandes y modernas en la producción de cobre y zinc, además de otros minerales como plata y molibdeno.

Acceso a la mina:

La mina Antamina es accesible principalmente por carretera. La carretera más utilizada es la Carretera Panamericana Norte, que conecta la mina con la ciudad de Chimbote y otras ciudades del litoral peruano. Desde Chimbote, se toma la carretera hacia Huarney y luego se continúa hasta llegar a la mina.

La mina se encuentra aproximadamente a 80 kilómetros al este de la ciudad de Chimbote, y a unos 20 kilómetros de la ciudad de Huarney.

Figura 9

Plano de ubicación del yacimiento de Antamina



Fuente: Antamina

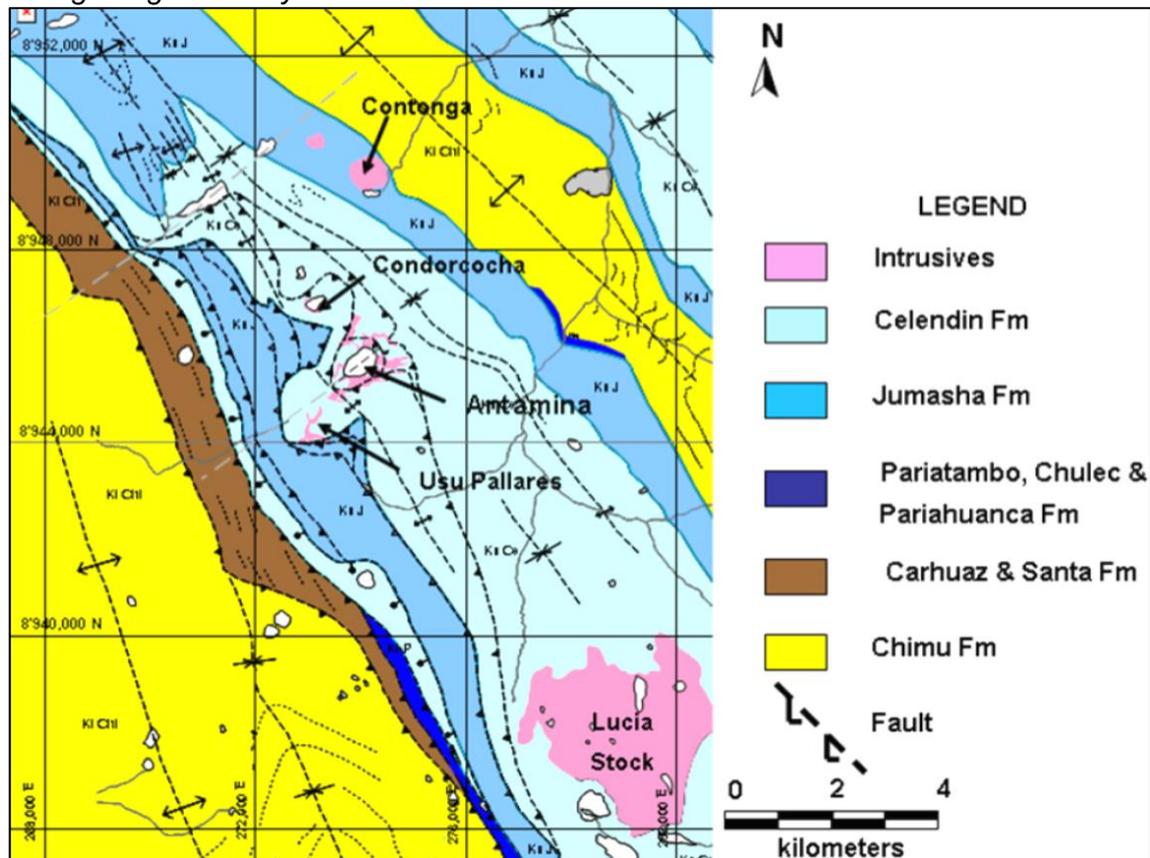
3.1.2 Geología regional, local y yacimiento

Geología regional

El yacimiento se encuentra emplazado desde el Jurásico medio con la Formación Oyotún hasta el Cretácico Superior con la Formación Celendín y se ubica metalogénicamente en la cordillera occidental de los Andes Peruanos.

Figura 10

Geología regional del yacimiento de Antamina



Fuente: Antamina

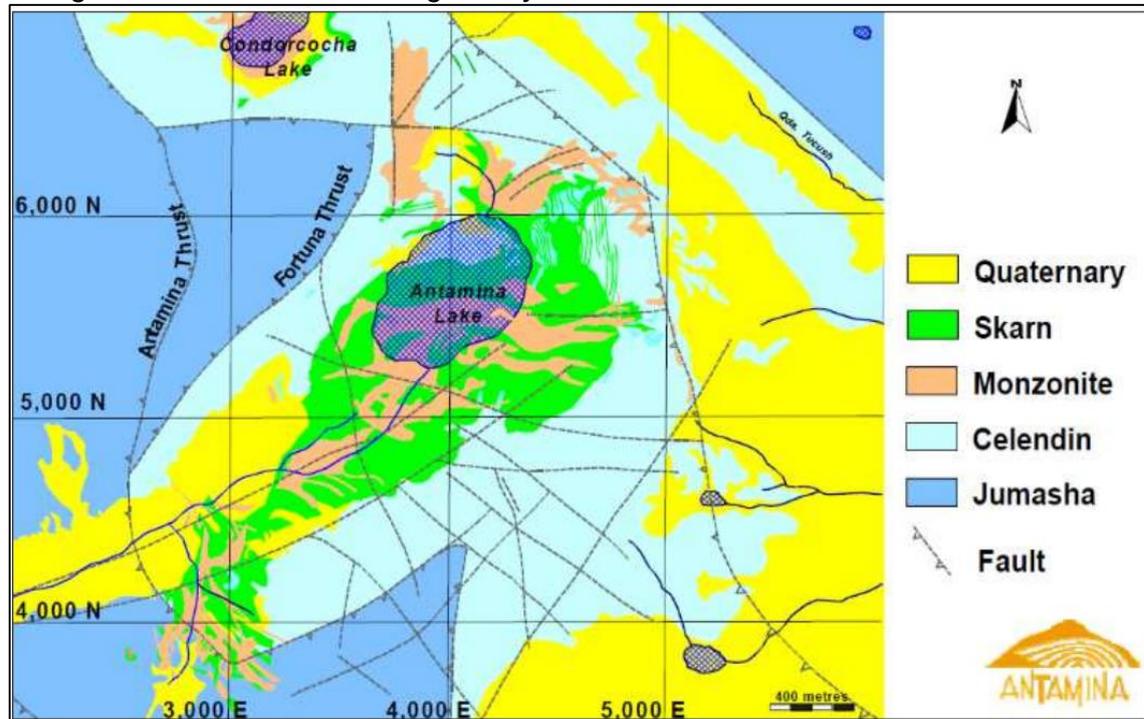
Geología Local

El yacimiento de Antamina exclusivamente se ha dado en rocas carbonatadas de la Formación Jumasha y la Formación Celendín produciendo una zona de alteración denominada Skarn producto de la intrusión del pórfido cuarzo-monzonítico. Además de acuerdo a los controles estructurales existen una serie de fallas normales con dirección NE transversales al sistema andino justo en el valle del yacimiento, y otras que son sub-

paralelas pero que se caracterizan por ser fallas de sobre escurrimiento acompañados de pliegues con orientación NW.

Figura 11

Geología local basado en la litología del yacimiento.



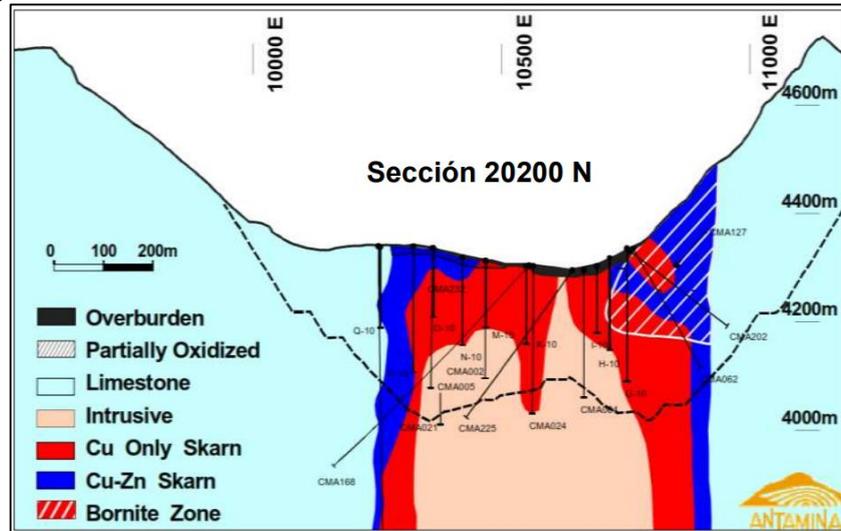
Fuente: Antamina

Tipo de Yacimiento

Los intrusivos de Antamina datan de la deformación Quechua II del Mioceno medio que en su contacto con rocas calizas de las Formaciones Jumasha y Celendín han dado un yacimiento tipo Skarn. Su emplazamiento fue probablemente controlado por la reactivación de estructuras más antiguas, estando estas localizadas en parte de la inflexión del cinturón regional del Maraón. El núcleo de Antamina es un pórfido cuarzo-monzonítico, dónde hacia el contacto con el intrusivo (endoskarn) existe una zona de mayor concentración de Cu, y para lo zona más distal (exoskarn) la existencia de una zona más rica Zn-Ag y en menor medida Cu.

Figura 12

Perfil geológico mostrando la intrusión cuarzo-monzonítica en las rocas carbonatadas.



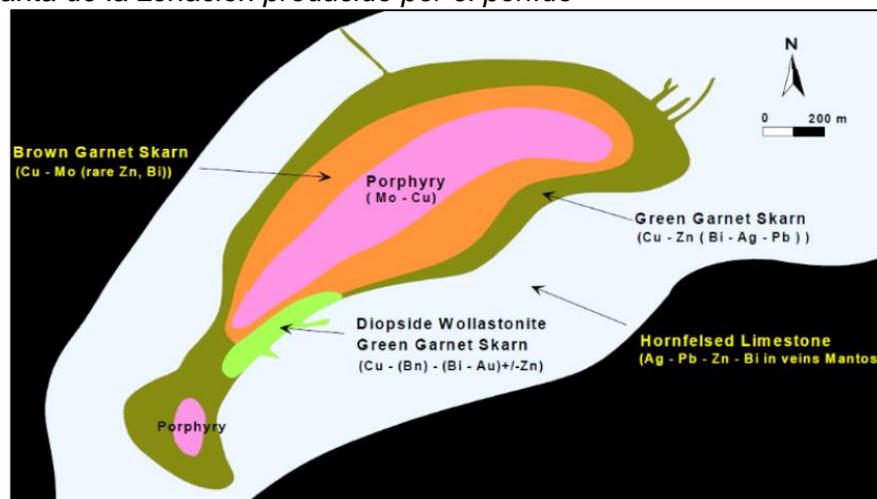
Fuente: Antamina

Zonación y Alteración

La zonación general del Skarn se rige desde el núcleo intrusivo hacia fuera: En donde en el endoskarn están presentes el granate marrón o café y rosa, pero para el exoskarn el granate de color verde a marrón son los más abundantes y acompañados de una gran presencia de diópsido, wollastonita, hornfeles, mármol y en última instancia la roca caliza que no ha sido alterada. Además, la brecha heterolítica compuesta de todos los tipos Skarn puede ocurrir en cualquier tipo de litología.

Figura 13

Vista en planta de la zonación producido por el pórfido



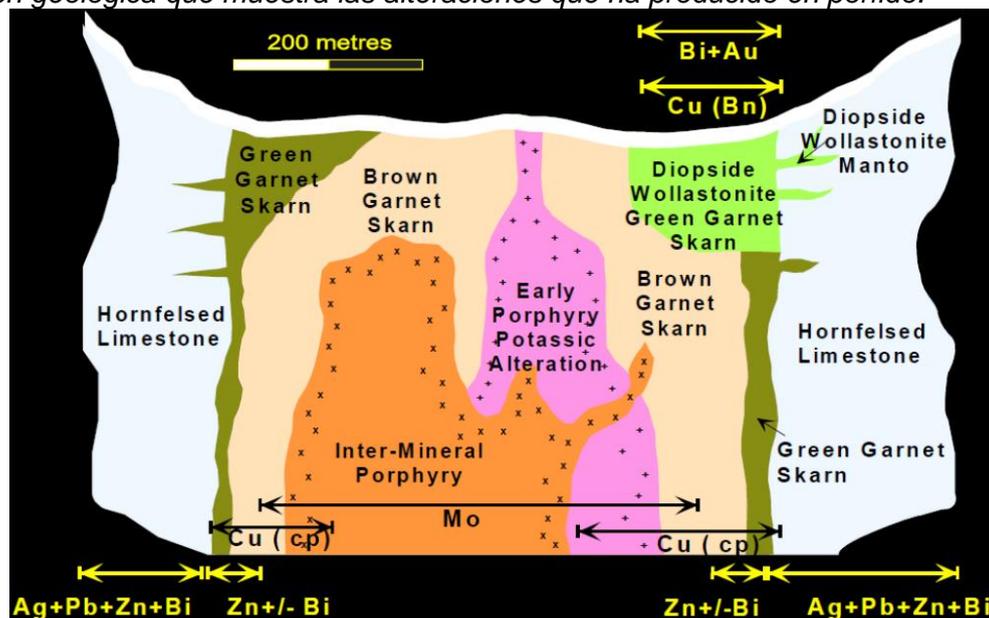
Fuente: Antamina

La mayor parte del Skarn es de tipo exoskarn, dominado por granates masivos. El halo de alteración del Skarn se divide en zonas concéntricas desde granates marrones, a granates verdes, luego la roca caliza alterada (Skarn en sí) con zonas de wollastonita y diópsido.

Los Hornfels también están presentes, estos son rocas de grano muy fino y están en los márgenes del depósito producto del metamorfismo térmico; las brechas comúnmente están en el contacto intrusivo – endoskarn y se distinguen un tipo de brechas muy dominante llamadas brechas heterolíticas caracterizadas por poseer componentes de todas las rocas que cortan.

Figura 14

Sección geológica que muestra las alteraciones que ha producido en pórfido.



Fuente: Antamina

Un actuante preponderante para la formación del depósito como yacimiento económico, ha sido la alteración retrógrada actuando en mayor parte en el endoskarn y caracterizándose por poseer minerales como clorita, epidota, actinolita, cuarzo, calcita, sericita y arcilla.

3.1.3 Método de minado

Antamina es una gran operación a cielo abierto, que está siendo operada como una mina de Cu típica que usa equipo de minería estándar. La longitud actual del pit es de

aproximadamente 3.3 km, y el ancho de la fosa es de 2.4 km. La profundidad del pit es de 855 m (contados desde el primer banco de la fase 9 hasta el fondo de la fase 5). El diseño final del pit considera dos restricciones activas: la capacidad de los relaves y la ubicación de la chancadora. El pit final está totalmente contenido dentro del pit óptimo con un 39 factor de ingreso (RF: Revenue Factor) de 1.00. En realidad, la cáscara del pit con RF de 0,63 fue la que se usó como referencia para el diseño del pit. Los parámetros de diseño de la mina son los siguientes:

- Altura del banco: 15 m.
- Ancho mínimo de minado: 80 m.
- Pendiente de rampa: 10%
- Berma geotécnica: 30 m.
- Ancho de rampa: 40 m.

3.1.4 Equipos mina

El equipo de minería utilizado en Antamina es el estándar de la industria y se puede describir de la siguiente manera:

La perforación se realiza con grandes taladros rotativos, y la voladura utiliza explosivos a granel, detonadores electrónicos y demoras. También hay taladros de tamaño mediano y pequeño para ayudar con el control de la pared y las áreas de amortiguamiento.

El equipo de carga comprende una pala eléctrica, una pala hidráulica y un cargador frontal. Se planea aumentar la pala hidráulica para aumentar la capacidad de carga debido al aumento del material de desecho y reemplazar el cargador frontal 994 cuando quede obsoleto. Las palas eléctricas de cable se utilizan para la producción primaria de la mina, mientras que las palas hidráulicas y los cargadores se utilizan para volver a manejar un trabajo secundario.

La flota de camiones principal es Komatsu 930, que actualmente consta de 92 unidades. Originalmente, Antamina opera con camiones Caterpillar 793, pero estos fueron reemplazados por camiones más grandes cuando alcanzaron su vida útil. Recientemente, Antamina probó e incorporó dos camiones Komatsu 980. También existe la necesidad de

aumentar la flota de camiones Komatsu, principalmente debido a una mayor distancia de transporte de desmonte.

Se planea aumentar el tamaño de la flota para el equipo de producción de la mina primaria de acuerdo con el plan de la mina.

Tabla 4

Equipos principales Antamina

Tipo	Modelo	Capacidad nominal	Unidades
Perforadora	Bucyrus 49HR/RIII	351 mm	13
Perforadora	DMM2/D75KF	211 mm	2
Perforadora	ROC/T600	127 mm	7
Pala eléctrica	P&H 4100 XPC	56 m ³	7
Pala hidráulica	HITACHI EX5600	29 m ³	4
Cargador frontal	CAT 994	18 m ³	2
Camión	CAT 793	226 t	11
Camión	Komatsu 930E	290 t	92
Camión	Komatsu 980E	370 t	2

Fuente: Elaboración propia

El plan de la mina es el resultado de un proceso de planificación sólido y bien establecido que se realiza anualmente, y toda la organización está involucrada en él. Todas las entradas para el plan de la mina están firmadas por el gerente del proceso, el vicepresidente de operaciones y el presidente de Antamina. El plan de la mina se ha desarrollado adecuadamente para maximizar las eficiencias de la minería y se basa en el conocimiento actual de información geotécnica, hidrológica, minera y de procesamiento.

3.2 Diseño inicial y pruebas de precorte en bancos

Se consideraron 25 dominios geotécnicos, basándose en la litología, alteración, mineralización, secciones de análisis, y considerando además las estructuras mayores y dominios estructurales.

Para la estimación de los parámetros de diseño en las mallas de voladura, de burden y espaciamento, se tomó como referencia teórica de línea base, el modelo

matemático de Pearce, que resultó ser el modelo que más se ajusta a las condiciones en la mina debido a las relaciones con los indicadores geológicos, geotécnicos y propiedades del explosivo.

3.2.1 Consideraciones geotécnicas iniciales

Caracterización Geotécnica

La generación del dominio geotécnico se basó en: la información geológica, geotécnica disponible y la información pruebas técnicas en campo.

El fin del modelo es representar las distintas propiedades del macizo rocoso de diversos sectores estructurales.

Para una adecuada caracterización, se utiliza distintas características geomecánicas particulares: resistencia de la roca intacta, en términos de (Modelo de Dureza); grado de fracturamiento del macizo rocoso (Modelo de RQD); factor de corrección de la resistencia de los contactos (JSF); y calidad geotécnica in situ del macizo.

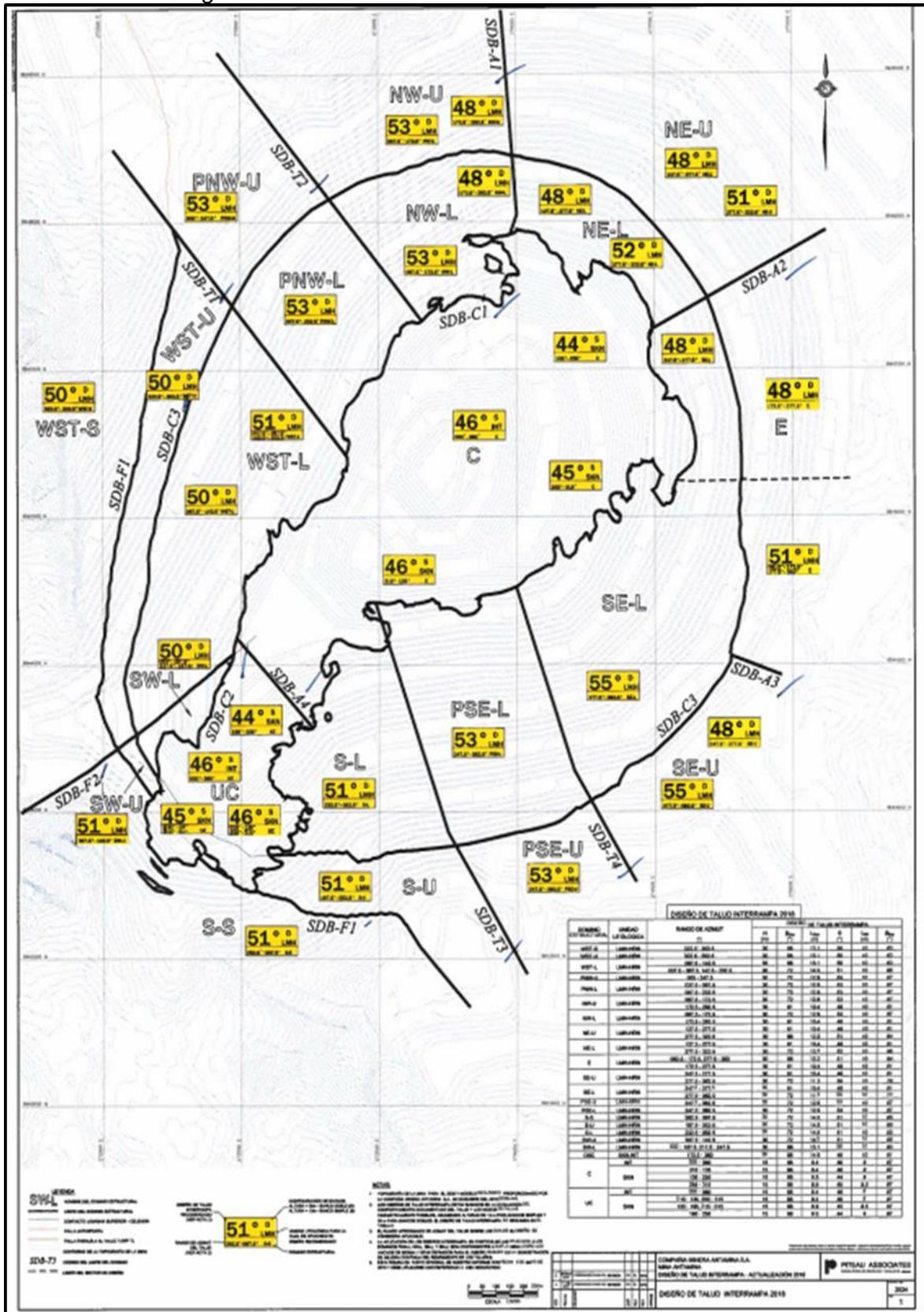
UCS (resistencia a la compresión simple)

Uno de los parámetros más importantes para la caracterización geotécnica, es la resistencia a la compresión simple de la roca, tanto en estado intacto como en macizo rocoso.

En este caso, la información provista para realizar las aproximaciones matemáticas descritas en la introducción del informe, fue tomada en campo por el equipo de geotecnia, utilizando el ensayo con el martillo Schmidt y de carga puntual sobre roca intacta.

