



**UNIVERSIDAD NACIONAL DE  
CATAMARCA**

**FACULTAD DE TECNOLOGÍA Y  
CIENCIAS APLICADAS**

**INGENIERÍA DE MINAS**



**TRABAJO FINAL:**

**“Diseño de expansión para la estandarización del  
camino periférico 2 de la Mina Bajo de la Alumbraera”**

**Alumno:**

RIVERO, FACUNDO

M.U. N° 01101

**Director:**

Ing. Martínez, Ramón Alfonso

**Codirector:**

Ing. Moreno, Luis Daniel

**- MAYO 2025 -**

## ***Agradecimientos***

*En primer lugar, agradezco al ingeniero Martínez y al ingeniero Moreno por su guía, paciencia y valiosos aportes a lo largo de todo el proceso. También agradezco a los docentes de la carrera de Ingeniería de Minas, quienes con su compromiso y enseñanza fueron fundamentales para mi formación profesional.*

*A mis compañeros y colegas, gracias por el apoyo técnico, el intercambio de ideas y el compañerismo constante, que hicieron más llevadero este desafío.*

*Por sobre todo, a mis padres y hermanas: gracias por su respaldo incondicional, por estar presentes en cada etapa y por darme siempre la fuerza necesaria para seguir adelante. Sin ellos, nada de esto habría sido posible.*

*Y especialmente a Melina, por su amor, comprensión y aliento en los momentos más exigentes.*

*A todos ustedes, gracias.*



## Índice

Resumen.....	1
Capítulo I.....	2
Introducción.....	2
1.1    Objetivos.....	2
1.2    Alcance y limitaciones.....	2
1.3    Metodología del trabajo.....	3
Capítulo II.....	4
Marco teórico referencial.....	4
2.1    Ubicación.....	4
2.2    Historia: etapa productiva del proyecto.....	5
2.3    Cierre de mina.....	5
2.4    Geología y geotecnia.....	6
2.5    Parámetros geométricos de explotación a cielo abierto.....	7
2.6    Parámetros operacionales de equipos.....	11
2.7    Planes de producción de minas a cielo abierto.....	13
2.7.1    Tipos de planes de producción.....	13
2.8    Pioneering.....	14
2.9    Tiempos de transporte.....	15
2.10    Rutas de transporte.....	16
2.11    Velocidades de circulación.....	17
Capítulo III.....	19
Situación actual de la mina.....	19
3.1    Condición del periférico 2.....	19
3.2    Plan de cierre de mina (PCM).....	20
3.3    Ubicación del stock de benigno y botaderos.....	21
3.3.1    Stock de benigno.....	21
3.3.2    Ubicación de botaderos a rehabilitar.....	23
3.4    Vías de transporte.....	24
3.5    Proceso de descargas y control de segregación.....	24
3.6    Flota de equipos disponibles.....	25
3.7    Controles geotécnicos.....	27
Capítulo IV.....	29
Caso de aplicación - Diseño de la expansión del periférico 2.....	29
4.1    Parámetros geométricos del diseño de expansión.....	29



4.2	Diseño de la expansión .....	31
4.3	Determinación de tonelajes por banco .....	33
4.4	Determinación de la topografía de mina en las distintas etapas .....	36
4.5	Obtención de áreas de perforación .....	39
4.6	Diseño de mallas de perforación .....	40
4.7	Obtención de los metros de perforación.....	43
4.8	Diseño de carga de explosivos.....	45
4.9	Determinación de cantidad de explosivos y accesorios de voladura .....	47
Capítulo V .....		48
Desarrollo de la expansión y costos asociados .....		48
5.1	Identificación de los sectores de pioneering y producción .....	48
5.2	Acceso a los bancos de pioneering .....	51
5.3	Determinación de material derramado en el periférico .....	53
5.4	Proceso de carga en producción.....	55
5.5	Determinación de los tiempos de ciclo de transporte .....	55
5.6	Tiempos operativos y días totales .....	57
5.7	Estimación de costos .....	62
5.8	Secuencia de producción .....	64
Conclusiones.....		70
Recomendaciones.....		71
Bibliografía .....		72
ANEXO I: Diseño de expansión del periférico 2 .....		73
ANEXO II: Determinación de material a extraer .....		79
ANEXO III: Obtención de planos de fase.....		85
ANEXO IV: Obtención de volumen y tonelaje de cada banco – Método 1 .....		88
ANEXO V: Obtención de volumen y tonelaje de cada banco – Método 2 .....		91
ANEXO VI: Obtención de topografía de cada banco .....		94
ANEXO VII: Determinación de las superficies de bancos y áreas de perforación .....		96
ANEXO VIII: Diseño de medios bancos.....		101
ANEXO IX: Construcción de rampa de producción.....		106
ANEXO X: Determinación de derrame en periférico 2 .....		111



## Resumen

El presente trabajo surge de la necesidad de estandarizar el periférico 2, precisamente en el sector de la falla de RON, ubicado al noroeste del pit de BDLA, mediante la realización de los trabajos de expansión de la pared, para garantizar la estabilidad y seguridad en la circulación de los equipos.

En primer lugar, se procede a analizar las condiciones actuales del periférico 2 y la información necesaria para realizar el estudio como ser, los parámetros de diseño, equipos disponibles, parámetros operativos y las condiciones de seguridad.

Mediante la aplicación del software minero MineSight 3D, se realizaron los procesos correspondientes al diseño y la obtención de los elementos geométricos tendientes a la determinación de volúmenes, tonelajes y superficies.

El proceso comienza con el desplazamiento del periférico a su posición final, con el ancho operativo y pendiente adecuada, para luego continuar con el diseño geométrico de la expansión teniendo en cuenta los parámetros de estabilidad y operativos, con el objeto de delimitar el sector involucrado mediante la intersección con topografía actual de la mina.