Figura 15

Plano de dominios geotécnicos de la mina



Fuente: Antamina

Tabla 5*Categorización general de dureza de roca.*

UCS	Descripción
>250	Roca extremadamente fuerte
101 – 250	Roca muy fuerte
51 – 100	Roca fuerte
26 – 50	Roca medianamente fuerte
0 – 25	Roca débil o extremadamente débil

Fuente: Elaboración propia

Tabla 6*Base de datos de UCS de la mina*

Dominio	CODE	Registros	mínima	máxima	promedio	prom+desv	Varianza	Desv Est	CV
SKN_OSC	23	594	13.1	102.1	93.939	110.318	268.283	16.379	0.17
SW_U	16	33	43.4	102.1	83.076	101.608	343.43	18.532	0.22
NE_U	3	1235	6.7	102.1	82.864	103.775	437.256	20.911	0.25
SW_L	15	69	28.7	102.1	78.667	99.396	429.704	20.729	0.26
E	1	2511	7.1	102.1	78.053	100.612	508.911	22.559	0.29
WST_S	18	184	8.1	102.1	77.799	102.654	617.757	24.855	0.32
S_U	12	354	6.2	102.1	73.555	101.789	797.157	28.234	0.38
SE_L	13	3090	1.4	102.1	70.839	97.524	712.066	26.685	0.38
PNW_L	6	663	15.1	102.1	70.241	92.705	504.622	22.464	0.32
WST_L	17	917	5.8	102.1	70.021	95.253	636.679	25.232	0.36
NW_L	4	528	12	102.1	69.665	90.466	432.679	20.801	0.3
S_L	10	1216	2.8	102.1	67.438	91.717	589.473	24.279	0.36
S_S	11	525	4	102.1	63.62	90.329	713.36	26.709	0.42
WST_U	19	398	3.2	102.1	62.765	89.282	703.146	26.517	0.42
SKN_CEN	24	2547	0.3	102.1	62.103	94.156	1027.416	32.053	0.52
NE_L	2	209	1.3	102.1	60.936	91.361	925.674	30.425	0.5
PNW_U	7	784	5	102.1	60.327	87.867	758.436	27.54	0.46
PSE_U	9	17	8.8	102.1	55.818	84.146	802.483	28.328	0.51
NW_U	5	717	2.7	102.1	55.611	78.144	507.726	22.533	0.41
PSE_L	8	1618	3.3	102.1	52.229	74.046	476	21.817	0.42
INT_CEN	21	719	0.1	102.1	49.298	77.352	787.053	28.054	0.57
SKN_USU	25	868	1	102.1	39.895	69.546	879.201	29.651	0.74
INT_USU	22	232	0.3	88.4	39.595	61.849	495.224	22.254	0.56
SE_U	14	12	7	45.8	20.983	33.131	147.576	12.148	0.58

Fuente: Departamento de geotecnia de la mina

RQD (Designación de calidad de roca)

El RQD es el porcentaje de trozos de testigos intactos y sólidos con longitudes mayores que 10 cm, en un tramo de perforación (Deere, 1967) o en un intervalo geotécnico (ASTM, 2002).

Tabla 7

Categorización general de fracturamiento de roca.

RQD	Descripción
91 – 100	Macizo de muy buena calidad
76 – 90	Macizo de buena calidad
51 – 75	Macizo de moderada calidad
26 – 50	Macizo de mala calidad
0 – 25	Macizo de muy mala calidad

Fuente: Elaboración propia

Tabla 8

Base de datos de RQD de la mina

Dominio	CODE	Registros	mínima	máxima	promedio	Varianza	Desv Est	CV
PNW_U	7	2565	0	100	91.98	352.418	18.773	0.2
NE_U	3	8229	0	100	91.489	383.744	19.589	0.21
PNW_L	6	4861	0	100	90.276	436.202	20.885	0.23
WST_U	19	1198	0	100	88.66	621.513	24.93	0.28
SE_U	14	1	88.5	88.5	88.5	-	-	-
E	1	15384	0	100	88.375	566.801	23.808	0.27
PSE_L	8	5384	0	100	88.142	628.074	25.061	0.28
SE_L	13	17121	0	100	87.871	569.467	23.864	0.27
S_L	10	6287	0	100	87.742	583.511	24.156	0.28
WST_L	17	2619	0	100	87.055	633.623	25.172	0.29
NW_L	4	2936	0	100	86.983	508.777	22.556	0.26
SKN_ OSC	23	6995	0	100	84.712	759.899	27.566	0.33
S_U	12	1299	0	100	84.441	635.263	25.204	0.3
NE_L	2	2211	0	100	82.968	778.955	27.91	0.34
SW_L	15	2195	0	100	81.997	719.177	26.817	0.33
NW_U	5	3481	0	100	81.843	683.875	26.151	0.32
S_S	11	3721	0	100	79.022	911.717	30.195	0.38
PSE_U	9	15	9.8	99.9	78.653	498.647	22.33	0.28
SW_U	16	316	0	100	74.415	1079.545	32.856	0.44
INT_USU	22	2492	0	100	71.428	1159.937	34.058	0.48
SKN_USU	25	17833	0	100	62.39	1383.168	37.191	0.6
WST_S	18	1168	0	100	59.936	2226.892	47.19	0.79
SKN_CEN	24	55562	0	100	56.835	1494.914	38.664	0.68
INT_ OSC	20	363	0	100	50.675	1262.916	35.538	0.7
INT_CEN	21	22896	0	100	48.505	1557.299	39.463	0.81

Fuente: Antamina

JSF (Factor de corrección de la resistencia de los contactos)

Este parámetro de caracterización geotécnica, se aplica como ajuste del parámetro RQD, para poder interpretar, de manera más exacta, la complejidad de describir el macizo rocoso, en este caso, se tiene la siguiente representación cualitativa para la formulación del JSF:

Tabla 9

Factores de ajuste JSF

Estimación de la calidad de la roca	JSF
Fuerte	1
Media	0.9
Débil	0.8
Muy débil	0.7

Fuente: Elaboración propia

En este caso, se debe multiplicar un factor menor a 1 para ajustar el parámetro de RQD, en caso de tener una roca media o débil. Se hará caso omiso de este ajuste en caso de encontrar roca de buena calidad.

Tabla 10

Factores de ajuste para la mina

Mineral		Desmante	
Ubicación	JSF	Ubicación	JSF
Fase6-Centro	[0.7-0.8]	Fase6-Centro	[0.8-0.9]
Fase6-Sur	[0.7-0.8]	Fase6-Sur	[0.9-1.0]
Fase8-Centro	[0.7-0.8]	Fase8-Centro	[0.8-0.9]
Fase8-Norte	[0.7-0.8]	Fase8-Norte	[0.9-1.0]
Fase8-Sur	[0.7-0.8]	Fase8-Sur	[0.9-1.0]
Fase9-Norte	[0.7-0.8]	Fase9-Norte	[0.9-1.0]
Fase9-Sur - Centro	[0.7-0.8]	Fase9-Sur - Centro	1

Fuente: Elaboración propia

3.2.2 Consideraciones en un diseño de voladura

Modelo matemático de Pierce

Se presenta el modelo matemático a usarse, para hallar los parámetros de diseño de las mallas de voladura (burden y espaciamiento). Este será el modelo de Pearce, en el que se describen los siguientes índices:

$$R = B = \frac{K\phi}{12} \sqrt{\frac{P_2}{S_{td}}}$$

- R = Radio crítico
- B = Burden (ft)
- ϕ = Diámetro del taladro (Pulg)
- P_2 = Presión de detonación de la mezcla explosiva comercial (PSI)
- S_{td} = Resistencia tensional de la roca (PSI) (Compresión uniaxial)
- K = Constante que depende de las características de la roca (0.7 a 1.0)

$$k = 1.96 - 0.27 \ln(ERQD)$$

- ERQD = Índice de la calidad de la roca (%)
- ERQD = RQD x JSF
- RQD = Índice de calidad de roca
- JSF = Factor de corrección de la resistencia de los contactos

Presión de detonación y factor k

Empezaremos con el desarrollo de la formulación, hallando la presión de detonación de la mezcla explosiva. Se utiliza la siguiente relación:

$$P_d = 250 * \rho * VOD^2 * 10^{-6}$$

Para el caso de esta mina, se utiliza la mezcla explosiva "ANFO Pesado Fortis Advantage 73" (70% de emulsión matriz y 30% de ANFO), esta tiene una densidad de copa de 1.12 gr/cc y un VOD promedio histórico de 5,500 m/s, de esta forma calculamos la Presión de Detonación:

Tabla 11

Cálculo de presión de detonación

Presión de detonación (Mpa)	Factor	Densidad (gr/cc)	VOD (m/s)	Conversión
87.808	250	1.12	5600	0.000001

Fuente: Elaboración propia

Ahora, calculamos el factor K, que depende de los parámetros geológicos y geotécnicos RQD y JSF, se llegó a los siguientes resultados:

Tabla 12

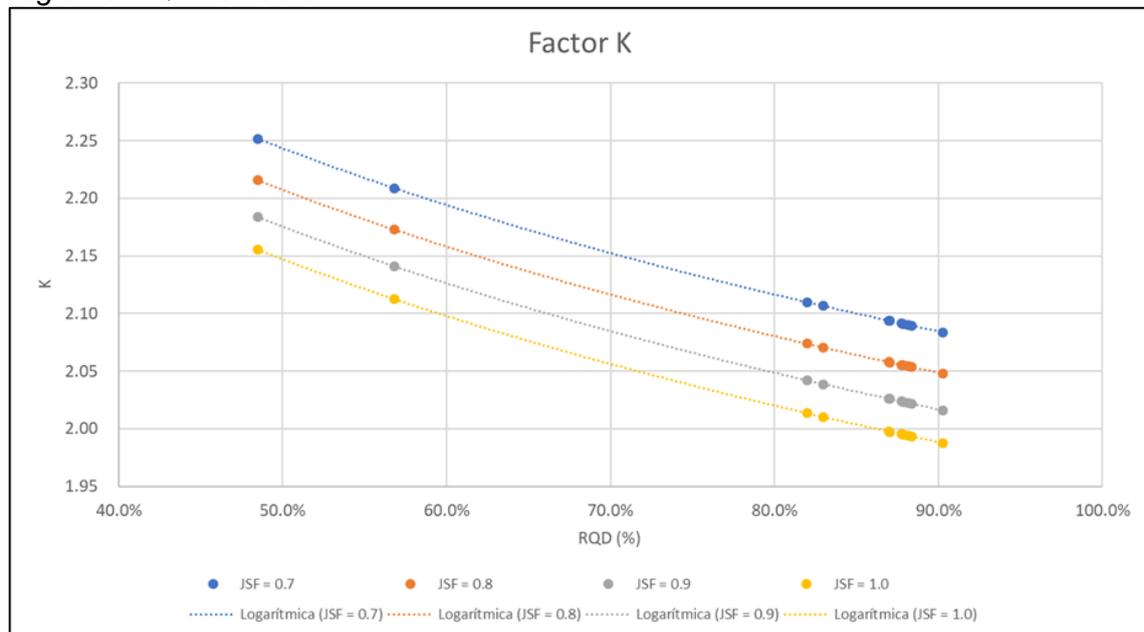
Cálculo del Factor k

RQD	Factor k			
	JSF = 0.7	JSF = 0.8	JSF = 0.9	JSF = 1.0
48.50%	2.25	2.22	2.18	2.16
56.80%	2.21	2.17	2.14	2.11
82.00%	2.11	2.07	2.04	2.01
83.00%	2.11	2.07	2.04	2.01
87.00%	2.09	2.06	2.03	2.00
87.10%	2.09	2.06	2.03	2.00
87.70%	2.09	2.06	2.02	2.00
87.90%	2.09	2.06	2.02	1.99
88.10%	2.09	2.05	2.02	1.99
88.40%	2.09	2.05	2.02	1.99
90.30%	2.08	2.05	2.02	1.99

Fuente: Elaboración propia

Figura 16

Diagrama RQD vs Factor k



Fuente: Elaboración propia

De estos gráficos, podemos concluir que: los sectores geotécnicos identificados en la mina, tienen un intervalo entre 40% y 90% para el RQD; además, se puede concluir que a medida que se tenga una roca de mejor calidad (RQD y JSF más bajo), el factor K será menor, por lo tanto, el burden y espaciamiento final será menor, y la malla más reducida,

pues se necesita que los taladros estén más cercanos unos de otros, para lograr una buena fragmentación.

Dominio geotécnico y tipo de material

Ahora, se va a presentar la intersección de los dominios geotécnicos frente a los tipos de material.

Tabla 13

Intersección de los dominios geotécnicos

Dominio	Ubicación
INT_CEN	Fase6-Centro
SKN_CEN	Fase6-Sur
E	Fase8-Centro
SE_L	Fase8-Centro
NE_L	Fase8-Norte
PSE_L	Fase8-Sur
S_L	Fase8-Sur
NW_L	Fase9-Norte
PNW_L	Fase9-Norte
SW_L	Fase9-Sur-Centro
WST_L	Fase9-Sur-Centro

Fuente: Elaboración propia

De esta manera, podemos relacionar los sectores geotécnicos, y toda la información de interés que llevan en su modelo, con los diferentes diseños que se plantearan según las zonas de la mina. Además, se describen los tipos de materiales:

Tabla 14

Tipos de materiales de la mina

Material mineral	Material desmonte
M1	A
M2A	B
M4B	C
M5 / M6 / MP	

Fuente: Elaboración propia

Burden y Espaciamiento

Finalmente, se calcula el burden y el espaciamiento.

Tabla 15*Cálculo de burden y espaciamento para mineral*

Ubicación	Material	Dureza	RQD %	JSF	k	Presión de det	Std	Burden	Espaciam
Fase 6-Centro	M1	Suave-Media	49%	0.7	2.25	84.7	77.352	8.8	10.1
Fase 6 Centro	M2A	Suave-Media	49%	0.8	2.22	84.7	77.352	8.7	10
Fase 6 Sur	M4B	Dura-Muy	57%	0.7	2.21	84.7	94.156	7.8	9
Fase 6 Sur	M5/M6/MP	Dura-Muy	57%	0.7	2.21	84.7	94.156	7.8	9
Fase 8 Centro	M2A	Media	88%	0.8	2.06	84.7	97.524	7.2	8.2
Fase 8 Centro	M2A	Media	88%	0.8	2.05	84.7	100.612	7	8.1
Fase 8 Norte	M4B	Dura-Muy dura	83%	0.7	2.11	84.7	91.361	7.6	8.7
Fase 8 Norte	M5/M6/MP	Dura-Muy dura	83%	0.7	2.11	84.7	91.361	7.6	8.7
Fase 8 Sur	M2A	Media	88%	0.8	2.06	84.7	91.717	7.4	8.5
Fase 8 Sur	M2A	Media	88%	0.7	2.09	84.7	91.717	7.5	8.6
Fase 8 Sur	M2A	Media	88%	0.8	2.05	84.7	74.046	8.2	9.4

Fuente: Elaboración propia

Tabla 16*Cálculo de burden y espaciamento para desmonte*

Ubicación	Material	Dureza	RQD %	JSF	k	Presión de det	Std	Burden	Espaciam
Fase 6 Centro	A/B/C	Suave-Media	49%	0.9	2.18	84.7	77.352	8.5	9.8
Fase 8 Centro	A/B/C	Media	88%	0.8	2.06	84.7	97.524	7.2	8.2
Fase 8 Centro	A/B/C	Media	88%	0.9	2.02	84.7	100.612	6.9	8
Fase 8 Norte	A/B/C	Dura-Muy dura	83%	0.9	2.04	84.7	91.361	7.3	8.4
Fase 8 Sur	A/B/C	Media	88%	1	2	84.7	91.717	7.2	8.2
Fase 8 Sur	A/B/C	Media	88%	0.9	2.02	84.7	74.046	8.1	9.3
Fase 9 Norte	A/B/C	Suave-Media	87%	0.9	2.03	84.7	90.466	7.3	8.4
Fase 9 Norte	A/B/C	Suave-Media	90%	1	1.99	84.7	92.705	7.1	8.2
Fase 9 Sur centro	A/B/C	Media-Dura	82%	1	2.01	84.7	99.396	6.9	8
Fase 9 Sur centro	A/B/C	Media-Dura	87%	1	2	84.7	95.253	7	8.1
Fase 6 Centro	A/B/C	Suave-Media	49%	0.9	2.18	84.7	77.352	8.5	9.8

Fuente: Elaboración propia

Conclusiones:

En primer lugar, se puede concluir que a mayor factor K (condiciones más desfavorables para la zona del macizo rocoso de interés), el diseño de la malla de voladura, será más amplio y espaciado.

En segundo lugar, así como el modelo matemático logra ser preciso debido a la consideración de los parámetros del explosivo y la roca, se necesita información muy precisa en términos geológicos y geotécnicos, si se desea una aproximación exacta para el diseño de las mallas de perforación.

Finalmente, se puede concluir que, los resultados del cálculo de este modelo matemático, son solo valores aproximados y sirven como línea base para el diseño de las mallas de voladura.

3.2.3 *Diseño propuesto de producción y buffer*

Parámetros de perforación

Los parámetros de perforación a aplicar en distintas zonas de la mina obedecen a las características del Material a disparar. En esta unidad de estudio se tienen distintos tipos de material y están clasificados de la siguiente manera:

Mineral = M1, M2, M3, M4B, M5, M6 y MP

Desmonte = A, B, C

Tabla 17

Diseños de malla de perforación por fase y tipo de material

PRODUCCIÓN - DIÁMETRO DE 12 1/4"												
Tipo de material	Fase 6				Fase 8				Fase 9			
	Malla	Malla prueba	Taco	Clasificación según dureza	Malla	Malla prueba	Taco	Clasificación según dureza	Malla	Malla prueba	Taco	Clasificación según dureza
M1	6.5 m x 7.5 m SG 1m	Sin cambios	6.5 m	Suave - Media	5.5 m x 6.5 m SG 1 m	6 m x 7 m SG 1m (taco 6.5 m)	6.0 m	Suave - Media	No Aplica	-	-	-
M2	6.5 m x 7.5 m SG 1m	Sin cambios	6.5 m	Suave - Media	5.5 m x 6.5 m SG 1 m	6 m x 7 m SG 1m (taco 6.5 m)	6.0 m	Media - Dura	No Aplica	-	-	-
M4B	6.0 m x 7.0 m SG 1m	Sin cambios	6.5 m	Media - Dura	5.5 m x 6.5 m SG 1 m	6 m x 7 m SG 1m	6.5 m	Suave	5.5 m x 6.5 m SG 1.5 m	Sin cambios	6.5 m	Dura - Muy Dura
					5.5 m x 6.5 m SG 1 m	Sin cambios	6.5 m	Dura - Muy Dura				
M5, M6, MP	5.5 m x 6.5 m SG 1m	Sin cambios	6.5 m	Dura - Muy Dura	5.5 m x 6.5 m SG 1 m	Sin cambios	6.5 m	Dura - Muy Dura	No Aplica	-	-	-
A, B, C	9.5 m x 11.0 m SG 1m	Sin cambios	7.0 m	Suave - Media	8.5 m x 9.7 m SG 1.5 m	Sin cambios	7.0 m	Media - Dura	9.0 m x 10.35 m SG 2 m	Sin cambios	7.0 m	Media - Dura
DISEÑO DE CRESTA												
Tipo de fila	Fase 6				Fase 8				Fase 9			
	Malla	Malla prueba	Taco	Diámetro de perforación	Malla	Malla prueba	Taco	Diámetro de perforación	Malla	Malla prueba	Taco	Diámetro de perforación
Cresta (Fila X)	3.0 m x 4.0 m SG 3m	Sin cambios	Evaluado en campo	12 1/4"	3.0 m x 4.0 m SG 3 m	Sin cambios	Evaluado en campo	12 1/4"	3.0 m x 4.0 m SG 3 m	Sin cambios	Evaluado en campo	12 1/4"

Fuente: Elaboración propia

Tabla 18*Diseño de malla de perforación para Buffer*

BUFFER - DIÁMETRO DE 9 7/8"				
	Fase 6	Fase 8	Fase 9	Observaciones
Banco superior	2.0 m x 4.0 m Sub-Grade: 1.0 m	3.75 m x 4.0 m Sub-grade: 1.0 m	3.75 m x 4.0 m Sub-grade 1.0 m	Dependiendo de la roca puede tener 2 líneas de buffer
Banco inferior	2.0 m x 4.0 m Sub-Grade: - 2.0 m	3.50 m x 4.0 m Sub-grade: 1.0 m	3.50 m x 4.0 m Sub-grade: 1.0 m	Dependiendo de la roca puede tener 2 líneas de buffer

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19*Diseño de malla de perforación para precorte*

PRECORTE - DIÁMETRO DE 5 "				
	Fase 6	Fase 8	Fase 9	Sub-grade
ROC L8 (5")	1.30 m	1.30 m	1.30 m	1.50 m

Fuente: Elaboración propia

Parámetros de voladura

Los parámetros de voladura aplicados dependen del tipo de material a fragmentar tal como se comentó en los parámetros de perforación, la diferencia es que se consideran dos tipos de material: Mineral y Desmonte, las alturas de carga y tipo de explosivos son los mismos y su densidad está condicionada a la presencia o no de agua, la variación de factor de carga varía de acuerdo a la malla de perforación.

Tabla 20*Parámetros de voladura para taladros de producción*

Tipo de material	Burden (m) x Espaciamento(m)	Diámetro de taladro	Altura de taladro (m)	Explosivo HA 70/30 (metros)	Altura de taco (metros)
Mineral	5.5 x 6.5	12 1/4"	16.5	10.0	6.5
	6.0 x 7.0	12 1/4"	16.5	10.0	6.5
	7.0 x 8.05	12 1/4"	16.5	10.0	6.5
Desmonte	8.0 x 9.2	12 1/4"	17.0	10.0	7.0
	9.0 x 10.35	12 1/4"	17.0	10.0	7.0
	9.5 x 11.0	12 1/4"	17.0	10.0	7.0

Fuente: Elaboración propia

Tabla 21

Parámetros de voladura para taladros de buffer

Tipo control	Malla (metros)	Altura de taladro (metros)	Explosivo HA 60/40 (kilogramos)	Cámara de aire (metros)	Altura de taco (metros)
Tipo Roca	Variable	13.0 m - 16.0 m	120 - 300	Variable	4.5 m - 6.0 m

Fuente: Elaboración propia

Taladros de Precorte

Los precortes son taladros de 5" de diámetro, se utiliza una carga desacoplada, la cual es una emulsión encartuchada de 1 ½" de diámetro y 11 metros de longitud.

3.2.4 Diseños de precorte – Fase 9 de la mina

Esta es la fase en la que se ha obtenido los mejores resultados, gran parte de la fase tiene una roca con características favorables para la voladura.

Al norte de la Fase 9 se presenta el reto ya que aún se tienen resultados adversos debido a que el sector geotécnico es desfavorable para la voladura y obliga a probar alternativas que permitan mejorar los resultados hasta un nivel aceptable.

Figura 17

Fase 9 de la mina



Fuente: Elaboración propia

Fase 9 Sur WST-S

El diseño se movió un metro hacia el talud. Se incrementó el Sub-grade negativo de la segunda fila de Buffer hasta -2.0 metros. Se incrementó en un metro la carga de la

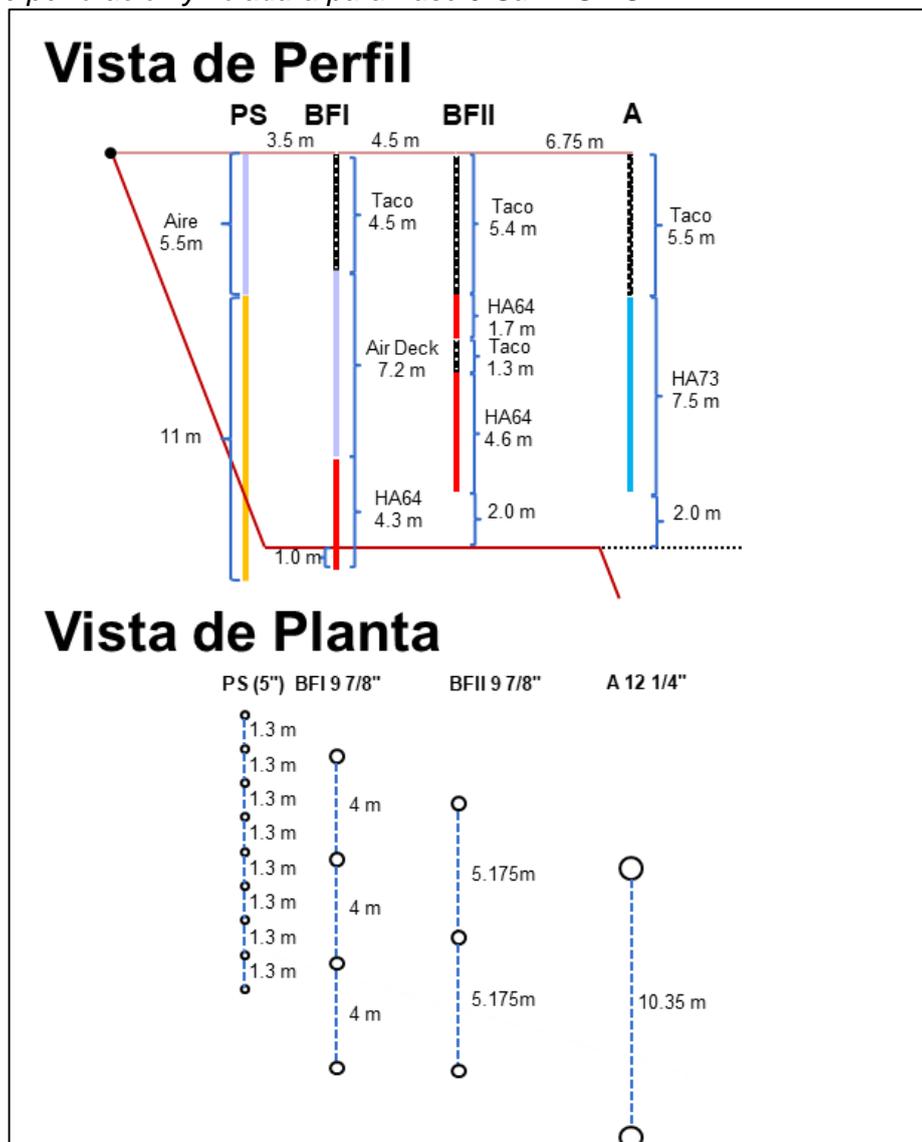
primera fila de producción. En este sector la existencia material morrénico y de rampas que por diseño reducen el ancho de la banqueta dificulta poder tener mejores resultados. Se buscará mejorar los diseños de rampa.