Posteriormente, se procede al análisis por bancos, determinando volúmenes, tonelajes, áreas de perforación y la identificación de los sectores correspondientes a pioneering y producción, para la determinación de las horas operativas de los equipos involucrados y con ello el tiempo de duración de los trabajos en cada nivel.

Finalmente, se calculan los costos operativos asociados a cada proceso y la estimación de la secuencia óptima de ejecución.



## Capítulo I Introducción

La mina Bajo de la Alumbraera (BDLA) se encuentra en la etapa final de su operación, abocada al cierre de la mina desde el año 2019. En este contexto, se realiza el remanejo de material benigno desde el Botadero B200, ubicado en el sector suroeste del pit, pasando por el periférico 2, hacia los botaderos externos del pit BDLA, con el objeto de proceder con la rehabilitación de los mismos.

En agosto de 2021, un evento geotécnico, en el sector conocido como falla de RON, generó el deslizamiento global de la pared noroeste de la mina, imposibilitando el acceso a través del periférico 2 debido a su agrietamiento. Para reanudar el acceso a la mina, se realizó una reparación del periférico, habilitando una única vía de circulación con un sector angosto (no estándar) de aproximadamente 220 m de longitud.

Esta situación ha impulsado la necesidad de estandarizar el acceso desde el periférico 2 al stock de material benigno del botadero B200 por lo cual, el proyecto propone un diseño de expansión del sector angosto para garantizar un factor de seguridad adecuado para la operación minera, abordando la estimación de recursos necesarios, tiempos y costos asociados.

### 1.1 Objetivos

- **Objetivo general:**

Realizar el análisis técnico y económico de los trabajos relacionados a la estandarización del Periférico 2, mediante la expansión de la pared del sector noroeste para garantizar la estabilidad y seguridad en la circulación de los equipos.

- **Objetivos específicos:**

1. Realizar el diseño geométrico de la expansión, que permita la restauración del ancho operativo de circulación del periférico 2, cumpliendo con los estándares de la Empresa.
2. Analizar y evaluar las flotas de equipos necesarios para los trabajos de expansión.
3. Estimar el plan de producción tendiente al logro de la expansión, detallando la secuencia completa de los trabajos a realizar y sus costos asociados.

### 1.2 Alcance y limitaciones

El proceso de diseño geométrico de la expansión y determinación de volúmenes, toneladas y áreas de cada nivel, se realizará mediante la aplicación del Software minero MINESIGHT 3D. Los datos geológicos y geotécnicos a utilizar para el diseño, serán aportados de la Superintendencia de Geología y Geotecnia, como ser tipo de material y ángulos de diseño.



Las flotas de equipos a considerar son los que actualmente dispone la Empresa, los cuales presentan una baja disponibilidad mecánica debido al cumplimiento de las horas de vida operativa.

Los datos operativos, rendimientos, tiempos de transporte, factores de carga, utilizaciones, entre otros, son tomados de la base de datos histórica de la empresa.

Para el análisis económico, se utilizarán los costos operativos actuales, suministrados por la Superintendencia de Finanzas.

Los datos obtenidos serán volcados en planillas dinámicas Excel, diseñadas para la estimación de recursos, tiempos de ejecución y costos asociados.

### 1.3 Metodología del trabajo

La metodología para desarrollar el trabajo contempla una serie de etapas que describen los pasos más importantes del proceso:

- 1) Recopilación y análisis de la información para el desarrollo del trabajo.
  - Situación actual del pit Bajo de la Alumbraera y del periférico 2.
  - Situación actual de las flotas de perforación, carga, transporte, equipos auxiliares y otros.
  - Datos y parámetros operativos disponibles.
  - Información geológica, geotécnica y parámetros de diseño.
- 2) Aplicación del Software Minero MineSight 3D para el diseño de la expansión y creación de sólidos y cálculo de volumen, tonelaje y superficies.
- 3) Análisis e identificación de los bancos para ejecutar pioneering y producción.
- 4) Estimación de recursos, tiempos y costos para la expansión.
- 5) Identificación de los riesgos asociados.
- 6) Análisis de los resultados.
- 7) Estimación de plan de producción.
- 8) Conclusiones y recomendaciones.

## Capítulo II Marco teórico referencial

### 2.1 Ubicación

Bajo de la Alumbraera es un yacimiento diseminado de cobre, oro y molibdeno que fue explotado a cielo abierto por Minera Alumbraera desde el año 1.997. Se encuentra ubicado en el Distrito Hualfín, Departamento Belén, al noroeste de la Provincia de Catamarca, a 400 km de San Fernando del Valle de Catamarca y a 320 km de San Miguel de Tucumán y a una altura de 2.600 m sobre el nivel del mar. Minera Alumbraera es operada por Glencore, una empresa multinacional con sede en Suiza.

Las localidades más cercanas al yacimiento son Andalgalá (60 km al sudeste), Belén (110 km al sudoeste) y Santa María (120 km al noreste).

Para llegar a la Mina Alumbraera desde San Fernando del Valle de Catamarca, se debe tomar la Ruta Nacional 38 hacia el sur, empalmar con la Ruta Nacional 60 en dirección oeste pasando por Aimogasta, y luego continuar por la Ruta Nacional 40 hacia el norte atravesando Belén, hasta tomar el desvío señalado que conduce directamente a la mina.

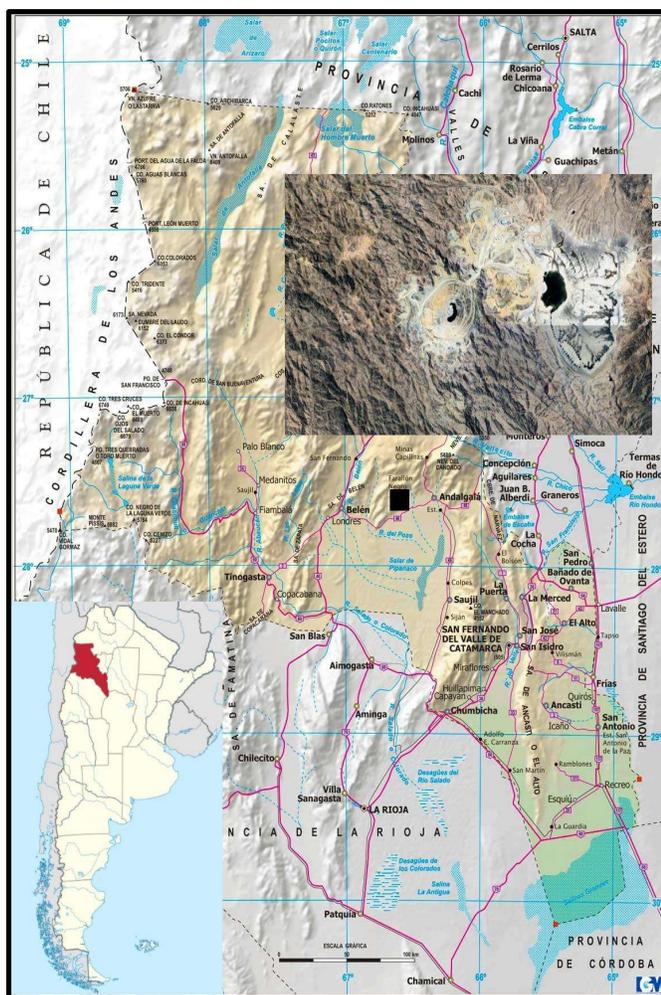


Figura 1 - Ubicación geográfica de Bajo de la Alumbraera.



El yacimiento se encuentra dentro del distrito minero "Farallón Negro", una reserva nacional de 34.400 hectáreas administrada por la compañía estatal Yacimientos Mineros de Agua de Dionisio (YMAD). Este distrito alberga una variedad de yacimientos de oro, plata y cobre, incluyendo Bajo de la Alumbraera, Bajo del Durazno, Bajo de San Lucas, Las Pampitas, Agua Tapada, Alto de la Blenda, Bajo del Espanto y Los Jejenes.

El nombre "Bajo de la Alumbraera" se debe a su ubicación en una depresión topográfica ("bajo") y a la presencia de un sulfato de magnesio de apariencia arcillosa ("alumbre").

## 2.2 Historia: etapa productiva del proyecto

El proyecto Minera Alumbraera comenzó su producción en 1997, inicialmente con la explotación a cielo abierto en el rajo principal Bajo de la Alumbraera (BDLA). A partir de 2015, con la disminución en la productividad de este rajo, se puso en marcha la explotación simultánea de un open pit secundario de menor envergadura, Bajo el Durazno (BED), que permitió complementar el envío de mineral a planta y mantener el ritmo de producción del proyecto durante sus últimos años.

En su etapa productiva de mayor esplendor, el proyecto alcanzaba niveles de producción muy importantes, con un promedio anual de movimiento de material superior a los 120 Mt. De este total, alrededor de 37 Mt eran mineral enviado a planta para su proceso (la planta tiene una capacidad instalada para procesar 40 Mt), mientras que el resto del material movido era estéril, que se depositaba en las zonas de botaderos destinadas para tal fin.

En los mejores años de producción, de las 37 Mt anuales que ingresaban a planta se obtenían alrededor de 700 Kt de concentrado, que contenían aproximadamente 170 Kt de Cu y 500 Koz de Au. También se producía Au doré y concentrado de Mo como subproducto.

## 2.3 Cierre de mina

En mayo de 2017 finalizó la etapa de producción del pit BDLA y en agosto de 2018 la producción de BED, dando inicio a la etapa de Cierre de Mina. Esta etapa se centra en el cuidado y mantenimiento de las instalaciones, con miras al desarrollo futuro del proyecto. El Plan de Cierre de Mina establece las medidas necesarias para mitigar los riesgos e impactos asociados al cese de la actividad, garantizando la seguridad de las personas y el medio ambiente.

Una de las acciones principales es la rehabilitación de botaderos, que consiste en cubrirlos con material benigno con el objetivo de evitar el Drenaje Ácido de Roca (DAR), un fenómeno que ocurre cuando el material estéril con pirita ( $\text{FeS}_2$ ) se expone a las condiciones atmosféricas, generando drenaje ácido. La cobertura con material benigno disminuye la probabilidad de DAR al evitar la exposición del estéril a las condiciones ambientales.

Además de prevenir el DAR, la cobertura controla la generación de polvo, evita la erosión del material estéril y promueve la restauración del paisaje natural al permitir el crecimiento de especies vegetales nativas y crear un hábitat adecuado para la fauna local.

Algunos sectores de los botaderos fueron remediados progresivamente durante la explotación, a medida que se alcanzaban los límites finales de diseño. Al finalizar la etapa productiva, se retomaron los trabajos de cierre con la preparación del terreno (nivelación, rectificación de accesos y taludes), para luego proceder a la remediación.

El diseño final de las coberturas, basado en la experiencia internacional y las características del clima, establece un espesor de 3 m de material benigno sobre los taludes de los botaderos



para contener más del 90% de las precipitaciones. Sin embargo, se aplica un Factor de Seguridad (FS) de 3, resultando en un espesor de 9 m en taludes en contacto con la topografía original, para asegurar la efectividad de la cobertura ante posibles imprevistos. En superficies planas, el espesor es de 1,5 m.