La segunda fila de Buffer de 9 7/8" se alternó con taladros de 12 1/4" debido a falta de disponibilidad de equipos de perforación.

En este sector se ha realizado voladura secundaria para corregir Toes los cuales nos generaron pérdidas en la banqueta en el extremo de la Fase.

Figura 18

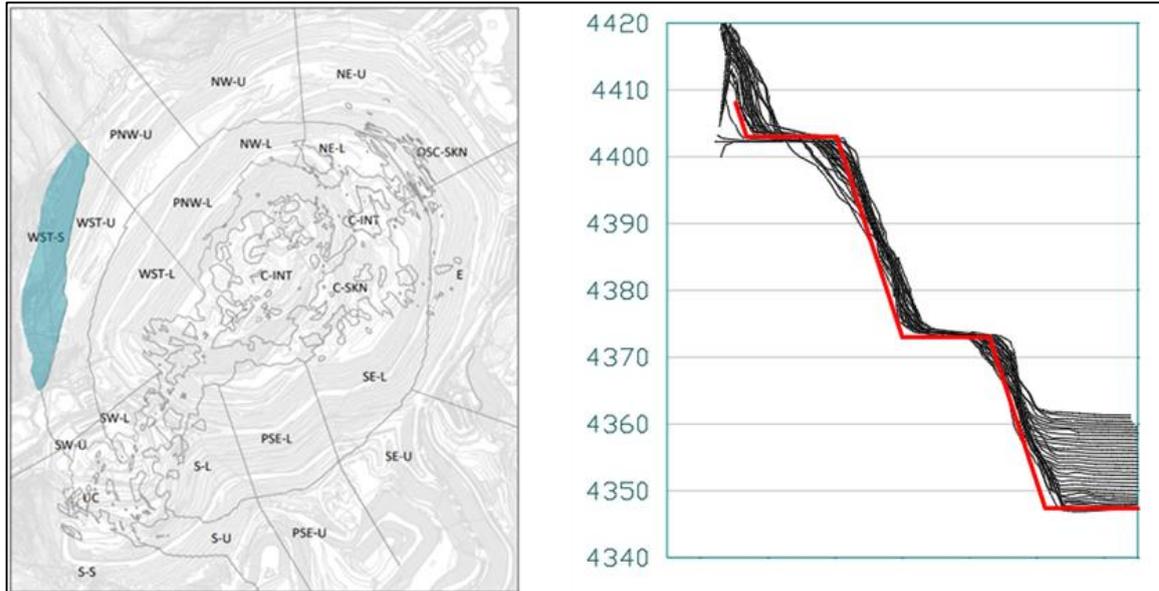
Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Sur WST-S



Fuente: Elaboración propia

Figura 19

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Sur WST-S



Fuente: Antamina

Tabla 22

Resultados de conciliación de la Fase 9 Sur WST-S

Data F9			Resultados de conciliación			
			Profile		Porcentaje de banquetas	
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho \geq 8 m	% Banquetas con ancho \geq 10 m
WST - S	4703	13.1	25	125	100	100
	4673		30	150	58	13
	4643		40	200	100	95
	4613		79	395	100	95
	4583	85	425	100	95	
	4553	86	30	88	78	
	4523	110	550	100	97	
	4493	59	295	94	70	
	4463	24	120	100	79	
	4433	12.9	68	340	95	80
	4403	66	330	53	26	
	4373	40	200	73	36	

Fuente: Elaboración propia

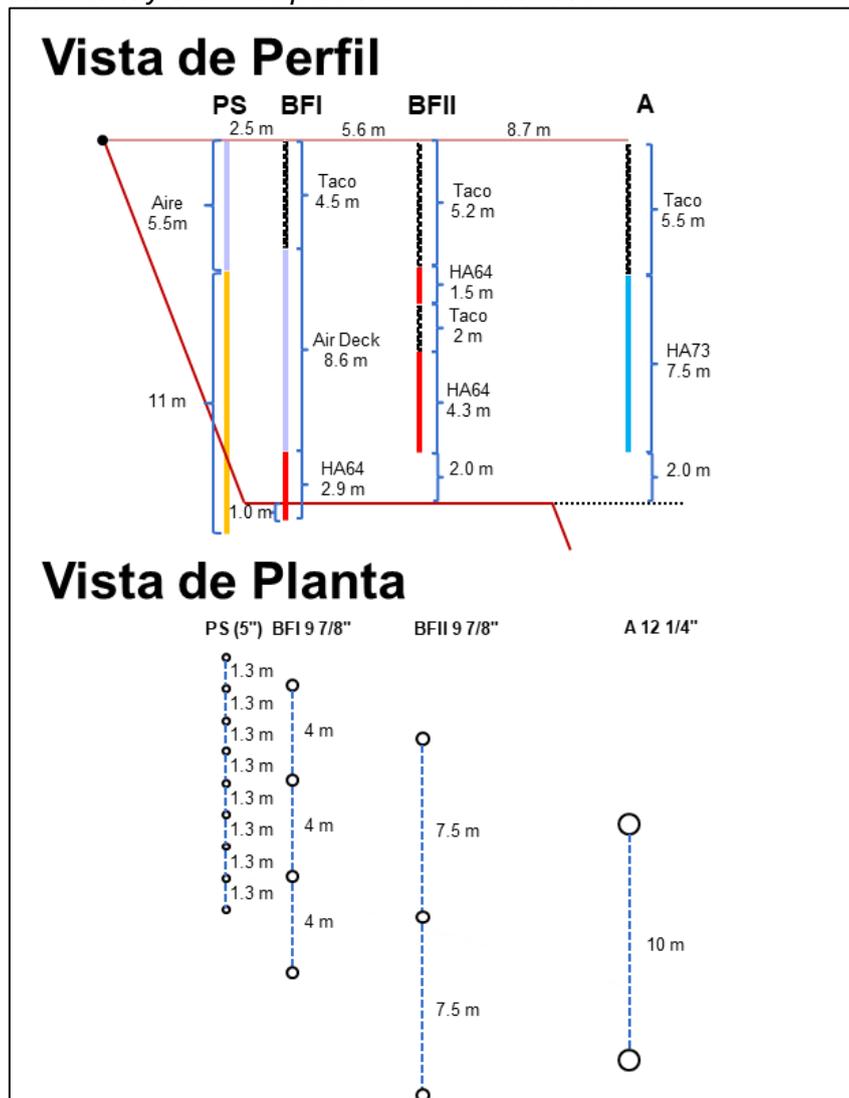
Fase 9 Centro WST-U

Se movió el diseño un metro hacia el talud, el precorte está un metro por detrás del toe para reducir los toes. Se acercó un metro la primera fila de buffer al precorte, debido a la presencia de toes. En este sector se reemplazó los taladros de la segunda fila de buffer de 9 7/8" por taladros con diámetro de 12 1/4" y se adaptó el diseño, por falta de disponibilidad de equipo.

Se redujo la carga en la primera fila de buffer, en la segunda fila de taladros se cargó manteniendo el factor de potencia y se mantuvo el Sub-grade negativo hasta los 2 metros.

Figura 20

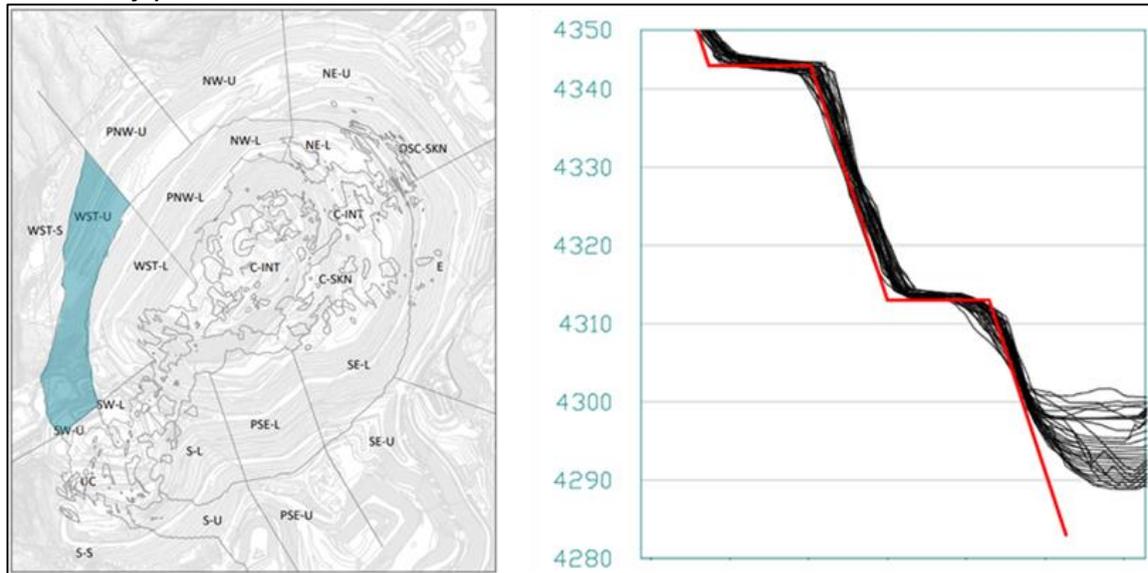
Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Centro WST-U



Fuente: Elaboración propia

Figura 21

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Centro WST-U



Fuente: Antamina

Tabla 23

Resultados de conciliación de la Fase 9 Centro WST-U

Data F9			Resultados de conciliación			
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Profile	Porcentaje de banquetas		
			Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho ≥ 8 m	% Banquetas con ancho ≥ 10 m
WST - U	4583	13.1	11	55	100	100
	4553		21	105	100	100
	4523		24	120	100	100
	4493		76	380	100	81
	4463		82	410	72	40
	4433		93	465	100	59
	4403	12.9	77	385	92	33
	4373		108	540	98	77
	4343		116	580	94	72
	4313 (1/2)		44	220	39	5

Fuente: Elaboración propia

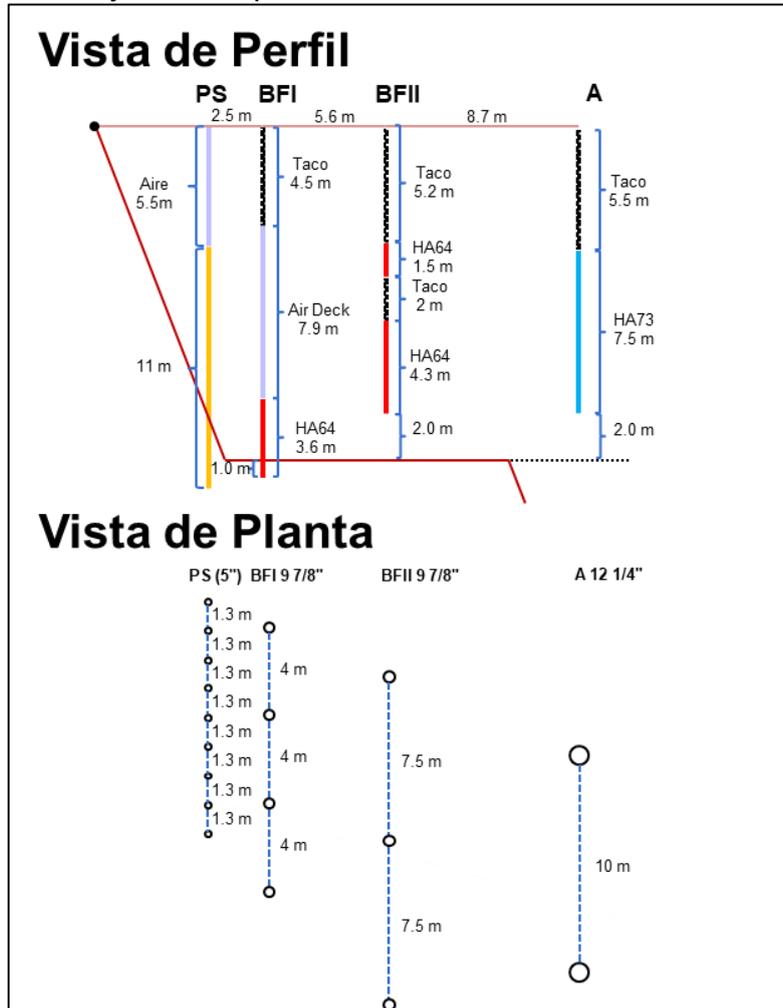
Fase 9 Centro – Norte PNW-U

Se movió el precorte un metro detrás del toe. Se acercó la primera fila de Buffer un metro hacia el precorte. Se cambió el diámetro de perforación de 9 7/8” por 12 ¼ de la segunda fila del Buffer en la parte Sur del sector.

Hubo una reducción de la carga en la primera fila de Buffer, se incrementó la carga en la segunda fila de producción.

Figura 22

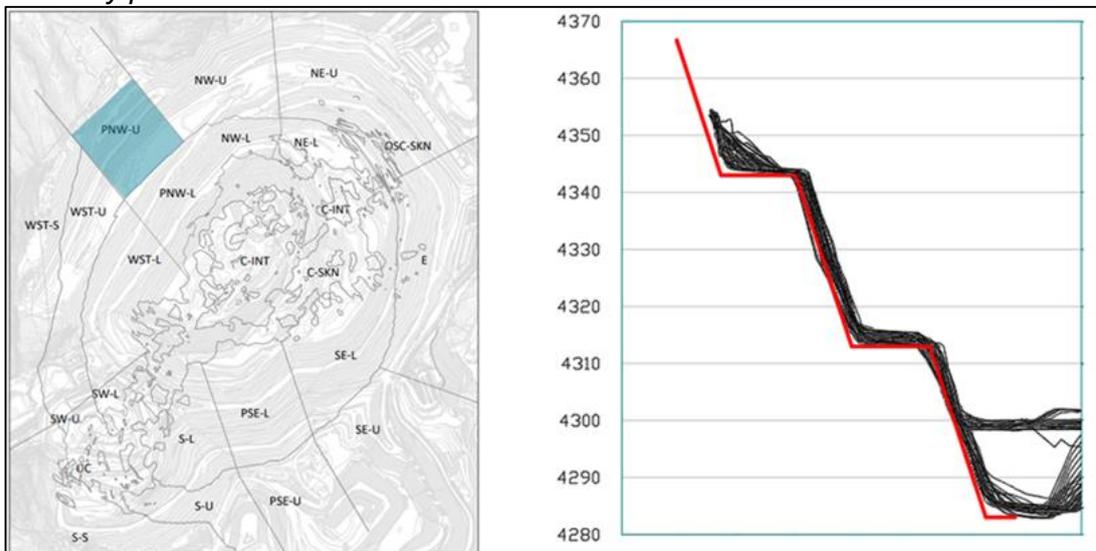
Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Centro – Norte PNW-U



Fuente: Elaboración propia

Figura 23

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Centro – Norte PNW-U



Fuente: Antamina

Tabla 24*Resultados de conciliación de la Fase 9 Centro – Norte PNW-U*

Data F9			Resultados de conciliación			
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Profile		Porcentaje de banquetas	
			Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho \geq 8 m	% Banquetas con ancho \geq 10 m
PNW - U	4583	12.9	47	235	100	94
	4553		61	305	100	87
	4523		68	340	99	91
	4493		100	500	98	89
	4463		93	465	90	58
	4433		106	530	100	92
	4403		99	495	94	76
	4373		102	510	97	75
	4343		102	510	91	81
	4313 (1/2)		74	370	93	72

Fuente: Elaboración propia

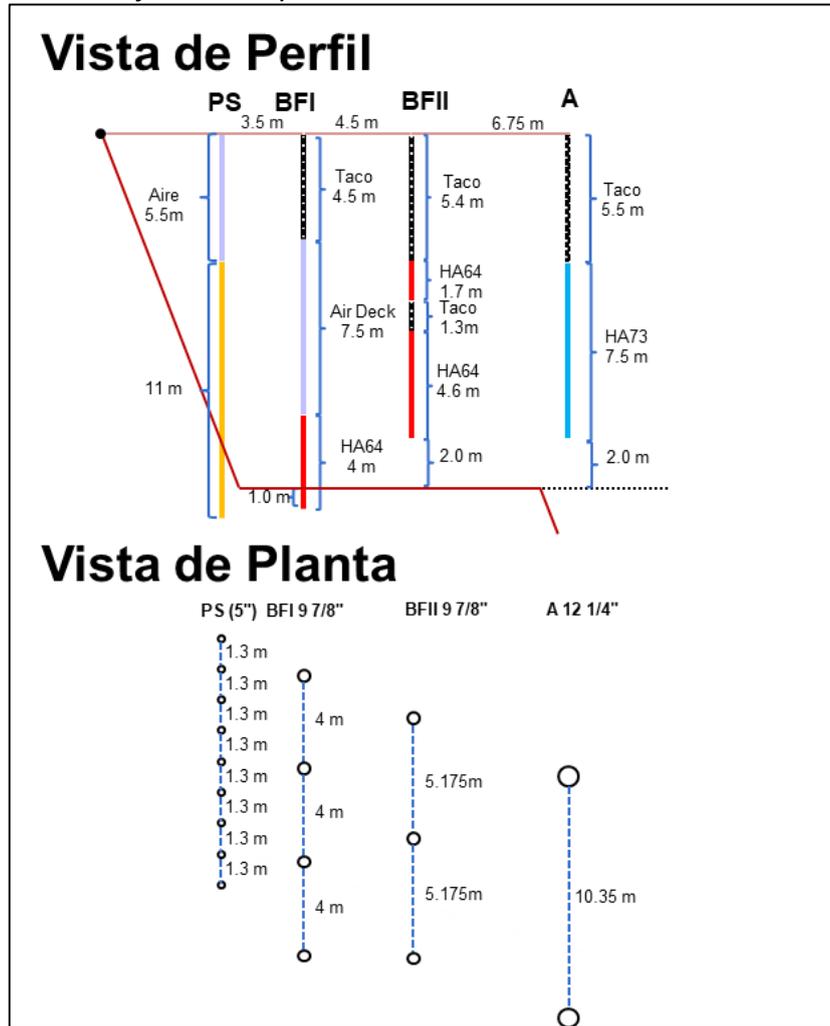
Fase 9 Norte NW-U

En este sector se movió el diseño un metro detrás del talud, se mantienen las 2 filas de buffer con 9 7/8" Se mantiene el Sub-grade negativo hasta los 2 metros en los taladros que están sobre el hombro de la cresta.

En este sector se presentan estructuras desfavorables a la voladura.

Figura 24

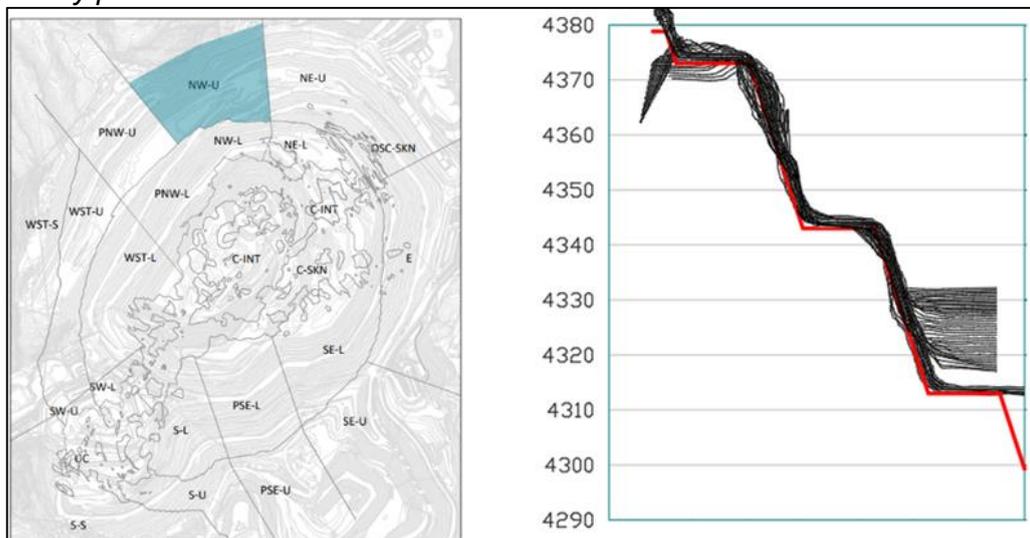
Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Norte NW-U



Fuente: Elaboración propia

Figura 25

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Norte NW-U



Fuente: Antamina

Tabla 25*Resultados de conciliación de la Fase 9 Norte NW-U*

Data F9			Resultados de conciliación			
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Profile		Porcentaje de banquetas	
			Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho \geq 8 m	% Banquetas con ancho \geq 10 m
	4643		31	155	0	0
	4613		46	230	71	27
	4583		73	365	69	27
	4553		100	500	81	50
	4523		127	635	91	54
NW - U	4493	12.9	97	480	68	35
	4463		115	575	79	50
	4433		165	825	74	38
	4403		143	715	98	78
	4373		82	410	97	71
	4343		92	460	87	57

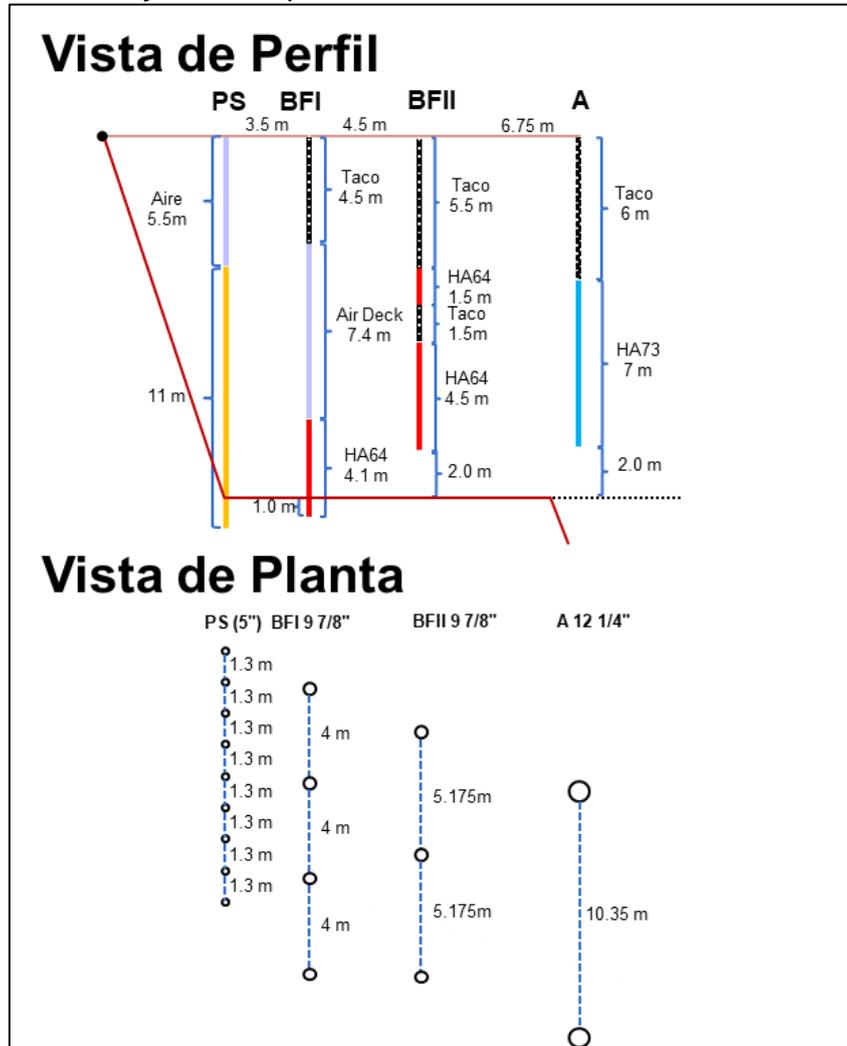
Fuente: Elaboración propia

Fase 9 Norte NE-U

En este sector se redujo la carga de la primera fila de buffer. Últimamente se ha movido el diseño un metro hacia el talud y se está cargando con flexigel todo ese sector. Está en proceso la ejecución de una prueba con un asesor de voladura que involucra taladros de precorte inclinados a doble banco.

Figura 26

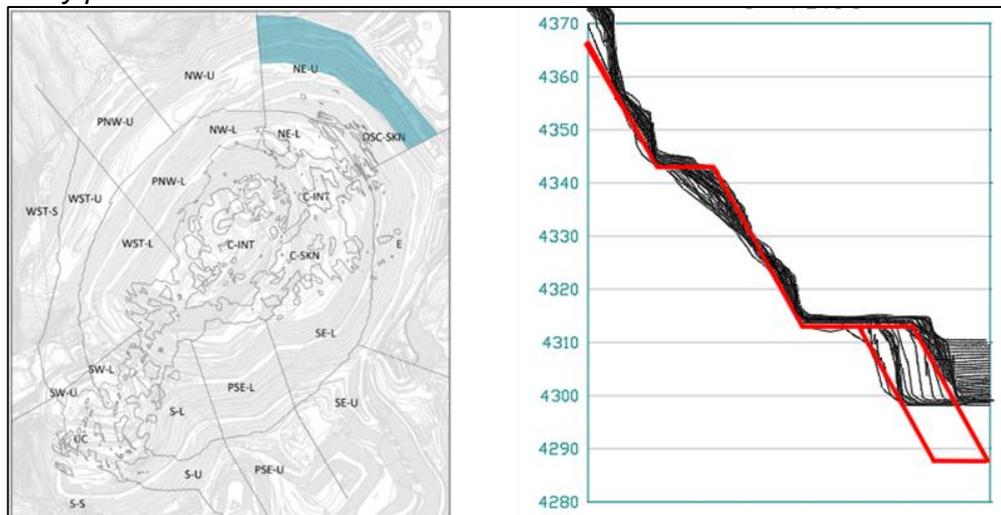
Diseño de perforación y voladura para Fase 9 Norte NE-U



Fuente: Elaboración propia

Figura 27

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 9 Norte NE-U



Fuente: Antamina

Tabla 26*Resultados de conciliación de la Fase 9 Norte NE-U*

Data F9			Resultados de conciliación			
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Profile		Porcentaje de banquetas	
			Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho \geq 8 m	% Banquetas con ancho \geq 10 m
	4493		58	290	55	34
	4463		102	510	91	75
	4433		90	450	78	40
NE - W	4403	10.4	99	495	46	22
	4373		116	580	91	81
	4343		108	540	20	6
	4313 (1/2)		58	290	93	76

Fuente: Elaboración propia

Conclusiones:

- Buscar alternativas para retomar la perforación de doble fila de buffer con 9 7/8" de forma estándar.
- Mantener la evaluación periódica de geotecnia que nos ayudará a encontrar las oportunidades de mejora.
- Obtener los resultados de las pruebas con el uso de flexigel.

3.2.5 Diseños de precorte – Fase 8 de la mina

En Fase 8 se ha mejorado los resultados en el sector central norte, en los demás sectores no se ha conseguido una mejora notable. Se espera mejorar los resultados con el uso de flexigel de forma generalizada y las recomendaciones producto de las pruebas del asesor de voladura

Figura 28

Fase 8 de la mina



Fuente: Elaboración propia

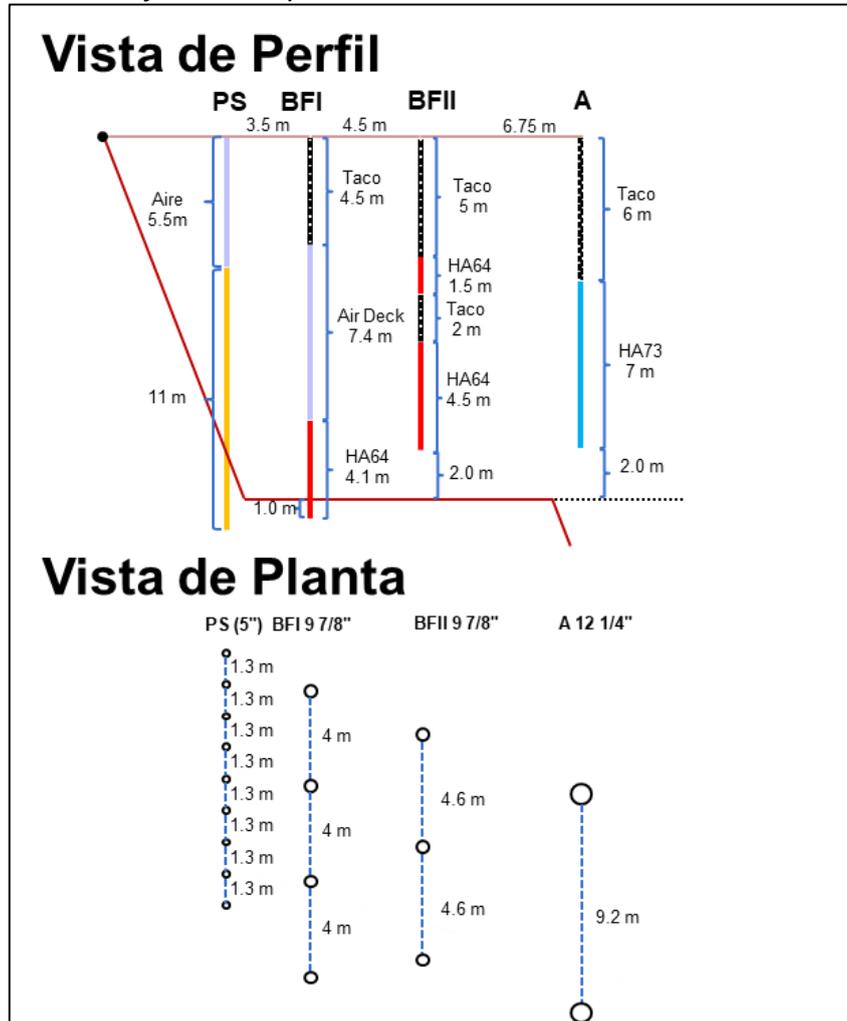
Fase 8 Norte NE-L

En este sector se ha movido un metro el diseño hacia el talud. El diseño de perforación ha mantenido las 2 filas de buffer y el Sub-grade negativo de 2 metros.

Este sector tiene estructuras desfavorables para la voladura. También se tiene en curso una prueba con el asesor de voladura, que implica el uso de precortes inclinados a doble banco

Figura 29

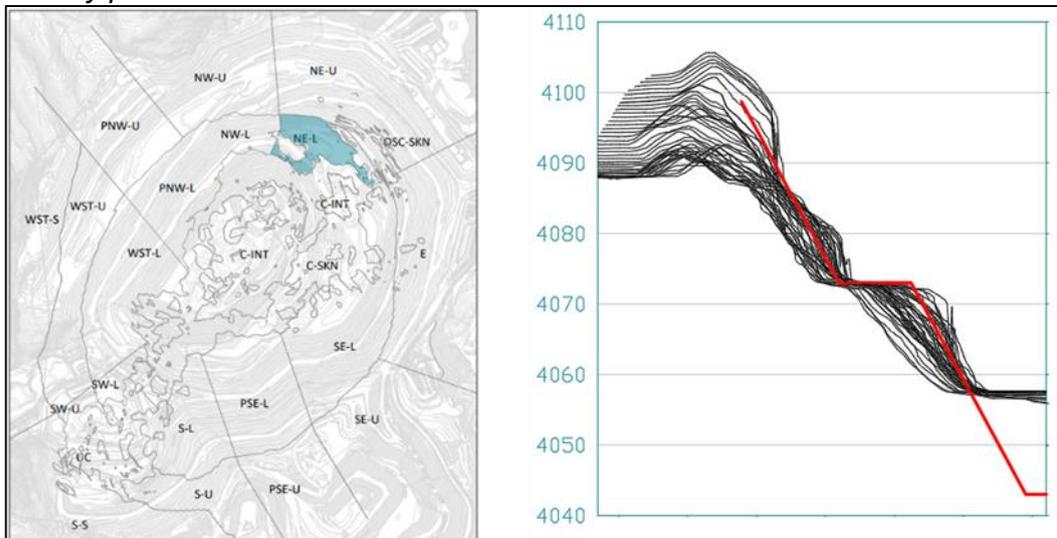
Diseño de perforación y voladura para Fase 8 Norte NE-L



Fuente: Elaboración propia

Figura 30

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 Norte NE-L



Fuente: Antamina

Tabla 27

Resultados de conciliación de la Fase 8 Norte NE-L

Data F8			Resultados de conciliación			
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Profile		Porcentaje de banquetas	
			Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho \geq 8 m	% Banquetas con ancho \geq 10 m
NE - L	4193		37	185	89	54
	4163		37	185	46	19
	4133	10.4	28	140	85	77
	4103		60	300	55	12
	4073 (1/2)		43	215	21	12

Fuente: Elaboración propia

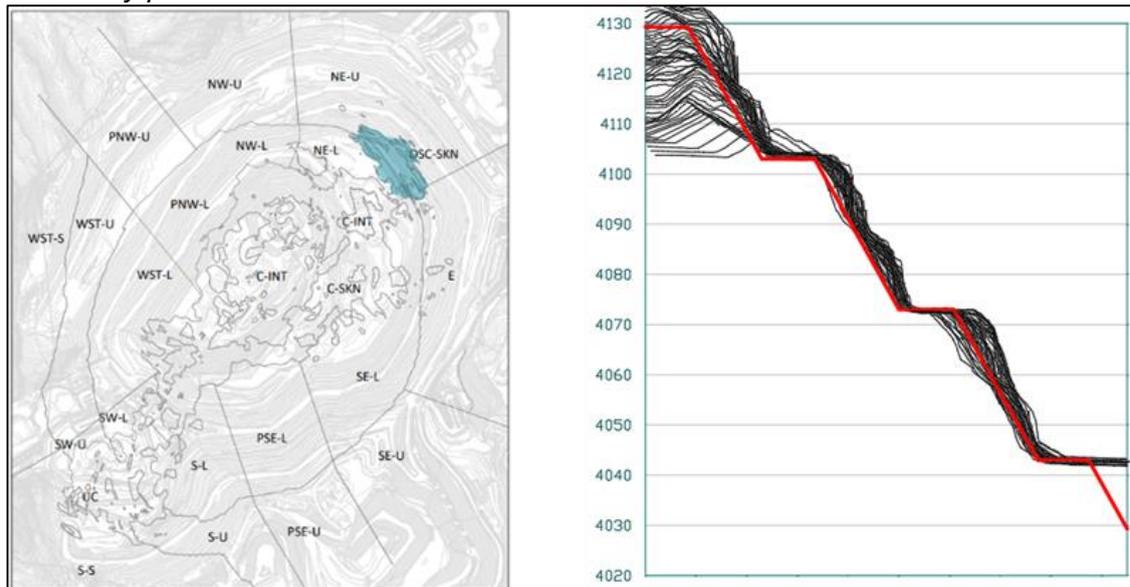
Fase 8 OSC

El diseño se movió un metro hacia el talud, y se mantuvieron los parámetros anteriores. Recientemente se está aplicando en los tramos en los que es posible el uso de flexigel.

En toda la fase 8 se mantiene las 2 filas de buffer.

Figura 31

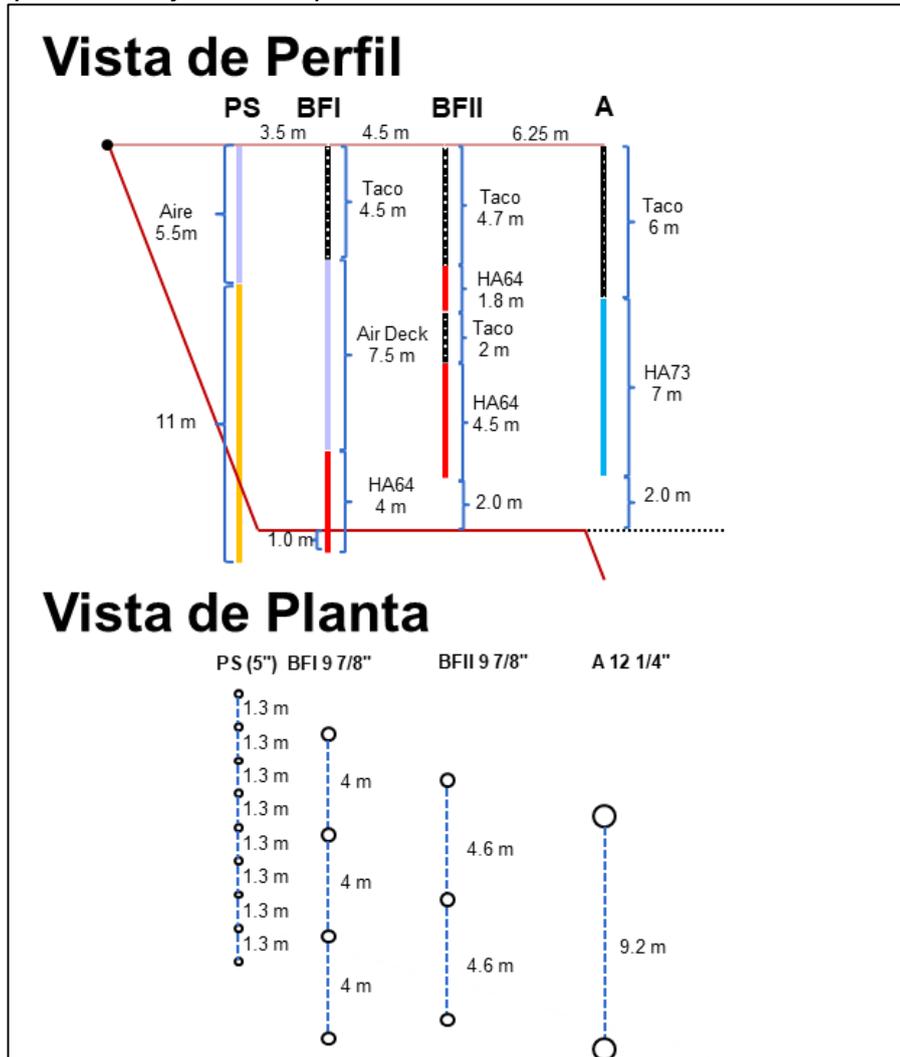
Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 OSC



Fuente: Antamina

Figura 32

Diseño de perforación y voladura para Fase 8 OSC



Fuente: Elaboración propia

Tabla 28

Resultados de conciliación de la Fase 8 OSC

Data F8			Resultados de conciliación			
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Profile		Porcentaje de banquetas	
			Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho ≥ 8 m	% Banquetas con ancho ≥ 10 m
OSC	4193	14.9	109	545	58	22
	4163		109	545	97	84
	4133		84	420	89	30
	4103		49	245	94	82
	4073		60	300	85	34

Fuente: Elaboración propia

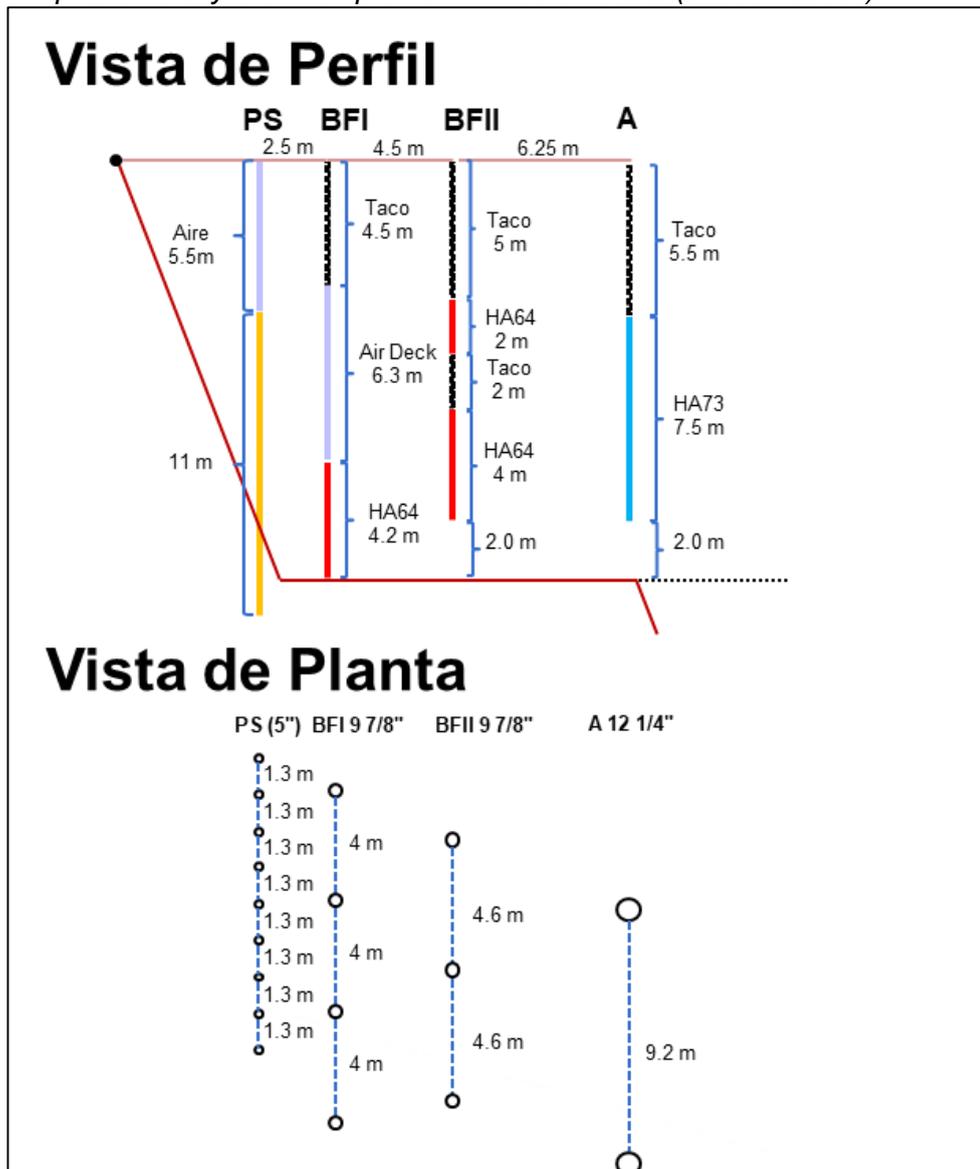
Fase 8 Norte SE-L (247.5 – 277.5)

Se movió el diseño un metro hacia el talud. Se acercó la primera fila de buffer al precorte y se le incrementó la carga en 0.5 metros para poder llegar al toe. Los otros parámetros se mantuvieron estables.

En este sector hay presencia de estructuras tipo cuña que son desfavorables para la voladura.

Figura 33

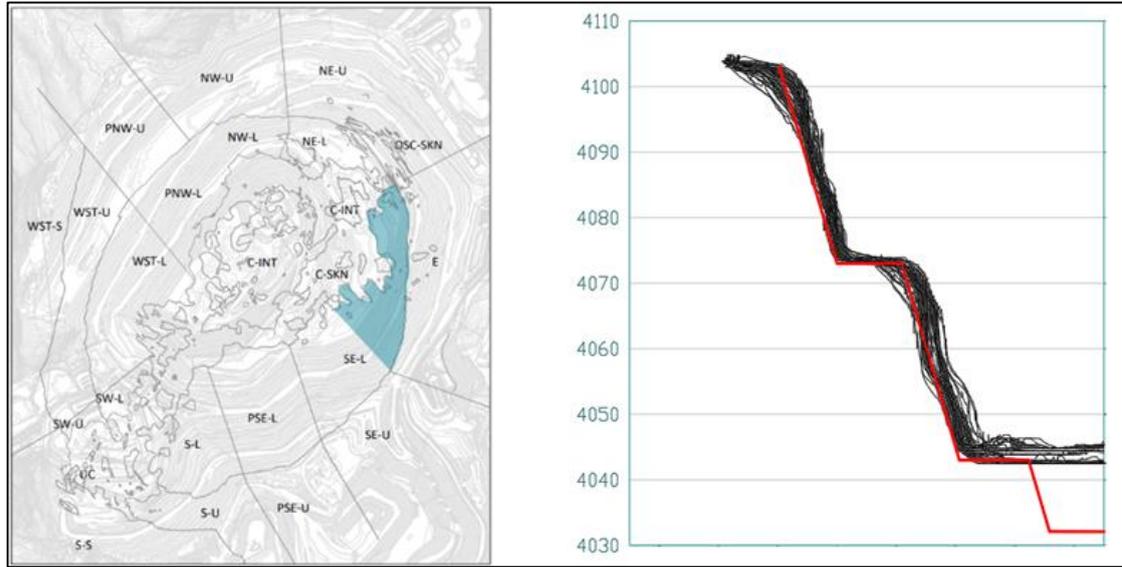
Diseño de perforación y voladura para Fase 8 Norte SE-L (247.5 – 277.5)



Fuente: Elaboración propia

Figura 34

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 Norte SE-L (247.5 – 277.5)



Fuente: Antamina

Tabla 29

Resultados de conciliación de la Fase 8 Norte SE-L (247.5 – 277.5)

Data F8			Resultados de conciliación			
			Profile		Porcentaje de banquetas	
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho \geq 8 m	% Banquetas con ancho \geq 10 m
SE - L	4343	10.4	46	230	98	50
	4313		54	270	89	31
	4283		46	230	24	0
	4253		45	225	11	0
	4223		86	430	72	14
	4193		49	245	96	37
	4163		52	260	83	44
	4133		142	710	46	15
	4103		127	635	34	6
	4073		114	570	69	37

Fuente: Elaboración propia

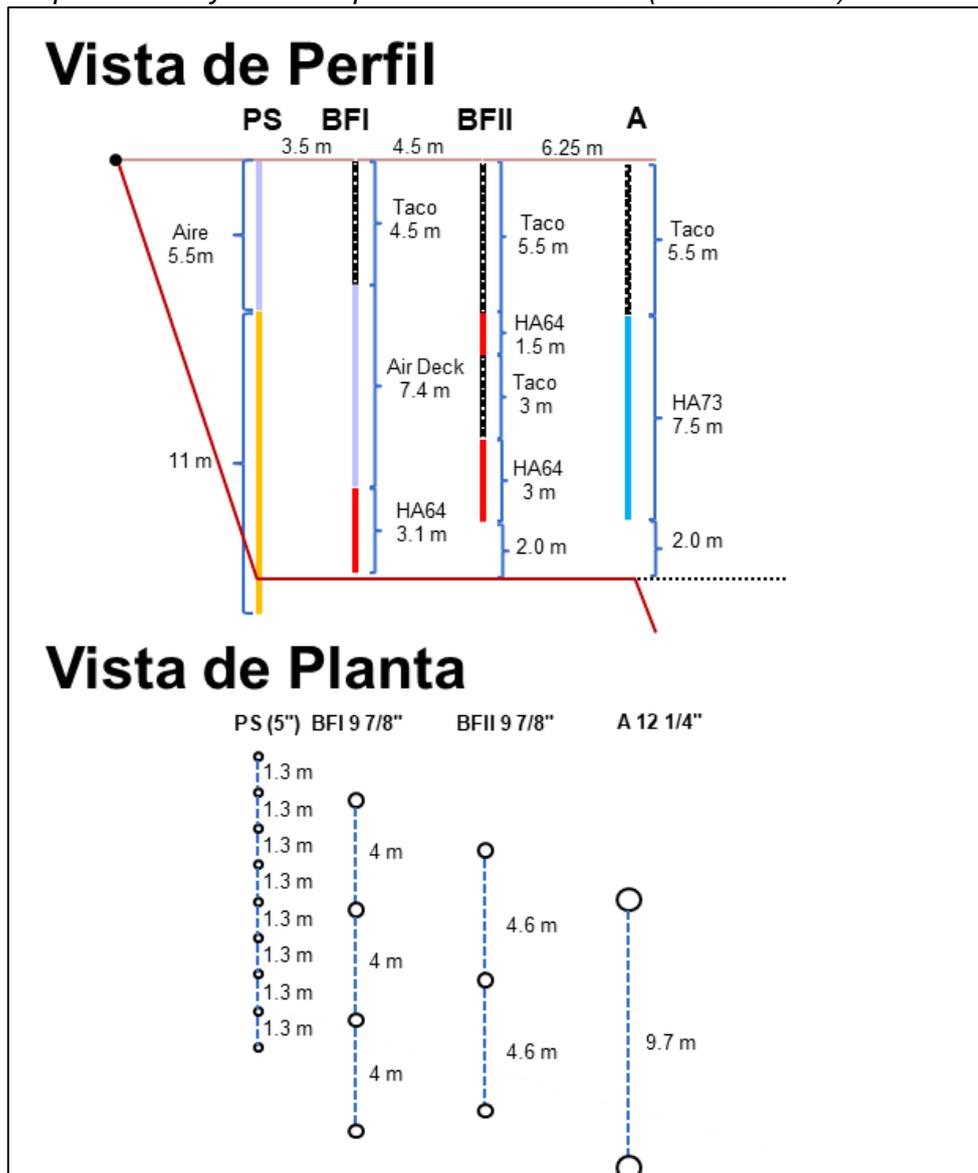
Fase 8 Sur SE-L (277.5 – 022.5)

En este sector se ha movido un metro el diseño hacia el talud. El diseño de perforación ha mantenido las 2 filas de buffer y el Sub-grade negativo de 2 metros.