El material benigno de mayor granulometría se utiliza para cubrir los taludes, mientras que el de menor tamaño se destina a las superficies planas, facilitando la revegetación posterior. La cobertura de los taludes se realiza mediante el vertido con camiones y el perfilado con topadoras, asegurando una distribución homogénea del material. La cobertura superficial se realiza mediante la descarga y planchado del material con topadoras y motoniveladoras, logrando un espesor uniforme de 1,5 m.

## 2.4 Geología y geotecnia

Bajo de la Alumbraera aflora en una depresión topográfica formada por la erosión diferencial de los halos de alteración del depósito minero. Esta erosión ha expuesto la parte superior del sistema tipo pórfido, favorable para su explotación. El bajo, con una superficie de 3.200 m por 2.200 m y una elevación central promedio de 2.550 msnm, está enmarcado por rocas andesíticas del Complejo Volcánico Farallón Negro.

La intrusión de pórfidos dacíticos en este complejo generó la circulación de fluidos hidrotermales que alteraron y mineralizaron tanto las intrusiones como las rocas volcánicas circundantes. Un mapeo detallado (J. Proffett 1997, 2004) definió siete intrusiones separadas, incluyendo fases pre-mineralización, sin mineralización y post-mineralización.

Los sulfuros principales son calcopirita y pirita, con menor proporción de calcosina. Esta última forma una delgada zona de enriquecimiento en la parte superior del depósito, reemplazando a la calcopirita o recubriendo cristales de pirita en zonas con fuerte lixiviación. La calcopirita, principal mineral de cobre, se encuentra diseminada y en venillas de distintos tipos y asociaciones mineralógicas.

El oro se presenta principalmente en granos libres (80%), adosado a la calcopirita (10%) y, en menor medida, en granos libres en pirita. La molibdenita, aunque presente en la zona externa de mineralización (principalmente en venillas de anhidrita, cuarzo bandeado y asociado a fracturas), no es económicamente explotable.

La esfalerita y, en menor medida, la galena se encuentra restringidas a zonas de fallas (falla Steve y falla Ron). Se presentan en venillas y venas tardías de carbonatos y cuarzo, con texturas indicativas de relleno de espacios abiertos.

El yeso se observa en testigos de perforación, en venillas delgadas y blancas (1-10 mm) de diversas orientaciones.

El yacimiento está afectado por una importante falla post-mineral que desplaza litologías, alteraciones y mineralizaciones.

La permeabilidad primaria de la roca huésped, junto con las fallas y zonas de alteración, controlan la distribución del agua subterránea. Estas estructuras conforman dominios de alta permeabilidad secundaria (0,037 m/día – 5,4337 m/día), que actúan como compartimentos semi-aislados y generan distintos efectos de drenaje en el rajo.



## 2.5 Parámetros geométricos de explotación a cielo abierto

**Ángulo final o general:** Ángulo formado por la línea que une el pie (toe, pata) del banco inferior y la cresta (crest) del banco superior, respecto a la horizontal. Es el ángulo estable del pit final en cada uno de los dominios estructurales y está determinado por las características geológicas, geotécnicas, propiedades físico químicas de las rocas y las presiones hidrostáticas. Este ángulo se encuentra afectado por el ancho del camino de acarreo.

**Ángulo inter rampa:** Ángulo formado por la línea que une los pies de los bancos comprendidos entre rampas o niveles de trabajo, respecto a la horizontal. Es comúnmente llamado ángulo de trabajo.

**Ángulo cara de banco:** Ángulo formado por la línea que une el pie y la cresta del banco, respecto a la horizontal. El ángulo es función del tipo de material, de las características estructurales, de la altura del banco y deberá ser determinado geomecánicamente.

**Banco:** Es el escalón que se forma mediante la extracción de material de un determinado nivel, quedando definido cuando se logre la posición final preestablecida por la fase o límite final del pit.

**Altura de banco:** Distancia vertical entre dos niveles, o sea, desde el punto más alto (cresta) y el más bajo (pie) del banco.

Es uno de los parámetros más importantes a considerar en el diseño de una explotación a cielo abierto. En efecto, a mayor altura se dispone de más tonelaje en cada frente de trabajo, sin embargo, el incremento de la altura tiene algunas limitaciones, puesto que su valor final está influenciado por el tamaño del equipo de carguío, de perforación, la distribución espacial de la mineralización (selectividad) y las condiciones de estabilidad.

**Ancho de banco:** Descanso horizontal (berma) del banco formado a partir de la excavación de los diferentes niveles cuando llegan a los límites finales de la pared. El ancho del mismo está determinado para permitir la estabilidad del talud, las condiciones de seguridad y retener el material de bancos superiores.