Este sector tiene estructuras desfavorables para la voladura. También se tiene en curso una prueba con el asesor de voladura, que implica el uso de precortes inclinados a doble banco

Figura 35

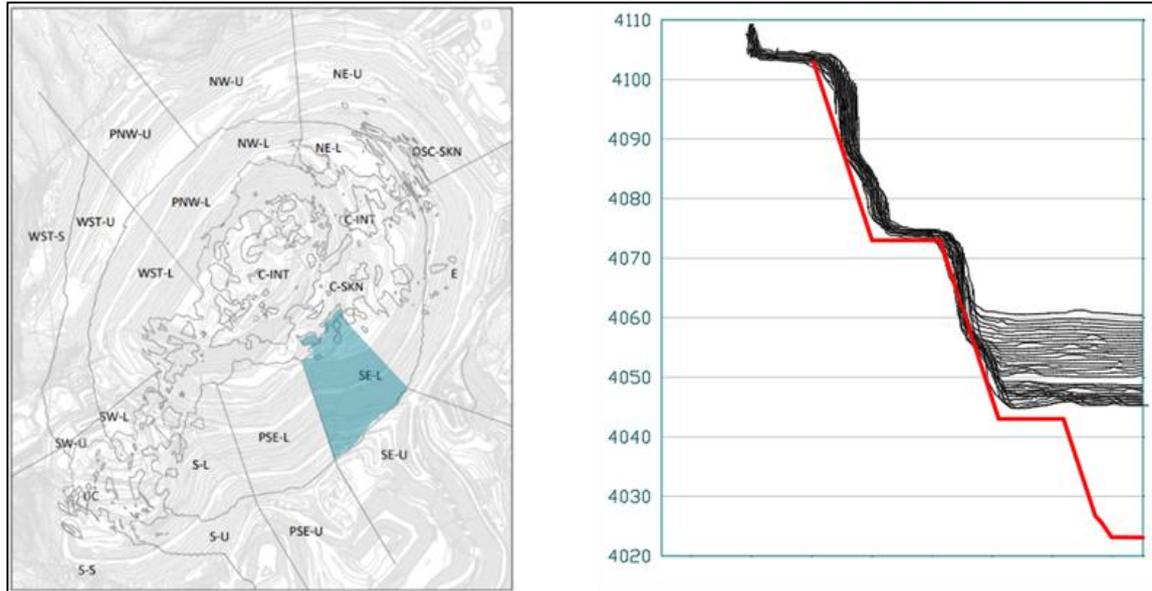
Diseño de perforación y voladura para Fase 8 Sur SE-L (277.5 – 022.5)



Fuente: Elaboración propia

Figura 36

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 Sur SE-L (277.5 – 022.5)



Fuente: Antamina

Tabla 30

Resultados de conciliación de la Fase 8 Sur SE-L (277.5 – 022.5)

Data F8			Resultados de conciliación			
			Profile		Porcentaje de banquetas	
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho \geq 8 m	% Banquetas con ancho \geq 10 m
SE - L	4343	10.4	88	440	39	3
	4313		86	430	59	35
	4283		74	370	38	3
	4223		68	160	47	22
	4193		24	120	38	8
	4163		75	375	76	44
	4133		71	355	62	31
	4103		77	385	92	66
	4073		65	325	50	2

Fuente: Elaboración propia

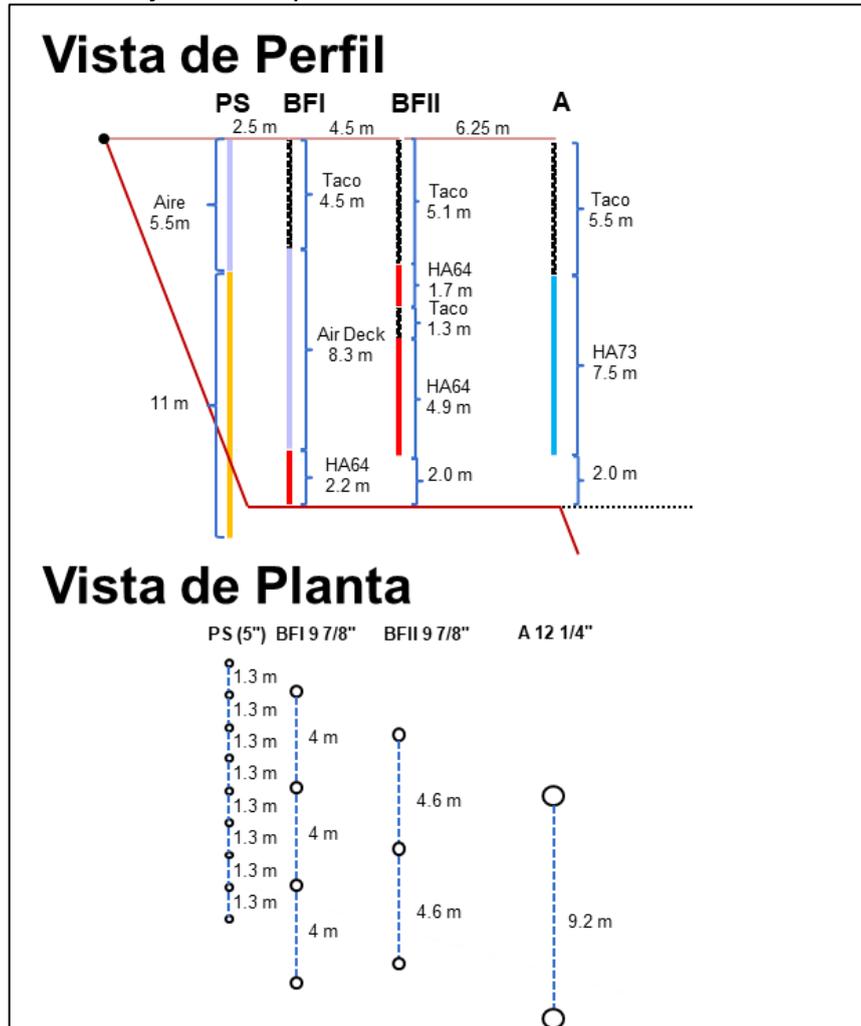
Fase 8 C-SKN

Este sector está siendo evaluado recientemente, el diseño de precorte está un metro por detrás del toe. La carga se parece

En este sector se tiene el Macizo sin fracturamiento.

Figura 37

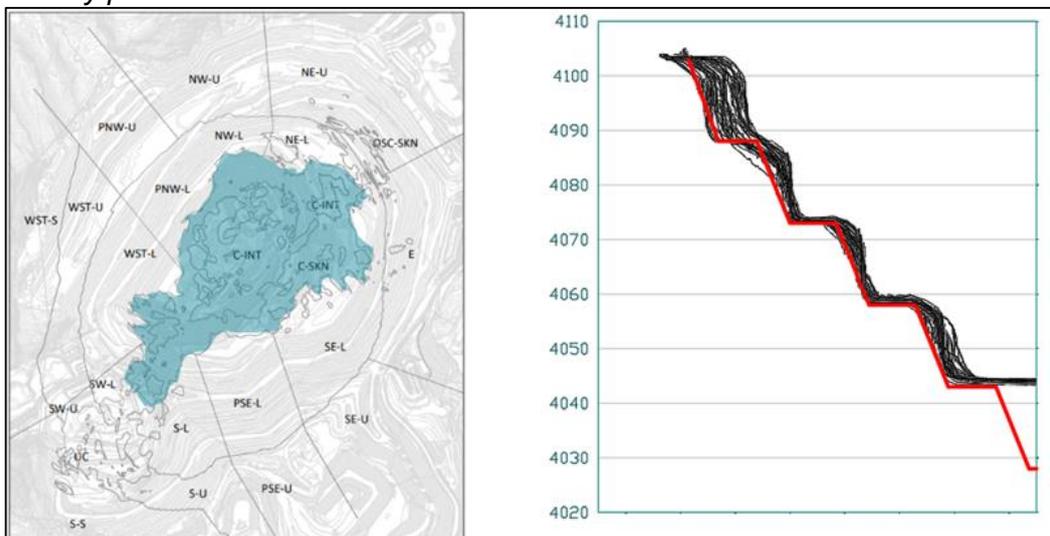
Diseño de perforación y voladura para Fase 8 C-SKN



Fuente: Elaboración propia

Figura 38

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 8 C-SKN



Fuente: Antamina

Tabla 31

Resultados de conciliación de la Fase 8 C-SKN

Data F8			Resultados de conciliación			
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Profile		Porcentaje de banquetas	
			Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho \geq 8 m	% Banquetas con ancho \geq 10 m
C - SKN	4073	10.4	48	240	69	27
	4058		45	225	93	60

Fuente: Elaboración propia

Conclusiones:

- El Sub-grade negativo de 2.0m está funcionando para preservar el hombro de la cresta.
- Ampliar las pruebas con Flexigel en toda la Fase 8 para tener un resultado más certero sobre su efectividad en el control de daño al talud.
- Analizar la posibilidad de aplicar el precorte inclinado para proteger la cresta de diseño.

3.2.6 Diseños de precorte – Fase 6 de la mina

Se observan resultados regulares.

Se tiene en curso una prueba de voladura sin precortes y un plan de prueba con taladros de precorte inclinado con alternativa para mejorar el resultado de la conciliación.

Figura 39

Fase 6 de la mina



Fuente: Elaboración propia

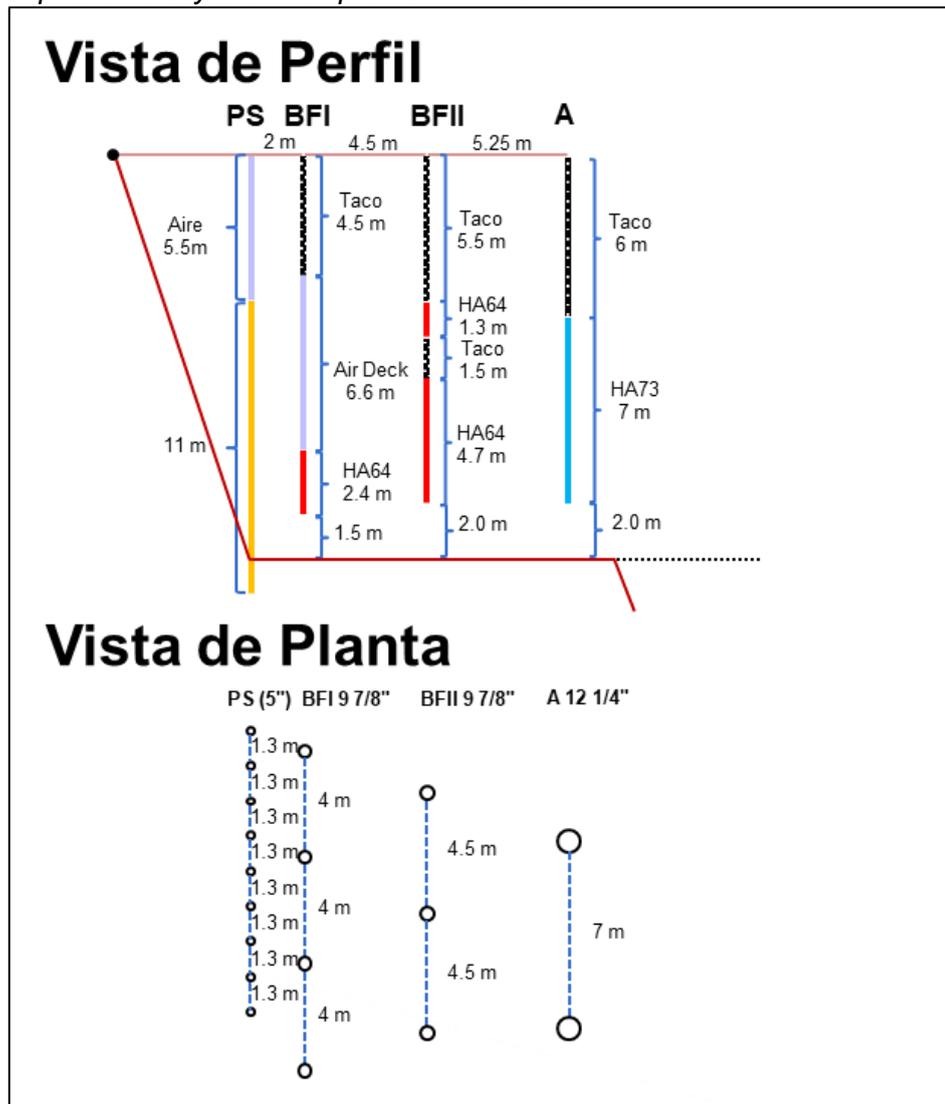
Fase 6 WST-L

En este sector se ha mantenido el diseño, con 2 filas de Buffer y Sub-grade de -2.0 metros. Se está revisando el diseño debido a la presencia de toes. Se tiene como plan reducir es Sub-grade negativo en la primera fila de Buffer.

En este sector se encuentran estructuras de baja continuidad buzando en dirección a la cara del talud.

Figura 40

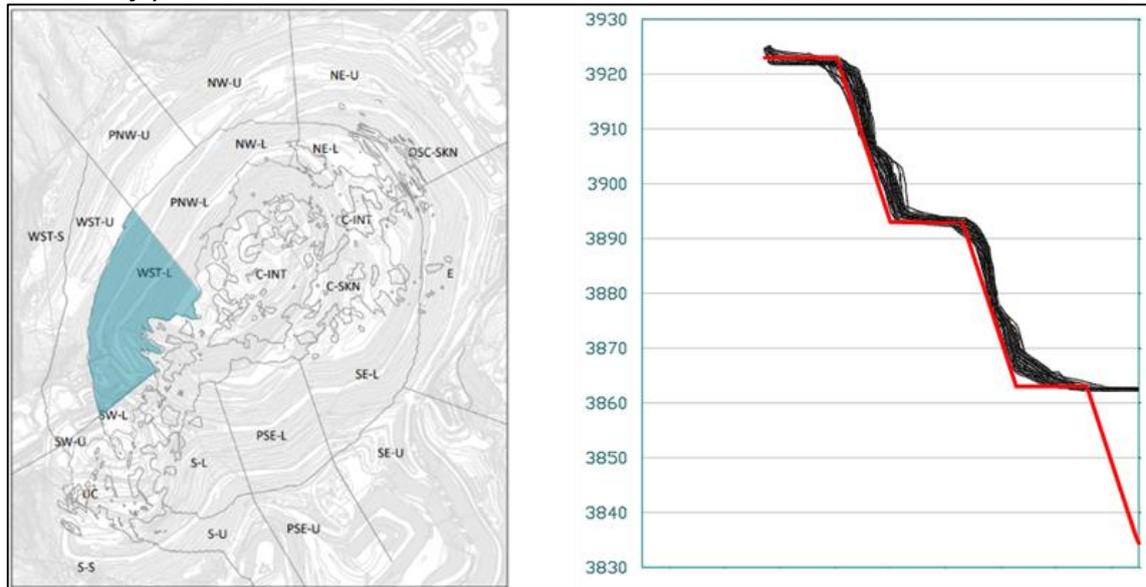
Diseño de perforación y voladura para Fase 6 WST-L



Fuente: Elaboración propia

Figura 41

Ubicación y perfil de bancos de la Fase 6 WST-L



Fuente: Antamina

Tabla 32

Resultados de conciliación de la Fase 6 WST-L

Data F6			Resultados de conciliación			
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Profile	Porcentaje de banquetas		
			Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho \geq 8 m	% Banquetas con ancho \geq 10 m
WST - L	4103	13.1	75	375	48	29
	4073		120	600	60	28
	4043		120	600	58	31
	4013		147	735	76	42
	3983		63	315	98	62
	3953		48	240	88	65
	3923		62	310	98	77
	3893		50	250	94	52

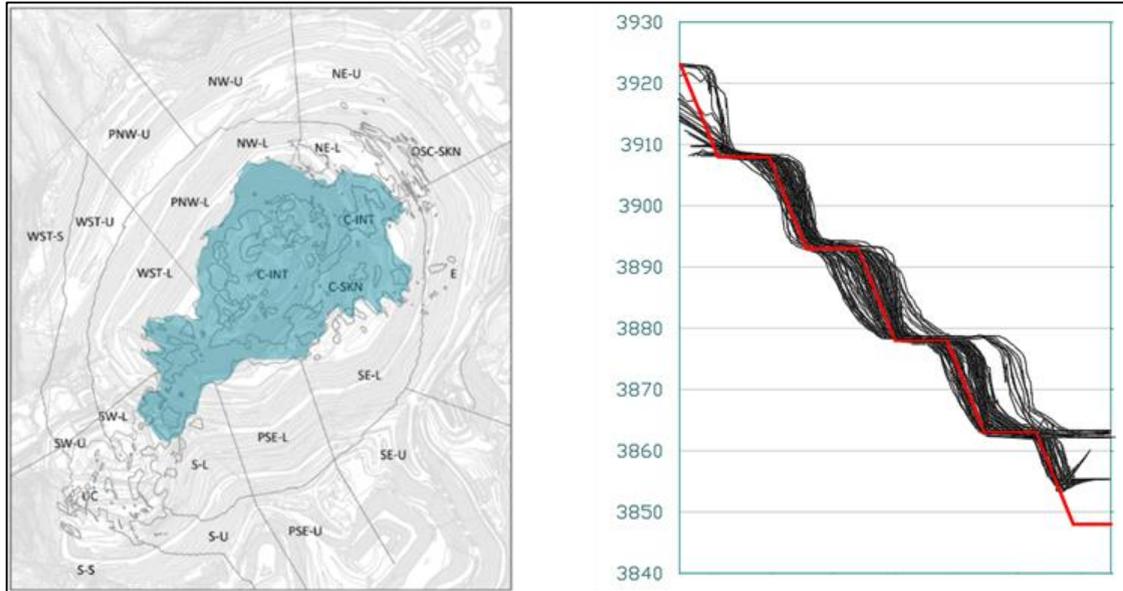
Fuente: Elaboración propia

Fase 8 C

En este sector se aplicó el diseño de perforación del sector norte (C-Int) modificando únicamente el Sub-grade negativo pasando de -1.5m a -2.0 metros. Se tiene en curso una prueba del consultor de voladura para disparar gran parte de este sector sin precorte.

Figura 42

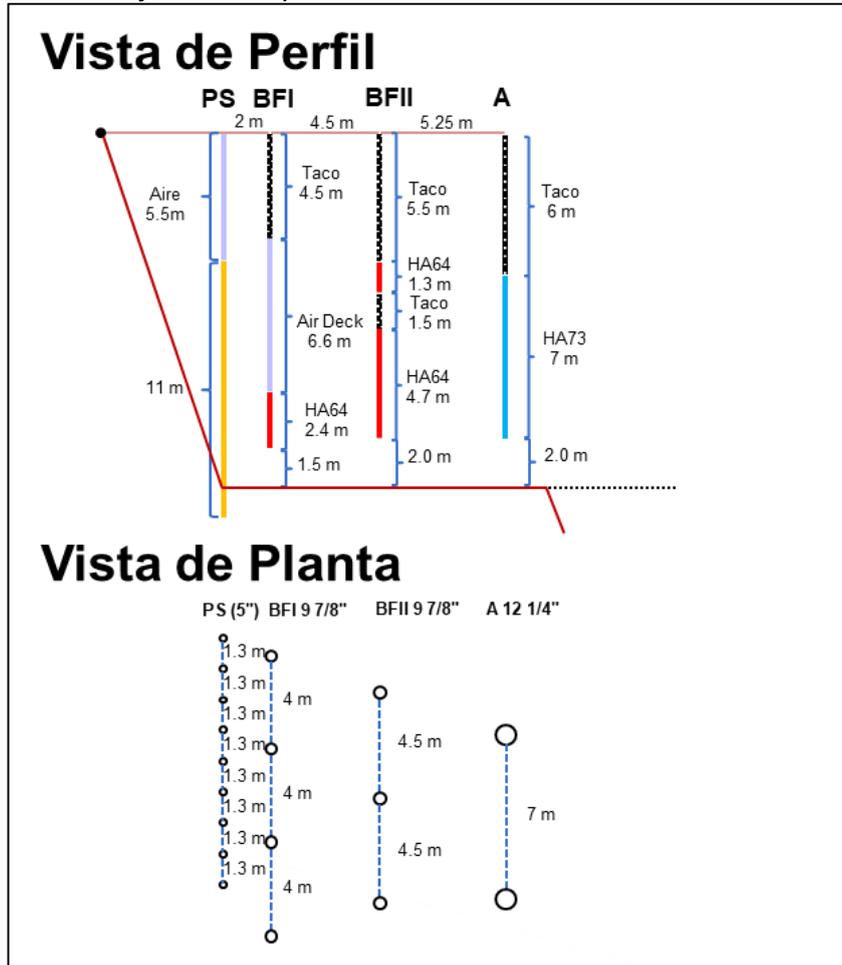
Ubicación y perfil de bancos de la Fase 6 C



Fuente: Antamina

Figura 43

Diseño de perforación y voladura para Fase 6 C



Fuente: Elaboración propia

Tabla 33*Resultados de conciliación de la Fase 6 C*

Data F6			Resultados de conciliación			
Dominio estructural	Nivel	L Des (m)	Profile		Porcentaje de banquetas	
			Cantidad	Long (m)	% Banquetas con ancho ≥ 6 m	% Banquetas con ancho ≥ 8 m
C	4013	8.4	12	60	75	75
	3998		29	145	41	27
	3983		53	265	62	49
	3968		53	265	19	11
	3953		131	655	60	53
	3938		109	545	74	61
	3923		109	545	72	40
	3908		119	595	86	55
	3893		125	625	39	15
	3878		144	720	86	66

Fuente: Elaboración propia

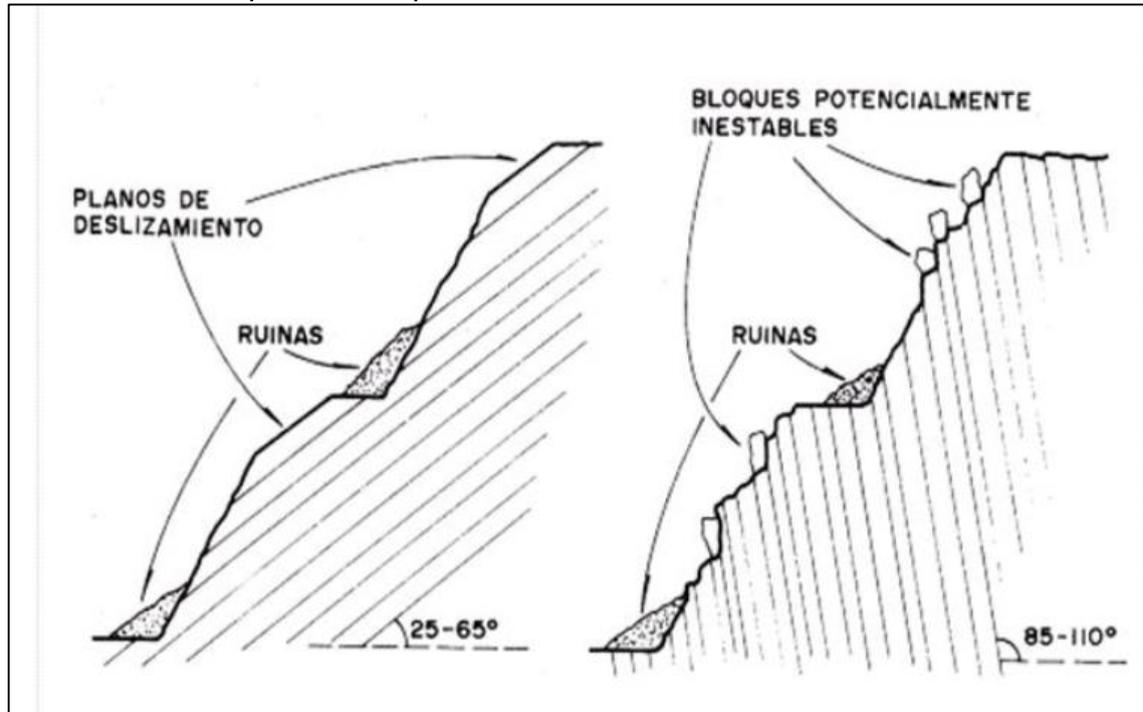
3.2.7 Pruebas de precorte para cumplir límite de talud