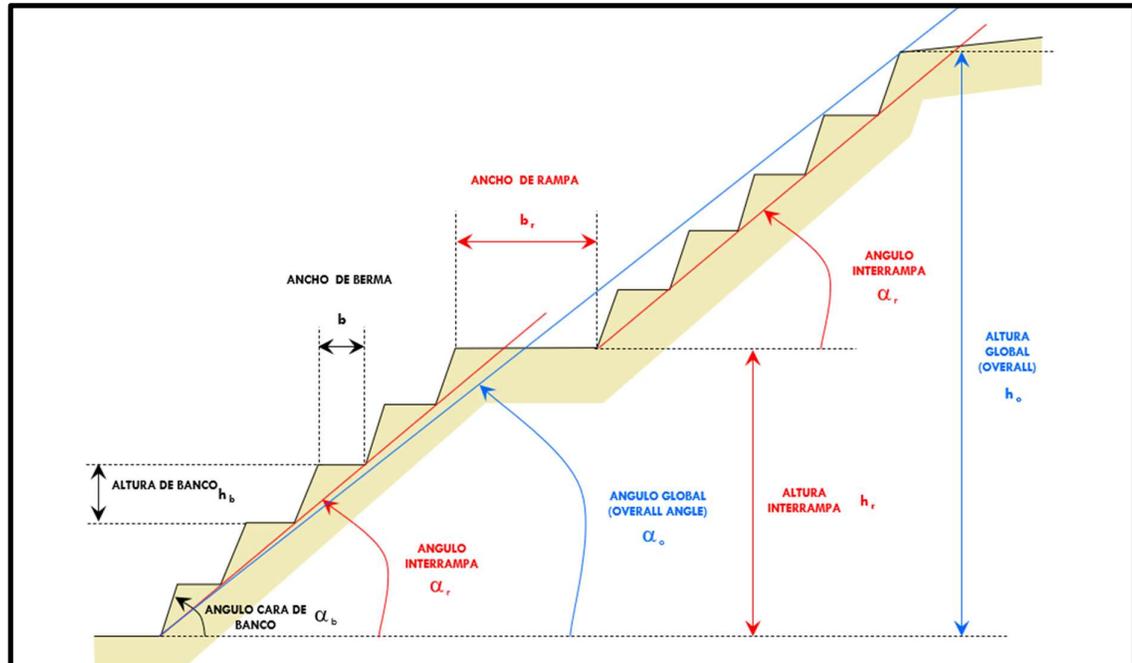


Figura 2 - Ángulos de explotación a Cielo Abierto.

**Camino de acarreo (rampas):** Son vías de transporte por donde se extrae el material de los diferentes sectores de explotación y permiten el movimiento de equipos y servicios entre diferentes puntos del pit. Se caracterizan por su ancho y pendiente dentro de una disposición espacial determinada. El ancho es función de las características del camino y del tamaño de los equipos de transporte y debe considerarse en el diseño del ángulo final del pit.

**Bermas de seguridad (catch-berm):** Son plataformas horizontales que cumplen tres objetivos principales:

- 1) Sirven para la recepción de material de derrames de bancos superiores, producidos por voladuras de las expansiones, caídas de materiales o deslizamientos.
- 2) Representan una ayuda desde el punto de vista geotécnico, ya que permiten descargar tensiones en los taludes de la mina, favorecer a la estabilidad y disminuir la altura inter rampas.
- 3) Permiten representar en el diseño minero, la presencia de rampas en las paredes del rajo, ya que generalmente, las últimas expansiones se diseñan sin accesos.

Generalmente, se sitúan entre un determinado número de bancos (10 a 15) y en las paredes finales, sobre todo en sectores de fallas principales. En algunas situaciones se diseñan de forma que puedan ingresar equipos para realizar la limpieza de los catch berm cuando están colmatadas de material, o sea, que el ancho es función de las dimensiones de los equipos de carguío que se utilizarán (25 a 40 m). En las paredes donde se desarrolla el sistema de rampas finales y no superen las alturas inter rampas, las mismas cumplen la función de catch berm.

**Ancho mínimo de carguío:** Se determina en función de los equipos involucrados en la operación de carga y transporte. El criterio de diseño considera el radio de giro de vaciado del equipo de carguío y un ancho de camión, asumiendo que el carguío se realiza por ambos lados. Esto se traduce en un mejor rendimiento del equipo, resultando la operación más productiva y eficiente. Además, se considera una berma de seguridad en la cresta del banco

y una distancia prudencial en el pie del banco para alejarse de la pared y evitar los derrames de bancos superiores.

El ancho mínimo de carguío eficiente (por ambos lados) muchas veces está afectado por situaciones operativas temporales, donde el ancho del frente de excavación es reducido y el equipo solamente puede cargar por un solo lado. Esto se presenta muchas veces en aperturas de fases, ingreso en rampa hacia un nuevo nivel, mantención de acceso para la perforación del banco, entre otros.

Una forma de determinar este ancho es con la siguiente fórmula:

$$AM = 2 + 2 + 2AC/2 + 2RC + BS$$

Donde

- AM = Ancho Mínimo de Carguío
- AC = Ancho de Camión
- RC = Radio de giro de Pal
- BS = Ancho Berma de Seguridad

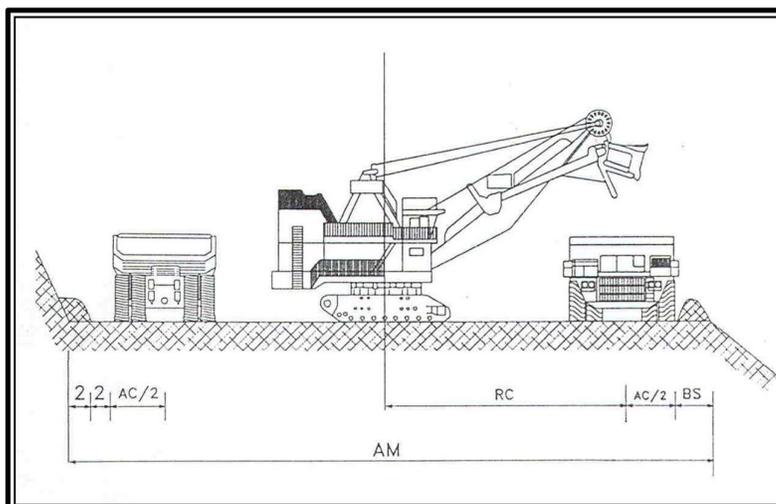


Figura 3 - Ancho mínimo de carguío realizado por ambos lados de la pala.

**Ancho mínimo de vías de transporte:** En las minas a cielo abierto, las vías de transporte se clasifican en función de las características y del uso para las cuáles fueron diseñadas. Las vías utilizadas para el acarreo de materiales se denominan caminos principales o rampas principales. Las dimensiones de los caminos principales de acarreo se establecen de acuerdo al tipo y características de los equipos principales de transporte (camiones de acarreo). Es muy común disponer caminos de transporte secundarios o temporales de ingreso a determinados frentes de excavación y que durarán poco tiempo, cuyo ancho es inferior al de los caminos principales. Estos también se utilizan para el acarreo de material. También, existen los caminos de servicios, que se utilizan para el ingreso de los equipos auxiliares y perforadoras hacia los sectores de perforación, o para la mantención de los pozos de bombeo, tendido eléctrico, etc. Son de dimensiones reducidas y de pendiente más elevada, y no se utilizan para el acarreo de material. La denominación de "rampas" se refiere generalmente cuando están diseñadas con una pendiente determinada y comunican los diferentes bancos o niveles de explotación. La pendiente de las rampas está en función de las características de

los camiones de acarreo utilizado (especificaciones técnicas del fabricante), generalmente las pendientes oscilan entre 8% y 12%.

Generalmente se consideran tres anchos de camión (AC), el espaciamiento entre camiones (EC y EM), la berma de seguridad (BS) en la cresta y una distancia contra el pie del banco para retener los derrames de bancos superiores (ZD). El ancho mínimo de la rampa (AR) se calcula de la siguiente forma:

$$AR = BS + 3AC + EC + EM + ZD$$

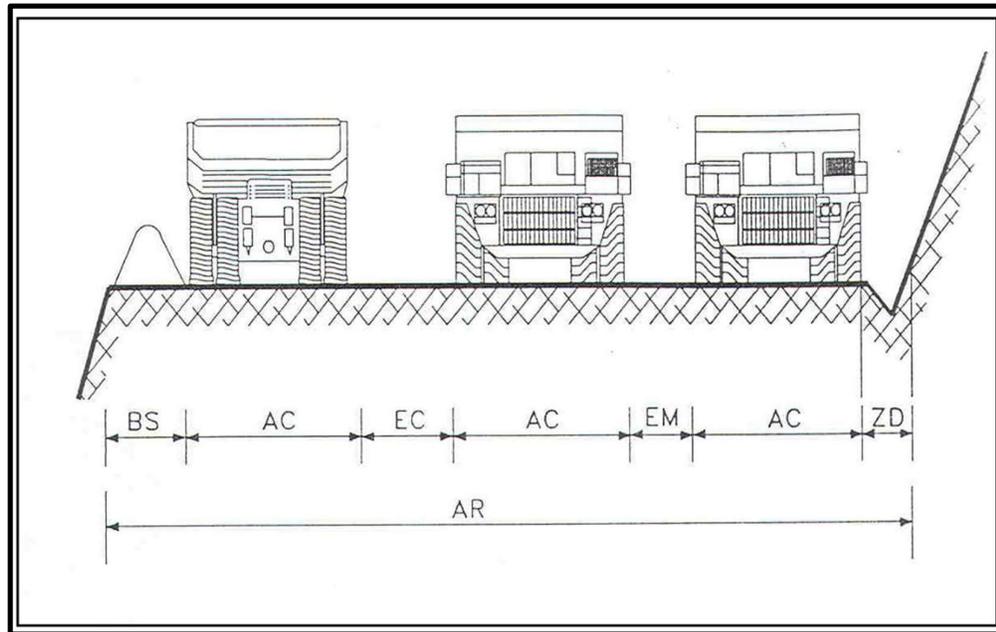


Figura 4 - Ancho mínimo vías de transporte

**Ancho mínimo de expansiones:** Cómo expansión se entiende al desplazamiento o apertura lateral de las paredes del pit al trabajar con diferentes fases o frentes de excavación, para lograr la profundización de la mina manteniendo la estabilidad de las paredes. Generalmente, se comienza la explotación de una mina con el desarrollo de una fase y al transcurso de un determinado período de tiempo se debe comenzar con la segunda fase, desde el nivel superior y profundizando por detrás de la primera fase. La distancia (ancho de expansión) entre la pared originada por la explotación de la primera fase y la pared que va desarrollando la segunda fase, debe ser tal que permita una operación eficiente del equipo de carguío operando por ambos lados.

**Ángulos de talud:** En el diseño de minas explotadas a cielo abierto, la principal restricción geométrica consiste en los ángulos de talud que soportan a las paredes del pit. En este contexto, el objetivo de los estudios de mecánica de rocas y estabilidad de taludes, es aconsejar acerca de cuál es el máximo ángulo que es posible alcanzar para dar estabilidad a las paredes. En muchas situaciones, el aumento del ángulo de talud permite reducir la extracción de estéril y aumentar la recuperación del mineral en profundidad, produciendo un mayor beneficio o retorno de la inversión. Sin embargo, este aumento provoca la disminución de la estabilidad de las paredes del pit, llegando a afectar directamente a la seguridad y

continuidad de la operación. El ángulo aconsejado depende entre otros factores, de la altura de la pared, de la calidad de la roca, de las condiciones estructurales (cuñas, fallas), de la variabilidad geológica, de las presiones hidrostáticas, etc. Dado que estos parámetros no son constantes a través de todo el yacimiento, se definen dominios geotécnicos, que representan zonas de características geológicas, estructurales y propiedades similares, en las cuales son aplicables determinados ángulos de diseño. Estas zonas, que representan los sectores de diseños, generalmente se denominan zonas de ángulos o roseta geotécnica.