Uno de los principales problemas al momento para cumplir el límite de talud son las crestas debilitadas o duras en los taludes, lo cual se debe a los siguientes factores

- El filtro que genera el precorte no es eficiente ya que realizan el precorte conjuntamente con la voladura de producción. La mejor práctica en precorte es realizarla independientemente de las voladuras de producción, eso asegura que las voladuras de producción tengan un filtro de vibraciones eficientes
- Los taladros de precorte y buffer tienen sobreperforación, estos pueden estar afectando las crestas. No aplicar sobreperforación para la línea de precorte ni la de buffer

Figura 44

Crestas debilitadas producto de precorte

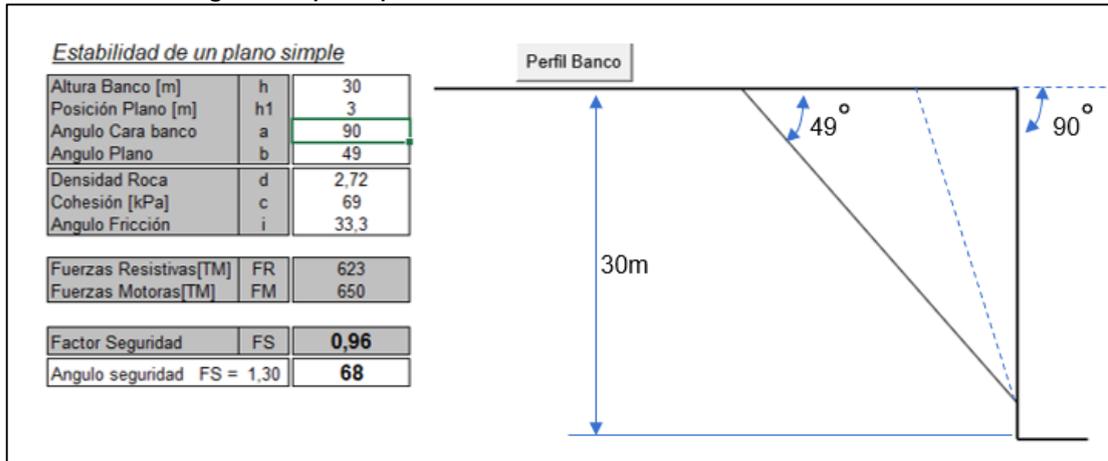


Fuente: Antamina

- La línea de precorte es en forma vertical y está alejada del talud, esto genera que el filtro no sea el adecuado. Es conveniente realizar la línea de precorte alineada en la línea del talud, generando un corte o rajadura mínima para el filtro de las vibraciones de los taladros de adelante. Adicional a ello, realizar un precorte perforado a doble banco.
- La línea buffer tiene carga excesiva al aplicar un explosivo de alta energía como un ANFO pesado 64 de alta densidad. En este caso se sugiere redistribuir la carga realizando un decks en la columna del buffer calculando un factor de potencia de menor energía.
- La secuencia de salida tal vez sea inadecuada, revisar los diseños de secuencia de salida y verificar que al menos las 4 últimas filas al talud no estén direccionadas la salida en forma perpendicular al talud, estos pueden generar daño teniendo debilitamientos a la zona.

Figura 45

Parámetros de seguridad para precorte vertical

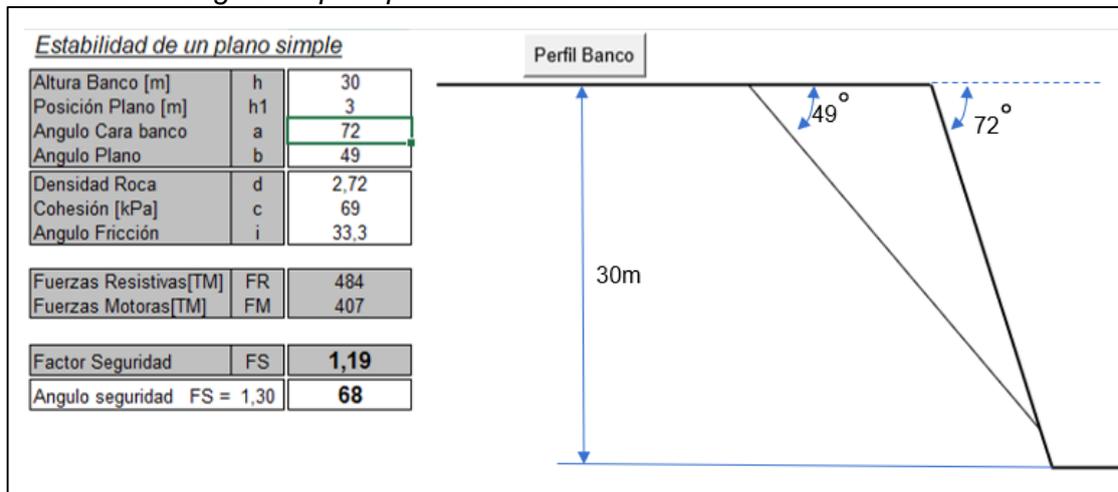


Fuente: Antamina

La perforación vertical permite el deslizamiento de la estructura planar por bajo factor seguridad

Figura 46

Parámetros de seguridad para precorte inclinado



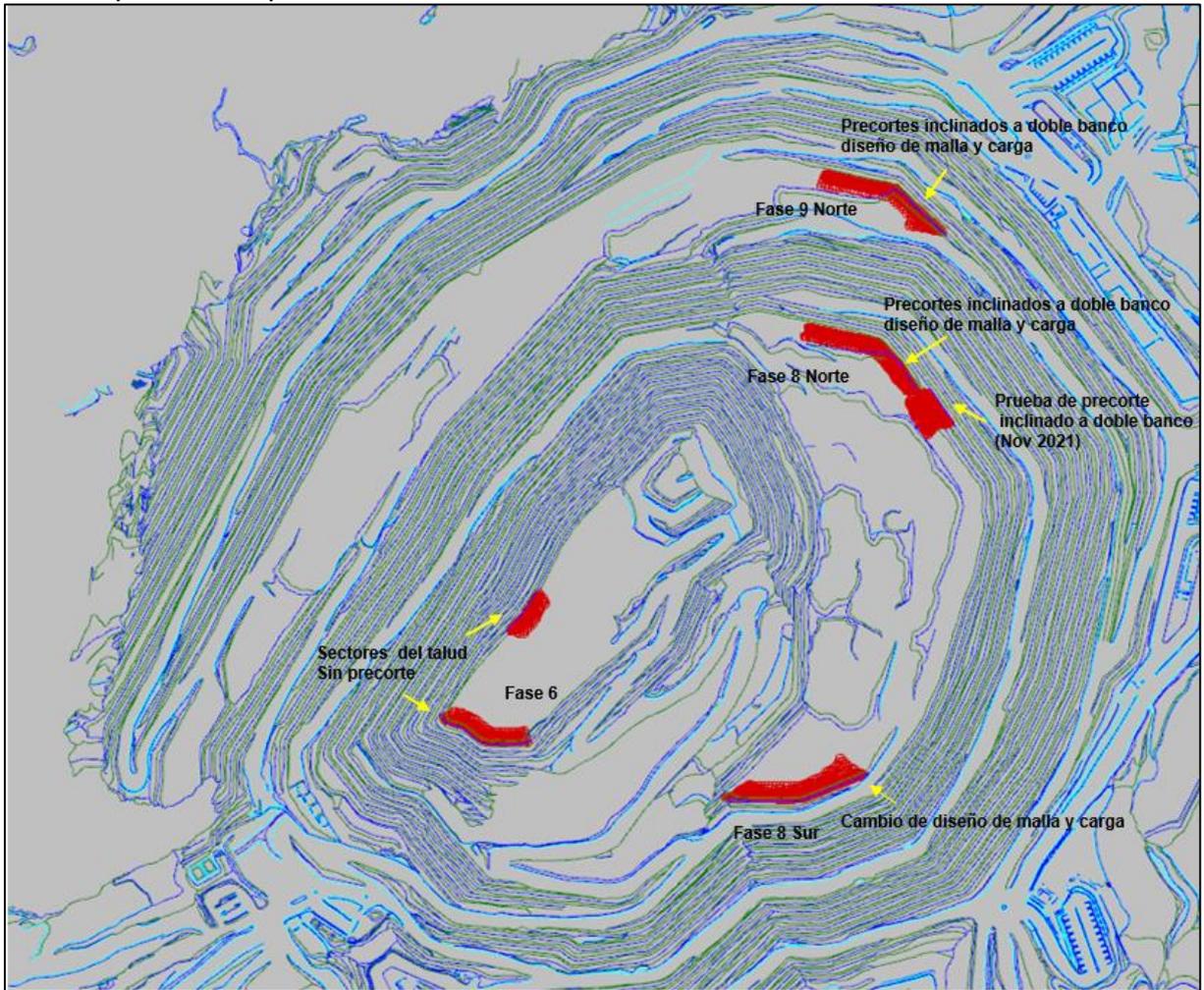
Fuente: Antamina

Perforación sugerida en ángulo permite evitar deslizamiento planar por alto factor seguridad

Para ello se realizaron pruebas en distintas zonas de la mina para verificar en cuanto mejoran los resultados de voladura con el fin de asegurar un ancho de banqueteta adecuado.

Figura 47

Zona de pruebas de precorte inclinado



Fuente: Elaboración propia

- Fase 8 Sur : Cambio de diseño de malla y carga.
- Fase 8 Norte: Precortes inclinados a doble banco, diseño de malla y carga.
- Fase 9 Norte: Precortes inclinados a doble banco, diseño de malla y carga.
- Fase 6: Sectores del talud que pueden ser disparados sin precorte.

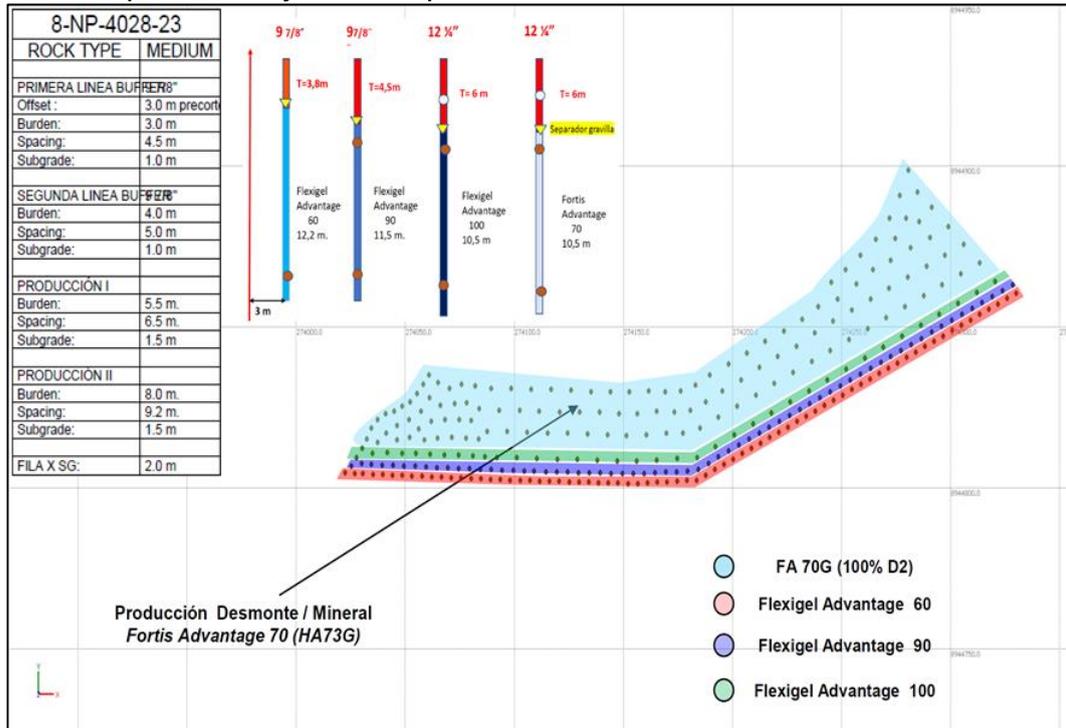
En todas las pruebas se utiliza el explosivo Flexigel

Zona de la prueba a doble Banco Fase 8 Sur

Para el cuidado de la pared, los taladros de las dos filas de buffer se cargaron con Flexigel y se cambió el diseño de malla y la carga.

Figura 48

Rediseño de perforación y voladura para Fase 8 Sur



Fuente: Antamina

Figura 49

Resultados de prueba en Fase 8 Sur



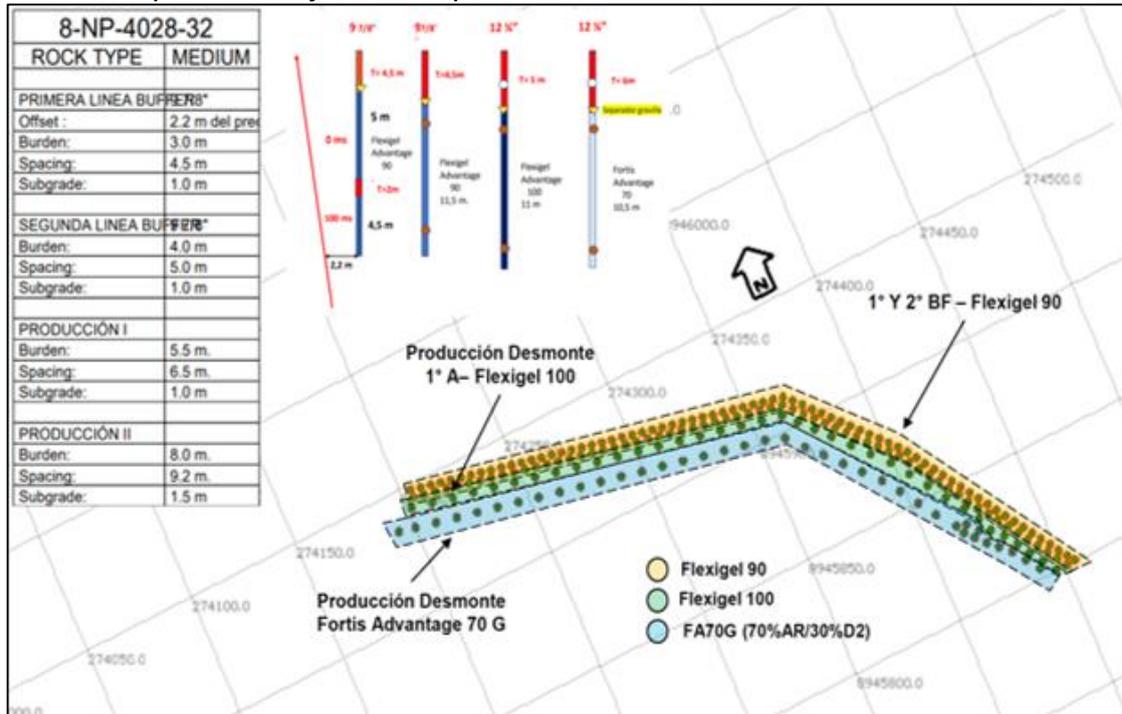
Fuente: Elaboración propia

Zona de la prueba de precortes a doble Banco Fase 8 Norte

Para el cuidado de la pared, los taladros de las dos filas de buffer se cargaron con flexigel.

Figura 50

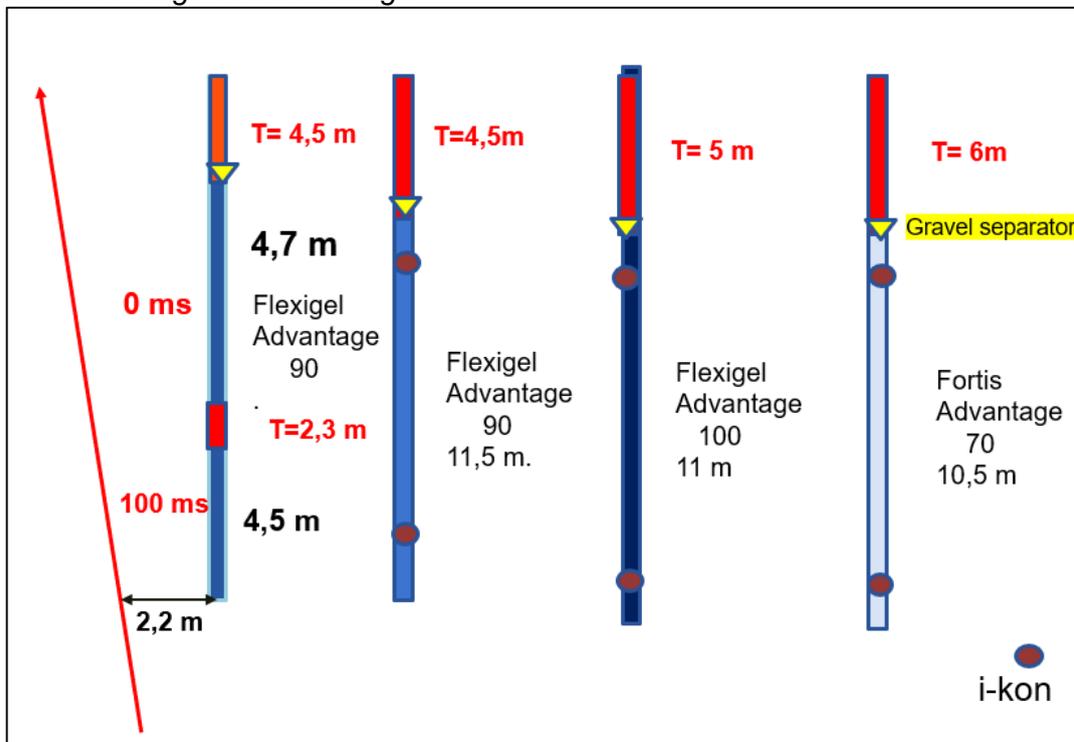
Rediseño de perforación y voladura para Fase 8 Norte



Fuente: Antamina

Figura 51

Rediseño de carga usando Flexigel



Fuente: Elaboración propia

Figura 52

Resultados de prueba en Fase 8 Norte



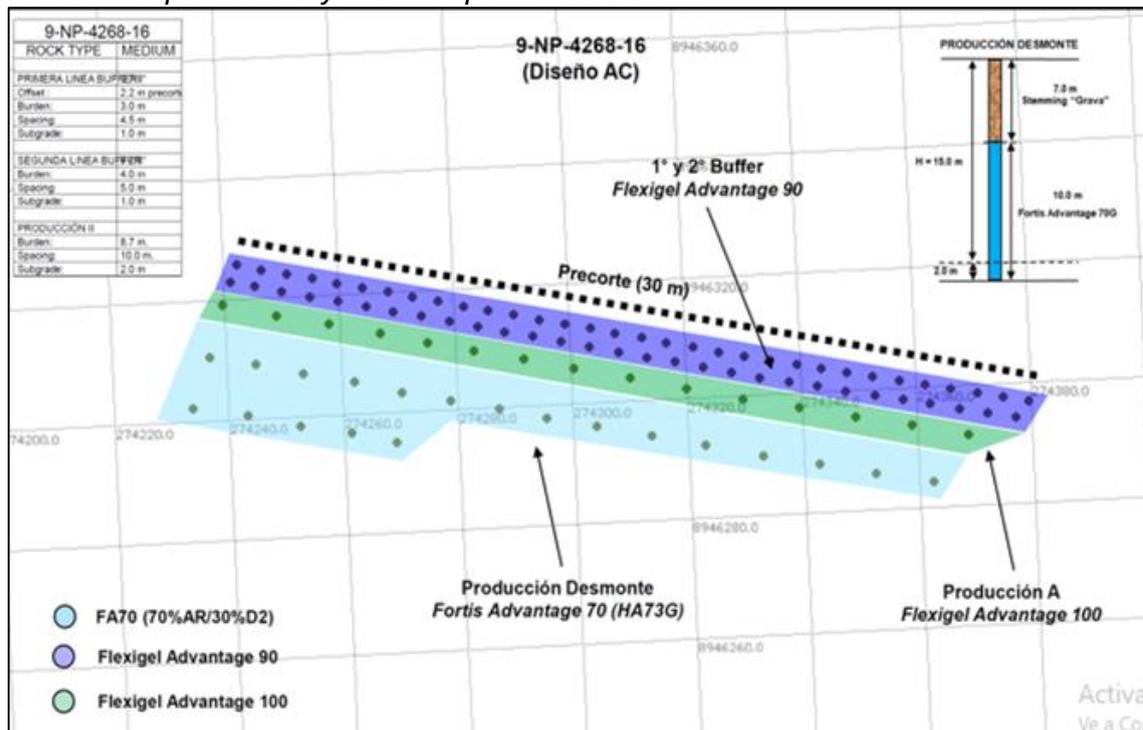
Fuente: Elaboración propia

Zona de la prueba de precortes a doble Banco Fase 9 Norte

Para el cuidado de la pared, los taladros de las dos filas de buffer se cargaron con flexigel.