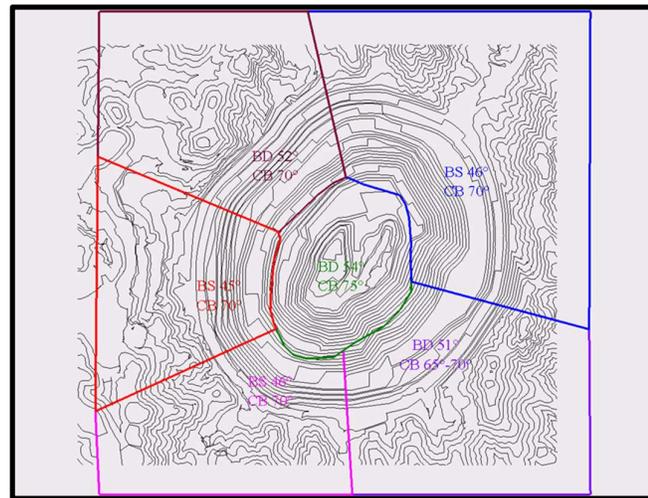


Figura 5 - Roseta Geotécnica

## 2.6 Parámetros operacionales de equipos

La elaboración de planes de producción requiere de información previa proporcionada por distintos departamentos de la empresa. Esta información incluye datos sobre tiempos, capacidad de equipos y rendimiento operativo, entre otros factores claves, los cuales se detallan a continuación.

- **Tiempo nominal:** representa las horas totales de cada turno de trabajo, como ser: 8 hs/turno para un turno de 8 hs de trabajo, 12 hs/ turno si el turno de trabajo es de 12 hs, 24 hs por día, 168 hs por semana, etc.
- **Mantenición:** se refiere al tiempo en que el equipo se encuentra en mantenimiento programado, o en reparación de algún imprevisto.
- **Tiempo operativo:** representa el tiempo en que el equipo se encuentra con operador asignado y listo para trabajar.
- **Reservas:** corresponde al tiempo en que el equipo, estando disponible, no cuenta con operador o se encuentra detenido por condiciones operativas o eventuales, como ser clima, exceso de equipos de una flota, etc.



- **Tiempo efectivo:** es el tiempo en que el equipo efectivamente realiza el trabajo para el cual fue diseñado, además incluye demoras no controlables, tales como espera por carguío, restricciones en las vías de acarreo, etc.
- **Demoras:** se refiere al tiempo perdido por demoras controlables, tales como revisión de neumáticos, carga de combustible, lubricación, cambio de turno, etc.
- **Disponibilidad mecánica:** es el porcentaje del tiempo nominal en que el equipo está disponible para realizar el trabajo para el cual fue diseñado. Esta información es suministrada por el área de mantenimiento para cada periodo del plan de producción, el cual es necesario para conocer el tamaño de la flota de los equipos que dispondremos para realizar la estimación de la producción. La ecuación utilizada es la siguiente:

$$\text{Disponibilidad} = \frac{\text{tiempo disponible}}{\text{tiempo nominal}} * 100$$

- **Utilización:** corresponde al porcentaje del tiempo nominal en que el equipo se encuentra con operador asignado y listo para trabajar. Este parámetro tiene relación con las condiciones operacionales de la mina, el cual expresa el uso que se les da a los equipos disponibles. Algunos de los aspectos que condicionan la misma son el número de operadores, clima, condiciones de trabajo, cambio de turno, exceso o falta de equipos, etc.

$$\text{Utilización} = \frac{\text{tiempo operativo}}{\text{tiempo disponible}} * 100$$

- **Imprevistos:** porcentaje de tiempo perdido por imprevistos que puedan ocurrir, por ejemplo, clima adverso. Un margen apropiado sería considerar un 5% del tiempo nominal.
- **Horas operativas:** corresponde al tiempo efectivo de trabajo, que se obtiene afectando el tiempo nominal por la utilización y disponibilidad de la flota de equipos:

$$\text{Hs Operativas} = \text{tiempo nominal} * \text{disponibilidad} * \text{utilización}$$

- **Productividad:** expresa la capacidad de producción de la flota por horas operativas. En el caso de equipos de carga y transporte se expresa en toneladas por horas operativas, en el caso de perforadoras se expresa en metros perforados por horas operativas, para equipos de empuje en metros cúbicos por horas operativas, etc.

$$\text{Productividad (t/hs op)} = \frac{\text{Producción total}}{\text{horas operativas}}$$



## 2.7 Planes de producción de minas a cielo abierto

Los planes de producción es un proceso donde se cuantifican las necesidades de recursos humanos, físicos y financieros que permitan materializar los objetivos de producción en el tiempo.

Los recursos humanos se refieren a los operadores de los diferentes equipos, supervisores, profesionales técnicos, personal de mantenimiento, administrativos, entre otros.

Los recursos físicos hacen referencia al tipo y número de equipos de producción principales y secundarios, con sus capacidades, eficiencia, insumos principales y plan de mantenimiento. Los financieros corresponden a las inversiones y costos operativos necesarios para llevar a cabo los programas de producción.

Mediante los planes de producción se establece la manera más conveniente de consumir las reservas contenidas en cada fase, con el objetivo de mantener un ritmo de producción uniforme en el tiempo para una determinada ley de corte y garantizar un flujo continuo de mineral a la planta de procesamiento.

Es muy importante que la misión u objetivo de la empresa y los criterios de planificación estén claramente definidos, y los planes estén desarrollados de tal manera de cumplir con esta misión empresarial.

La realización de los planes de producción es un proceso integrador, producto de variadas iteraciones y retroalimentación de información aportada por las diferentes áreas de la empresa, conformando con ello un proceso sistemático:

**Seguridad:** seguridad en la operación, procedimientos de trabajo, estándares.

**Finanzas:** precio de los metales, costos operativos, plan de inversiones de capital, plan de ventas.

**Mantenimiento:** facilita el plan de mantenimiento programado de los equipos utilizados en la explotación, de tal forma de obtener las disponibilidades de las diferentes flotas.