Figura 53

Rediseño de perforación y voladura para Fase 9 Norte



Fuente: Antamina

Figura 54

Resultados de prueba en Fase 9 Norte

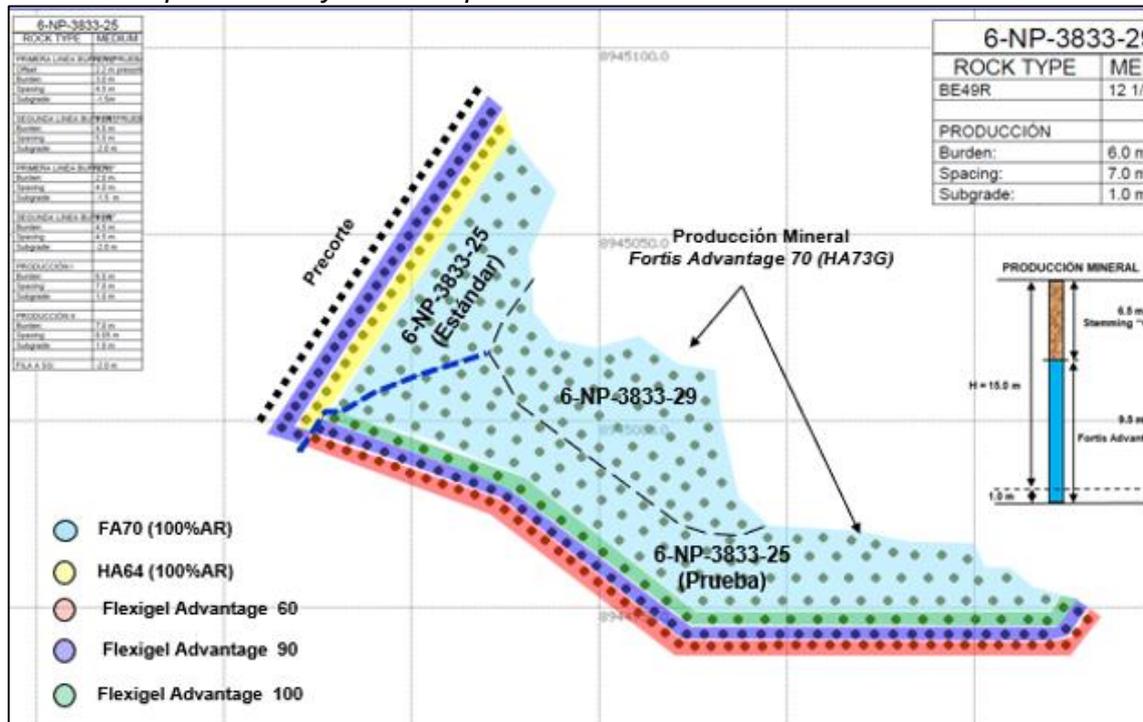


Fuente: Elaboración propia

Zona de la prueba sin precorte Fase 6

Figura 55

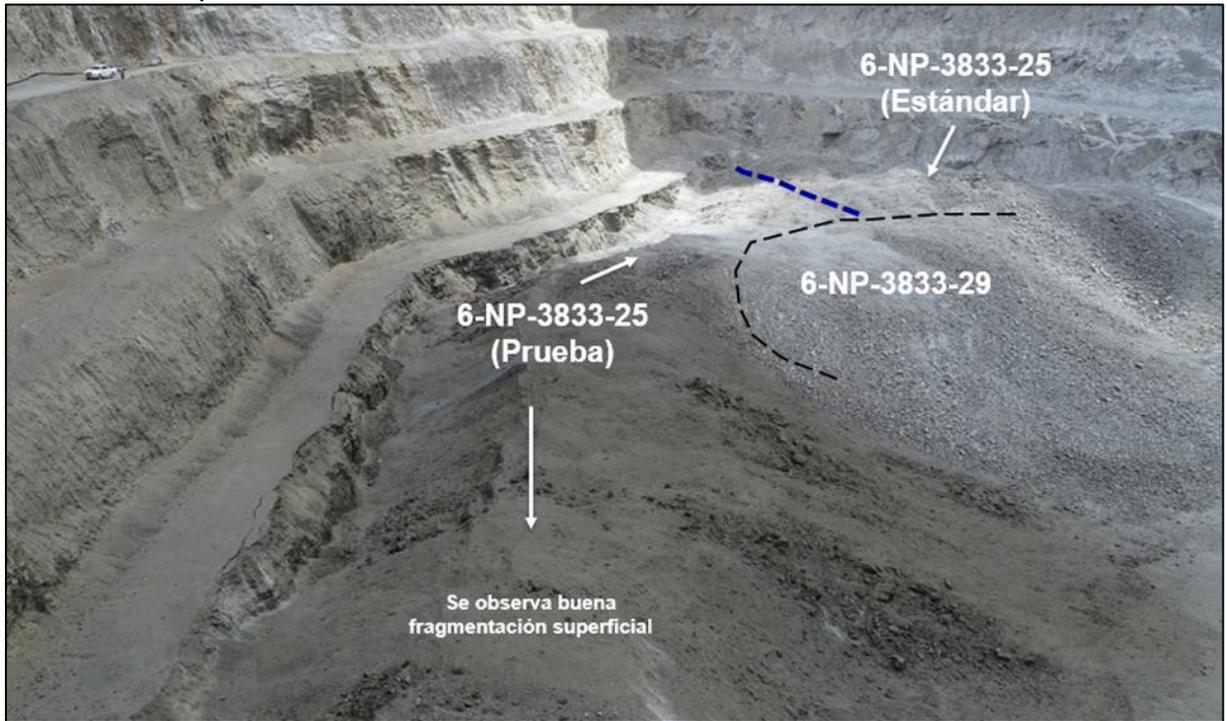
Rediseño de perforación y voladura para Fase 6



Fuente: Antamina

Figura 56

Resultados de prueba en Fase 6



Fuente: Elaboración propia

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Diseño final de precorte y obtención de resultados

4.1.1 Análisis de resultados por pruebas

En la siguiente tabla se mostrarán los resultados finales, para tener datos representativos por fase y dominio estructural evaluado se hará un promedio ponderado entre la cantidad de mediciones por parte del área de conciliación mina y el porcentaje de banquetas que cumplan con el requisito mínimo de amplitud de 8 y 10 metros para las Fases 8 y 9, y de 6 y 8 metros para la Fase 6 de la mina.

Tabla 34

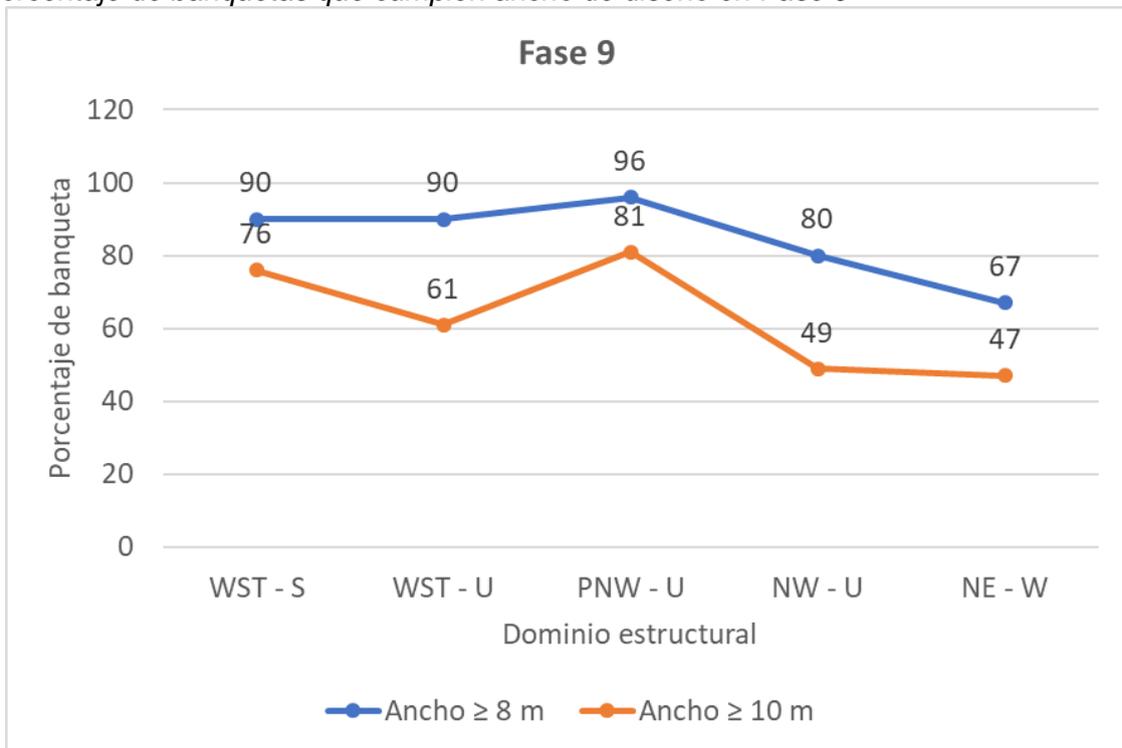
Resultados de conciliación de los diseños

Porcentaje de banquetas			
Fase de prueba	Dominio estructural	% Banquetas con ancho ≥ 8 m	% Banquetas con ancho ≥ 10 m
Fase 9	WST - S	90	76
	WST - U	90	61
	PNW - U	96	81
	NW - U	80	49
	NE - W	67	47
Fase 8	NE - L	56	30
	OSC	83	49
	SE - L	59	22
	SE - L	57	26
	C - SKN	81	43
Fase de prueba	Dominio estructural	% Banquetas con ancho ≥ 6 m	% Banquetas con ancho ≥ 8 m
Fase 6	WST - L	73	44
	C	65	46

Fuente: Elaboración propia

Figura 57

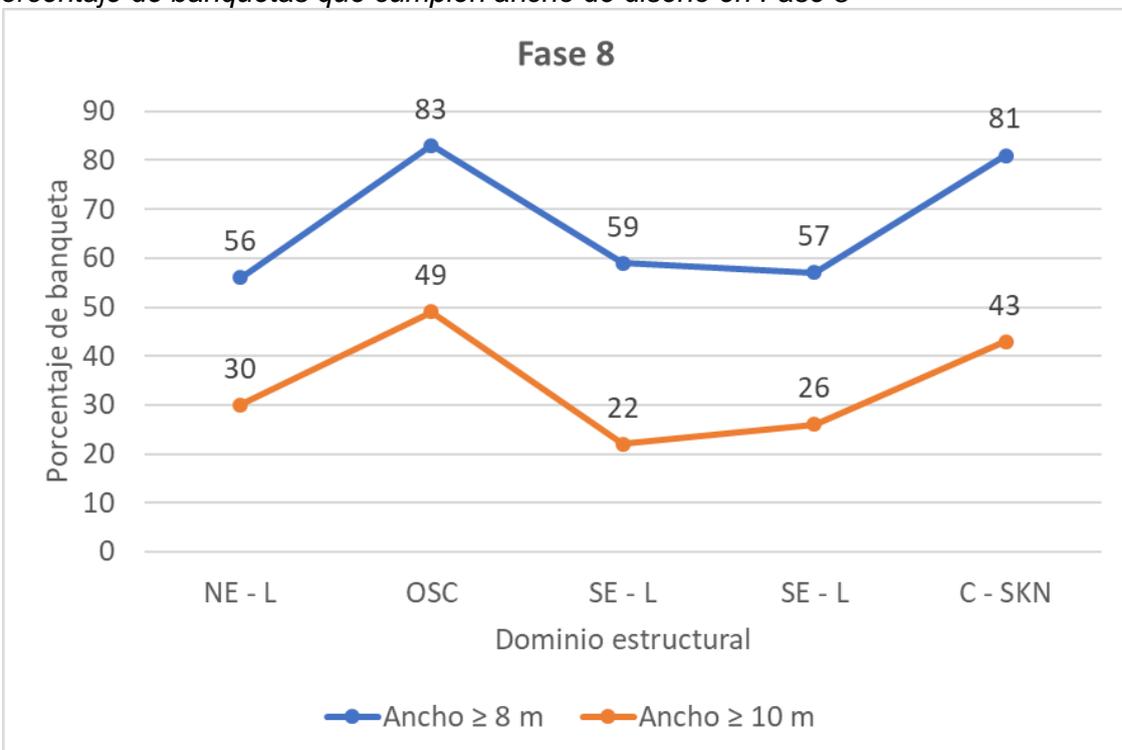
Porcentaje de banquetas que cumplen ancho de diseño en Fase 9



Fuente: Elaboración propia

Figura 58

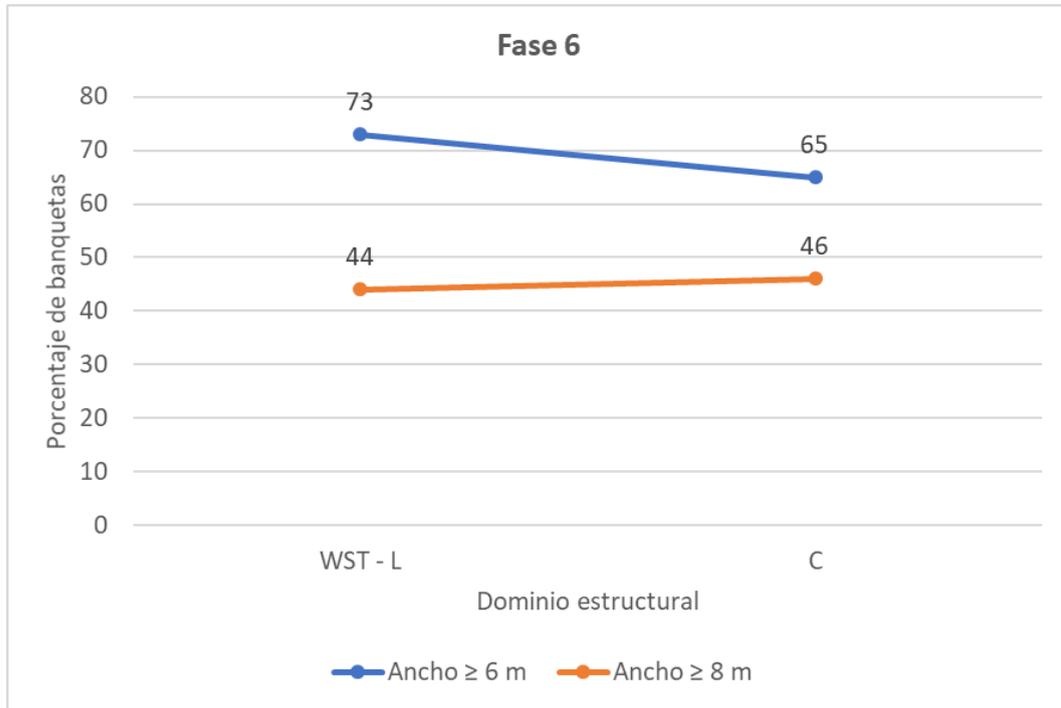
Porcentaje de banquetas que cumplen ancho de diseño en Fase 8



Fuente: Elaboración propia

Figura 59

Porcentaje de banquetas que cumplen ancho de diseño en Fase 6



Fuente: Elaboración propia

A continuación, se muestra el resumen de conciliación de taludes que las zonas de prueba con rediseño de perforación y carguío. Obteniéndose un 100% de cumplimiento de ancho de banqueta, siendo este de 13.6 metros en las Fases 8 y 9. Y de 9.4 metros en la Fase 6.

Tabla 35

Resultados de conciliación de las pruebas

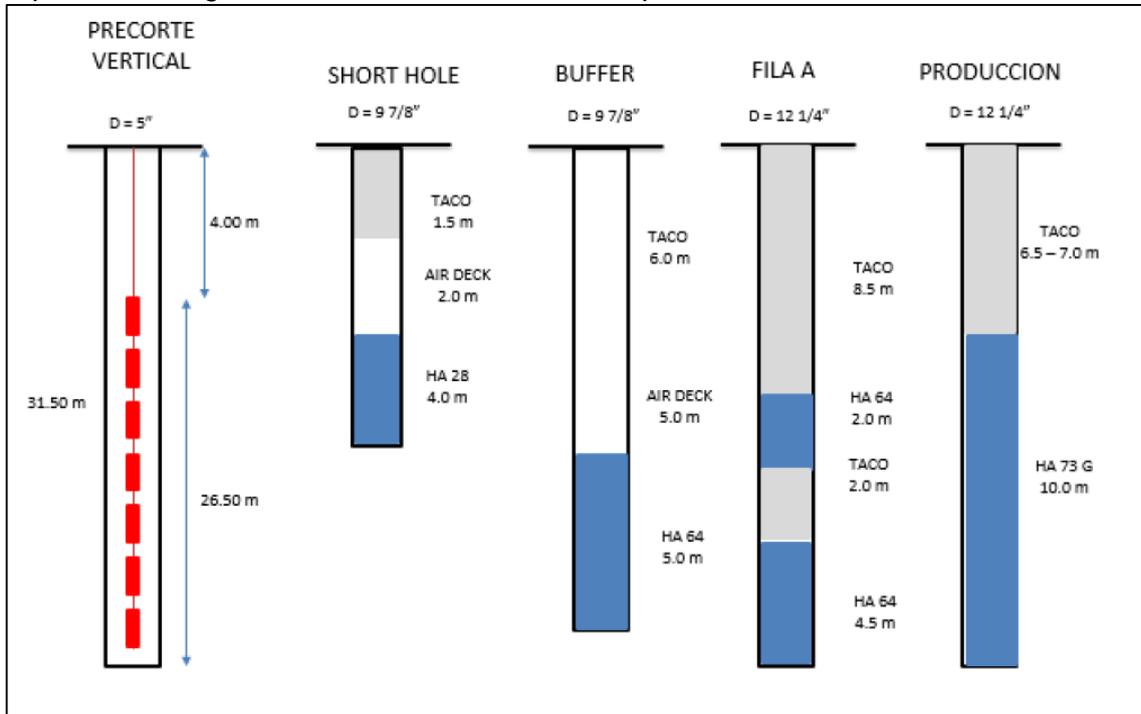
Porcentaje de banquetas		
Fase de prueba	% Banquetas con ancho ≥ 8 m	% Banquetas con ancho ≥ 10 m
Fase 8 Sur	100	100
Fase 8 Norte	100	100
Fase 9 Norte	100	100
Fase de prueba	% Banquetas con ancho ≥ 6 m	% Banquetas con ancho ≥ 6 m
Fase 6	100	100

Fuente: Elaboración propia

4.1.2 Determinación de estándares de diseño para precorte

Figura 60

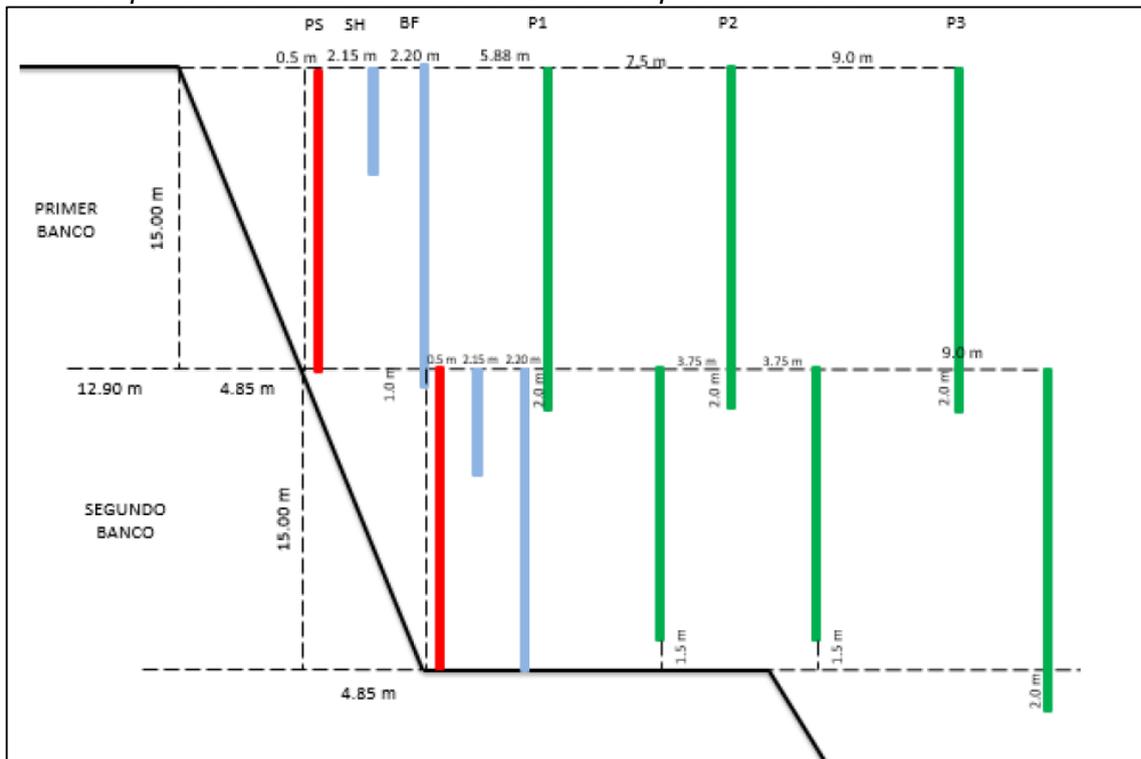
Esquema de carguío recomendado considerando precorte vertical



Fuente: Elaboración propia

Figura 61

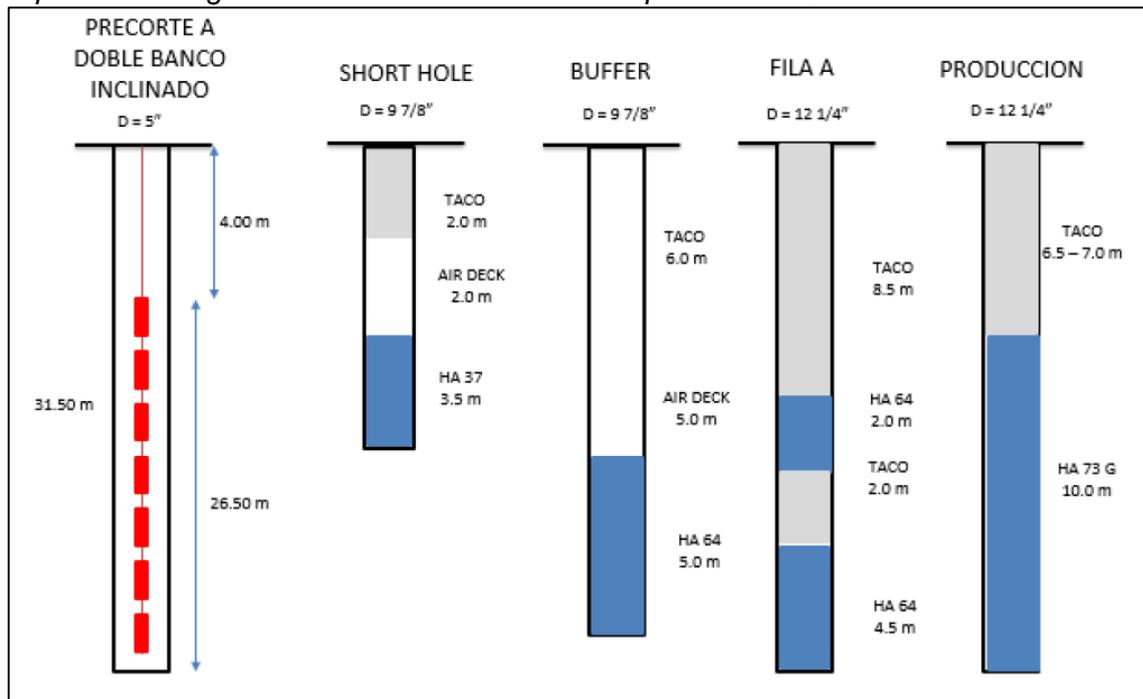
Diseño de perforación recomendado considerando precorte vertical



Fuente: Elaboración propia

Figura 62

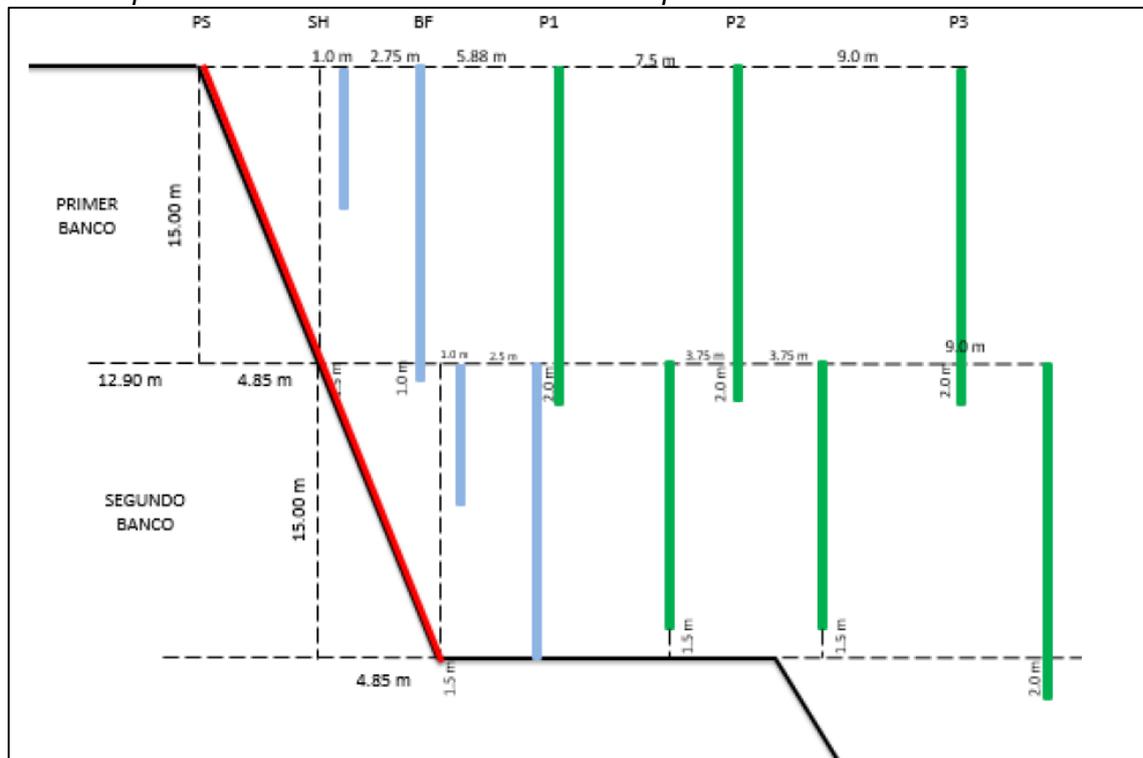
Esquema de carguío recomendado considerando precorte inclinado



Fuente: Elaboración propia

Figura 63

Diseño de perforación recomendado considerando precorte inclinado



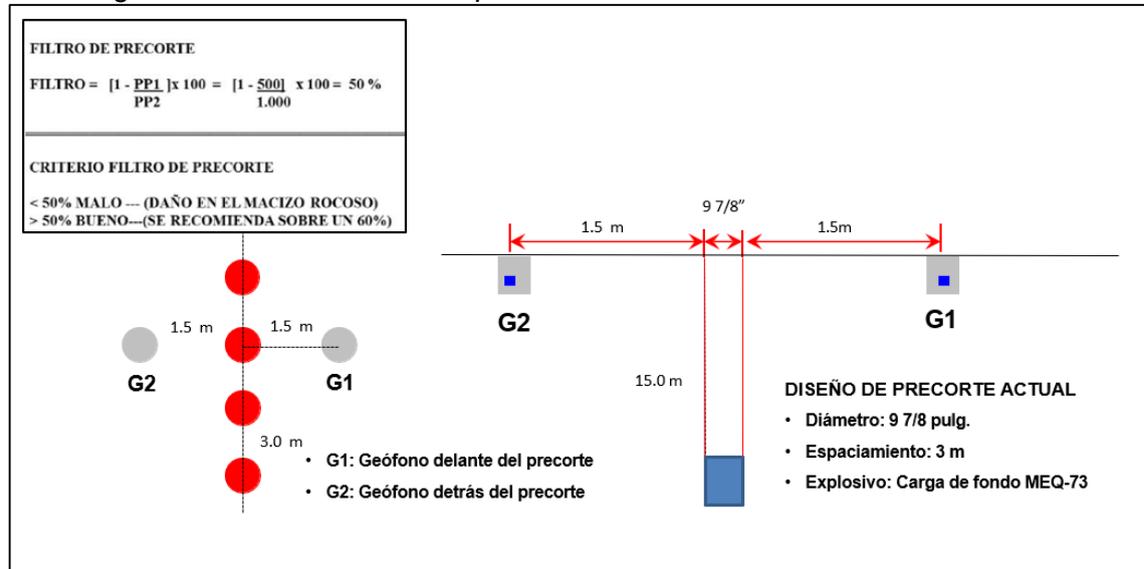
Fuente: Elaboración propia

4.2 Análisis de filtro de precorte

4.2.1 Metodología de medición de filtro de precorte

Figura 64

Metodología de medición de filtro de precorte

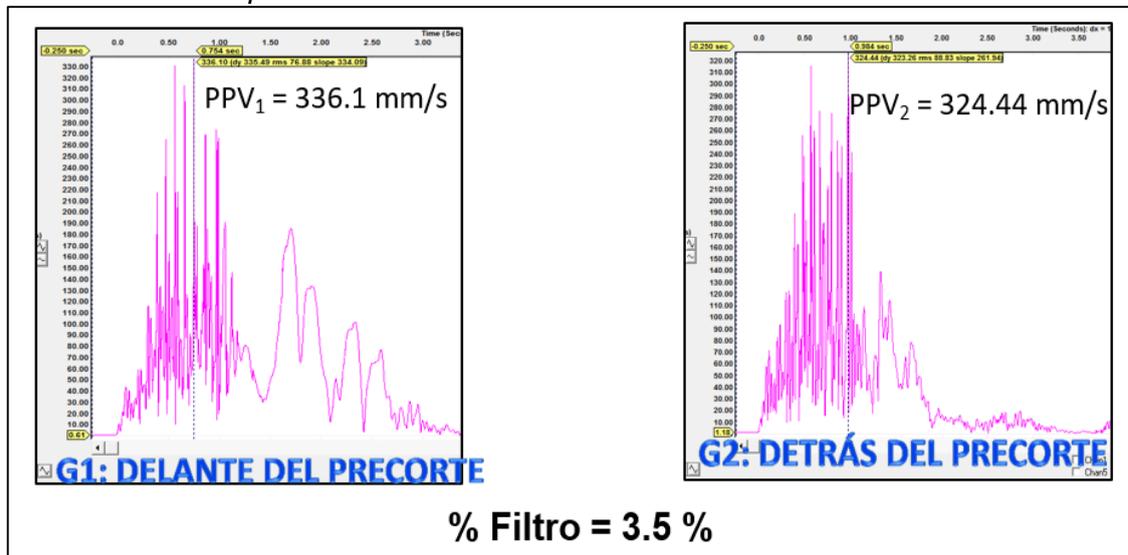


Fuente: Elaboración propia

4.2.2 Pruebas de filtro de precorte

Figura 65

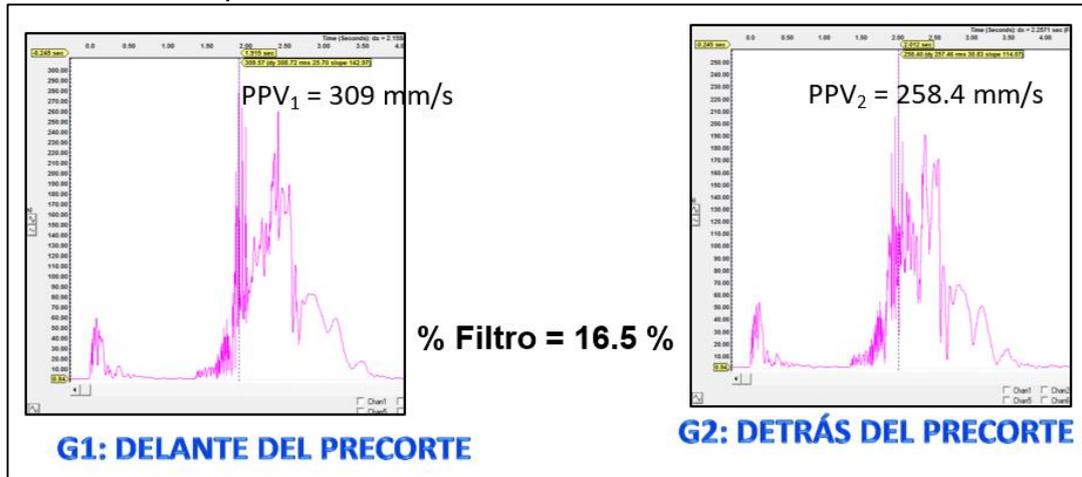
Pruebas de filtro de precorte – Prueba 1



Fuente: EXSA

Figura 66

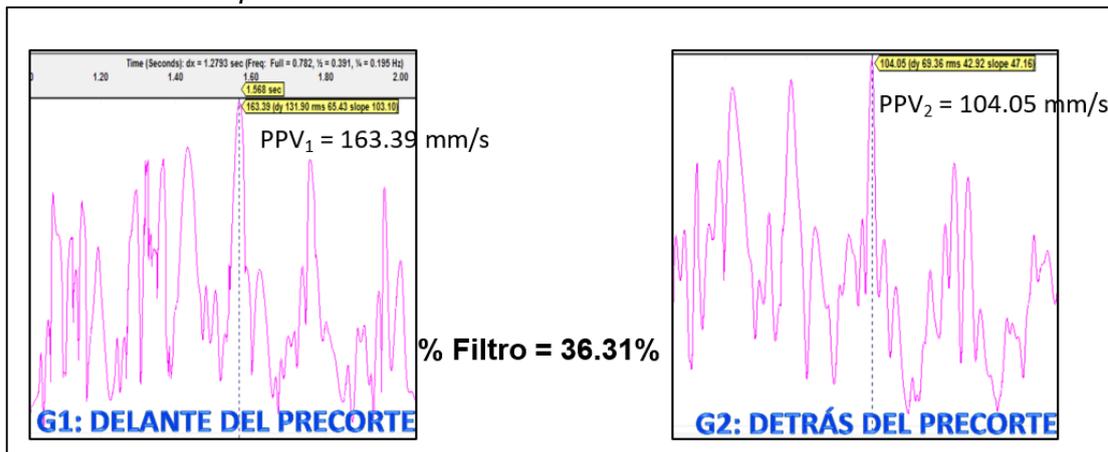
Pruebas de filtro de precorte – Prueba 2



Fuente: EXSA

Figura 67

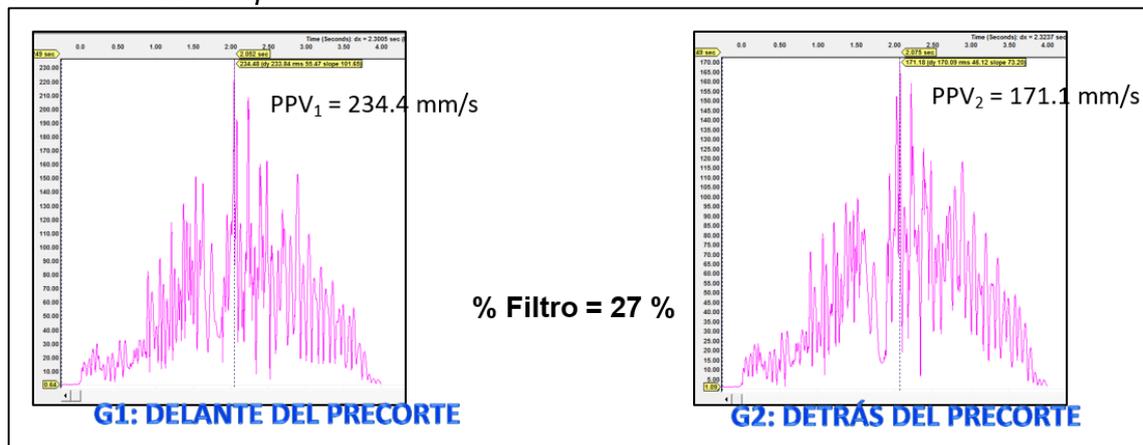
Pruebas de filtro de precorte – Prueba 3



Fuente: EXSA

Figura 68

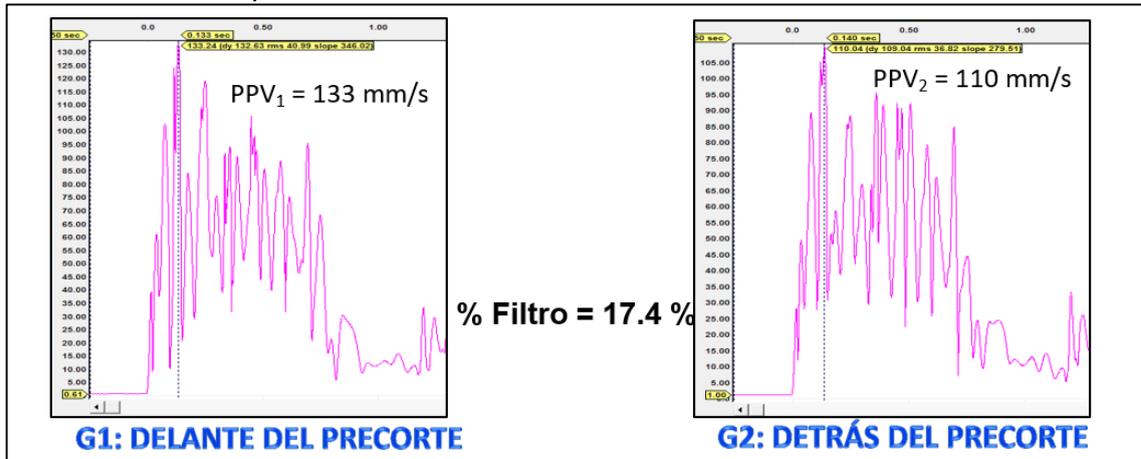
Pruebas de filtro de precorte – Prueba 4



Fuente: EXSA

Figura 69

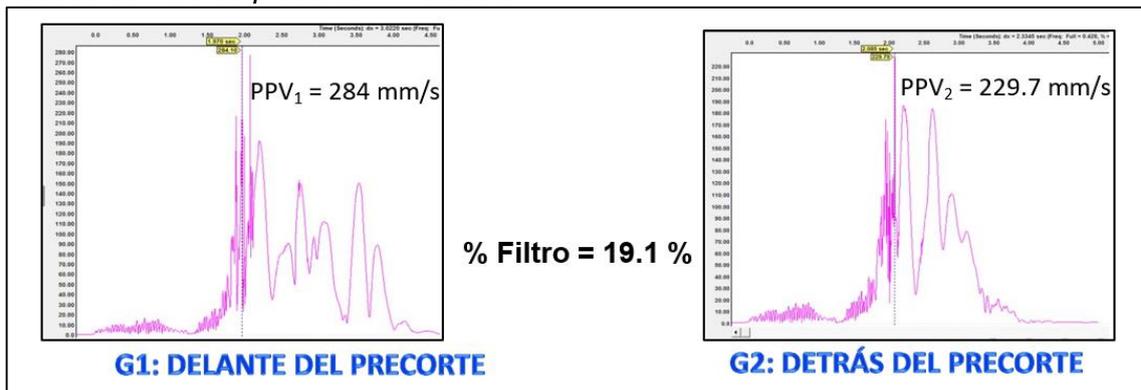
Pruebas de filtro de precorte – Prueba 5



Fuente: EXSA

Figura 70

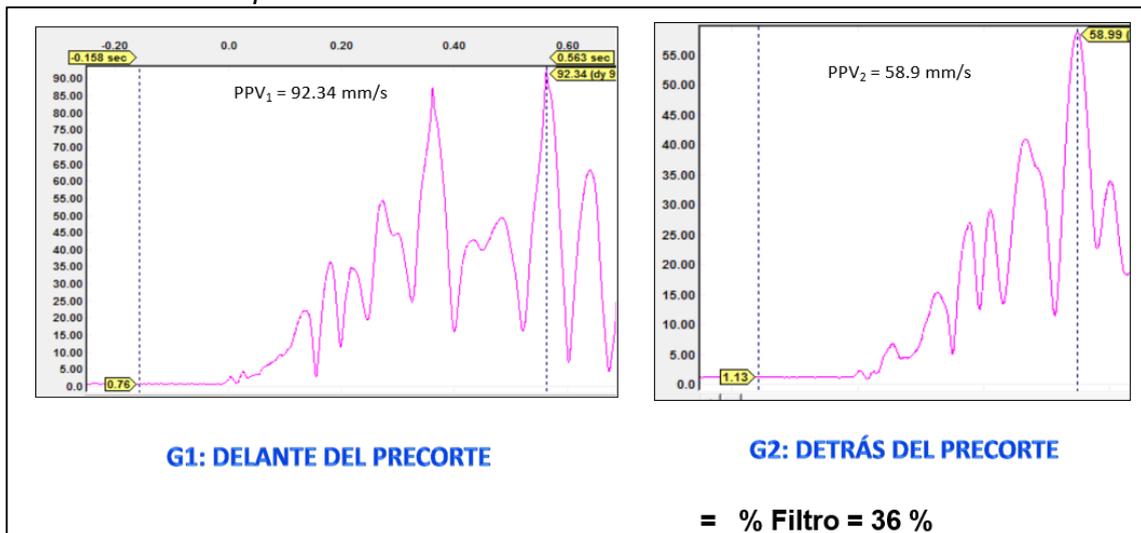
Pruebas de filtro de precorte – Prueba 6



Fuente: EXSA

Figura 71

Pruebas de filtro de precorte – Prueba 7



Fuente: EXSA

Tabla 36*Resultados de pruebas de filtro de precorte*

Nº	Fase	Nivel	Proyecto	PPV1	PPV2	% Filtro	% Filtro recomendado
1	9	4523	007	336.1	324.44	3.5	>50
2	9	4523	014	309.57	258.4	16.5	>50
3	9	4553	015	163.39	104.05	36.3	>50
4	8	4253	018	234.48	171.18	27	>50
5	8	4223	019	133.24	110.04	17.4	>50
6	6	4013	020	284.1	229.79	19.1	>50
7	6	3983	003	92.34	58.99	36.1	>50
Promedio						22.3	

Fuente: Elaboración propia

De la tabla 38 se aprecia que el porcentaje de filtro promedio es de 22.3% siendo menor a 50% que es filtro recomendado-

4.3 Validación de hipótesis

Para la validación de hipótesis primero establecemos nuestra hipótesis nula y alternativa.

- Hipótesis Nula (H0) Aplicar técnicas de diseño de voladura tipo precorte y amortiguada, no permitirá controlar la estabilidad del talud ni cumplir con los límites de talud establecidos por Geotecnia y Planeamiento
- Hipótesis Alternativa (HA): Aplicar técnicas de diseño de voladura tipo precorte y amortiguada, permitirá controlar la estabilidad del talud y cumplir con los límites de talud establecidos por Geotecnia y Planeamiento

Usaremos los datos obtenidos en la tabla 36 y 37, donde se muestra el porcentaje de cumplimiento de ancho de banquetta de las distintas fases de la mina y se comparara con los resultados de conciliación de las pruebas con el diseño mejorado para cumplir los límites de talud y ancho de banquetta,

Dada la poca cantidad de datos, se usará la prueba t-student con un grado de significancia de 5% y nos apoyaremos del software SPSS Statistics. Se realizará la prueba

t-student para cada umbral de referencia y así poder determinar si al aplicar nuevas técnicas de diseño se logra cumplir los límites de salud.

- En esta sección se analizó los porcentajes de ancho mayores a 8 metros de las Fases 8 y 9, y anchos mayores a 6 metros de la Fase 6

Figura 72

Prueba t-student para sección A

Prueba T					
Estadísticas de grupo					
	disño2	N	Media	Desv. estándar	Media de error estándar
ancho8	antes	12	74.7500	13.89653	4.01158
	despu	4	100.0000	.00000	.00000

Prueba de muestras independientes									
		Prueba de Levene de igualdad de varianzas				prueba t para la igualdad de medias			
		F	Sig.	t	gl	Significación			
						P de un factor	P de dos factores	Diferencia de medias	Diferencia de error estándar
ancho8	Se asumen varianzas iguales	14.195	.002	-3.550	14	.002	.003	-25.25000	7.11178
	No se asumen varianzas iguales			-6.294	11.000	<.001	<.001	-25.25000	4.01158

Fuente: Elaboración propia

- En esta sección se analizó los porcentajes de ancho mayores a 10 metros de las Fases 8 y 9, y anchos mayores a 8 metros de la Fase 6

Figura 73

Prueba t-student para sección B

Prueba T					
Estadísticas de grupo					
	disño2	N	Media	Desv. estándar	Media de error estándar
ancho6	antes	12	47.8333	18.02439	5.20319
	despu	4	100.0000	.00000	.00000

Prueba de muestras independientes									
		Prueba de Levene de igualdad de varianzas				prueba t para la igualdad de medias			
		F	Sig.	t	gl	Significación			
						P de un factor	P de dos factores	Diferencia de medias	Diferencia de error estándar
ancho6	Se asumen varianzas iguales	4.289	.057	-5.655	14	<.001	<.001	-52.16667	9.22428
	No se asumen varianzas iguales			-10.026	11.000	<.001	<.001	-52.16667	5.20319

Fuente: Elaboración propia

Podemos concluir que tanto en la sección A (t calculado es 0.002) y sección B (t calculado < 0.01) el t calculado es menor a 0.05, por lo tanto, podemos rechazar la hipótesis nula y aceptar la hipótesis alternativa. Aplicar técnicas de diseño de voladura tipo precorte

y amortiguada, si permitirá controlar la estabilidad del talud y cumplir con los límites de talud establecidos por Geotecnia y Planeamiento

Conclusiones

Se concluye que para poder obtener un talud en condiciones estables y que cumpla las condiciones geotécnicas de diseños – ancho de banqueteta, se debe tener bien definido el diseño de precorte, línea buffer y el tipo de explosivo adecuado para cada dominio geotécnico que presente la mina.

Los resultados de las pruebas de precorte usando taladros inclinados fueron acertados, en los cuatro casos analizados se obtuvo un ancho de banqueteta adecuado, mayor a 10 metro; por lo podemos asegurar la estabilidad del talud y así evitar desgloses de material innecesarios, cumpliendo así el plan de minado.

Aspecto línea buffer

Se puede afirmar que las pruebas realizadas en las distintas fases de la mina, logro su objetivo, fracturar la roca lo necesario hasta llegar el limite de diseño, logrando una buena fragmentación, lo que conlleva a beneficios al momento del carguío con la pala y reduciendo el tiempo de desquinche de material.

Aspecto explosivo

Dada la gran variedad de explosivos que ofrece el mercado se puede realizar diseños de carga variados, dependiendo del tipo de roca o fase de minado donde se requiera. Es muy importante elegir el explosivo adecuado para que el precorte fracture la roca lo necesario para crear caras libres y obtener el resultado deseado, evitando sobre-rotura.

Aspecto la línea precorte

Lo principal de la línea de precorte es delimitar el plano de discontinuidad en la roca, para así poder generar un efecto amortiguador para las voladuras posteriores. Si bien es cierto el precorte inclinado es el que mejor logra este efecto, en ciertas condiciones un precorte vertical lograra mejores resultados, para ello es necesario evaluar detalladamente las condiciones geomecánicas y de terreno.

Los principales factores que influyen en la línea de precorte son:

- Espaciamiento: factor importante para lograr la línea de precorte, un mal cálculo de este parámetro generaría discontinuidades en la línea (si el espaciamiento es mayor al adecuado) o sobre-rotura (si ocurre lo contrario)
- Inclinación de los taladros: se requiere tener una buena calibración de las perforadoras, para evitar desviaciones que afecten al resultado final.
- Longitud de los taladros: mientras mayor sea, mayor será la probabilidad de desviación.
- Diámetro de perforación: por lo general los taladros de precorte son de diámetros pequeños de perforación, siempre hay que considerar la altura de banco y dureza de la roca.
- Factor humano: dependerá de la habilidad del operador.
- Perforadora: A mayor fuerza de empuje, mayor será la desviación.
- Marcación del collar: por lo general la marcación es realizada por los topógrafos de mina, ya que la cercanía de los equipos a los taludes interfiere con la señal GPS.
- Azimut: de igual manera a la inclinación, una mala calibración de equipos generaría taladros desviados, y por lo tanto líneas de precorte inadecuadas.

Recomendaciones

Se recomienda tener una labor de supervisión constante durante la implementación de los nuevos diseños, para cumplir con los parámetros adecuados y tener una línea de precorte según lo planificado.

Realizar un diseño de perforación y carguío adecuado, acorde al dominio estructural y características geomecánicas de la mina.

Evaluar la implementación de otros explosivos con mayor o menor potencia dependiendo de las características geomecánicas y geológicas de las distintas fases de minado.

Realizar pruebas variando el diseño de carguío, podría ser usando explosivos más potentes en el fondo de los taladros para obtener mejor fragmentación.

Tener un mayor control de los taladros de precorte:

- Verificar dirección y longitud de los taladros.
- Asegurar un correcto espaciamiento de los taladros.
- Evaluar y capacitar a los operadores de las perforadoras (posicionamiento, estabilización y alineamiento).

Control del marcado del collar antes de perforar, para verificar que se encuentran en las cotas requeridas

Referencias bibliográficas

- Bravo, I. (2018). *Estudio de vibraciones inducidas por voladura en mina Spence*
- Chiapetta, R. F. (2017), *Blasting Practices in Mining*
- Cornejo, P. et al (2020). *Estimación de un modelo predictivo de vibraciones inducidas por voladura en campo medio y campo lejano para el cuidado de estructuras en una mina superficial en el proceso de cierre*
- Departamento de Geología de Antamina (2006), *Geología de Antamina: Compañía Minera Antamina S.A.*
- Ghorbani, A. et al (2020), *Mitigation of Ground Vibrations and Rock Damage in Blasting: The Role of Pressure Reduction Techniques.*
- Hidalgo T. et al (2012), *Métodos de tronadura*
- Jiménez, J. et al (2019), *Controlled Blasting Techniques: A Review of Amortized Blasting Methods in Mining.*
- Jiménez, R. et al. (2015), *Design and control of presplit blasting in open pit mining.*
- López, D. (2020). *Estudio sobre las principales voladuras de contorno, optimización y desarrollo de una metodología de cálculo relacionada con los parámetros geomecánicos del terreno*
- López Jimeno, C. et al. (2017), *Drilling and Blasting of Rocks.*
- Qiu, X. et al (2017), *Blasting Techniques for Controlled Rock Fracturing: Analyzing Critical Velocity and Amortized Blasting in Open-Pit Mines.*
- Singh, P. et al (2018), *Critical Velocity in Rock Mass: Applications in Blasting.*
- Smith, D. (2016), *Controlled Perimeter Blasting in Mining Operations.*
- Song, Z (2015), *Study on the Effects of Presplit Blasting on Slope Stability in Open-Pit Mines.*
- Tong, J. (2020). *Cuidado de infraestructuras en operaciones a tajo abierto modificando tiempos entre taladros y diseño de configuración de carga*
- Yang, R. et al. (2018), *Detonating Cord in Perimeter Blasting for Rock Slope Stabilization.*