**Geología:** el modelo de bloques del yacimiento, indicando la distribución de las leyes, tipo de roca, litología de los diferentes sectores.

**Geotecnia:** los dominios estructurales en que se divide el yacimiento y los ángulos finales e inter rampas de cada uno.

**Operaciones de mina:** aporta criterios operativos de la explotación, como ser anchos mínimos, utilización y productividades de los equipos de acuerdo al sector que se encuentren, accesos a los diferentes niveles, mantención de vías de acarreo, trabajos civiles, entre otros.

**Concentrador:** suministra los datos de moliendabilidad y recuperación metalúrgica de acuerdo al tipo de roca, ley de alimentación, mantenimientos del triturador primario y línea de molienda.

**Topografía:** topografía superficial, estado actual de la mina, relevamientos.

**Dewatering:** niveles freáticos y ubicaciones de los pozos y estaciones de bombeo.

**Departamento eléctrico:** sistema de tendido eléctrico hacia los diferentes sectores de la mina a medida que avanza la explotación.

**Medio ambiente:** disposición de materiales para rehabilitación de botaderos, plan de cierre de mina.

### 2.7.1 Tipos de planes de producción

- **Planes de producción de largo plazo:** abarcan desde el inicio de la explotación hasta el agotamiento total de las reservas, divididos en periodos anuales. Su objetivo principal es determinar la vida útil de la mina, optimizar la secuencia de extracción para maximizar



el Valor Actual Neto (VAN) del proyecto, establecer la relación entre estéril y mineral, y definir las inversiones y necesidades de equipos futuros. Estos planes aseguran el suministro continuo de mineral a la planta de procesamiento, considerando la calidad y cantidad del material, así como las combinaciones óptimas entre diferentes fases (blending). Además, buscan maximizar los flujos de caja iniciales y minimizar el volumen de estéril.

- **Planes de producción de mediano plazo:** se realizan para un horizonte de tiempo comprendido entre tres a cinco años, dependiendo del tamaño de la operación y de las estrategias de la compañía. El propósito principal es cumplir con los lineamientos contemplados en el plan de largo plazo y es la base de la estimación y evaluación económica de la empresa, puesto que las decisiones que se adopten para este horizonte tendrán una flexibilidad a los cambios limitada. Asimismo, el nivel de detalles y la información necesaria es menor que los utilizados en los planes de corto plazo.
- **Planes de producción de corto plazo:** se realizan con un horizonte inferior a un año y están básicamente compuestos por programas semestrales, trimestrales, mensuales, semanales y diarios, por lo cual su detalle y concepción está fuertemente influenciada por la realidad operativa de la mina, detallando específicamente todas las actividades que se desarrollan en el periodo determinado. El principal objetivo es suministrar el mineral requerido por la planta de procesamiento en la cantidad y calidad correspondiente para una eficiente recuperación de los metales y garantizar las ventas comprometidas. Para conseguir este objetivo, el plan de corto plazo tiene que cumplir con las restricciones impuestas por el programa de mediano plazo, disponibilidad de equipos, mezcla de materiales proveniente de las diferentes fases, controlar la relación de destape para lograr el mineral expuesto en los diferentes periodos, las restricciones operativas de la mina, las condiciones de seguridad, los factores geotécnicos, entre otros.

## 2.8 Pioneering

Los planes de desarrollo, aperturas de frentes de explotación o simplemente *pioneering* se define como el conjunto de actividades preliminares necesarias para iniciar la apertura de las fases en los niveles superiores de una mina, donde el acceso de equipos de producción convencionales resulta restringido debido a las condiciones topográficas.

Estas labores comprenden la construcción de accesos, desquiches, perforación, voladura y remoción de material estéril utilizando equipos auxiliares como retroexcavadoras, martillos neumáticos, topadoras y perforadoras de pequeño diámetro. El objetivo principal es preparar el terreno para la posterior operación de equipos de carga y transporte de mayor envergadura. La planificación y ejecución del pioneering se enmarcan dentro del Plan de Minado a Largo Plazo (LOM), donde se establecen las secuencias óptimas para la apertura de cada fase, garantizando un flujo continuo de mineral hacia las plantas de procesamiento. La finalización de estas labores se determina cuando se alcanzan las condiciones de seguridad y operatividad requeridas para el ingreso de equipos de producción y se ha generado una plataforma de trabajo estable y adecuada.

La identificación de las áreas a ser explotadas mediante pioneering se realiza a través de la intersección entre las superficies topográficas y los diseños de cada fase, lo que permite determinar los límites finales para comenzar con las labores preliminares.

## 2.9 Tiempos de transporte

Los tiempos del proceso de transporte quedan representados por el “tiempo de ciclo” ( $TC$ ), que es el tiempo que tarda un equipo de transporte en completar un ciclo completo desde el equipo de carga (origen), transporte a botadero o triturador (destino) y regreso al mismo equipo de carga. Incluye, el tiempo de espera en el equipo de carga ( $tec$ ), maniobra de posicionamiento para la carga ( $tmc$ ), tiempo de carga ( $tcar$ ), tiempo de viaje cargado hacia el destino ( $tvc$ ), tiempo de espera para descargar ( $ted$ ), tiempo de maniobra para la descarga ( $tmd$ ), tiempo de descarga ( $td$ ) y tiempo de viaje vacío hacia el origen ( $tvv$ ). Los tiempos de ciclo deben considerarse en forma separada para mineral y estéril debido a que los recorridos o rutas de transporte de ambos tipos de materiales son diferentes. En la figura 6, se representa el ciclo completo del proceso de transporte y el tiempo total del ciclo es la sumatoria de los tiempos individuales expresados en minutos:

$$TC = tec + tmc + tcar + tvv + ted + tmd + td + tvv$$

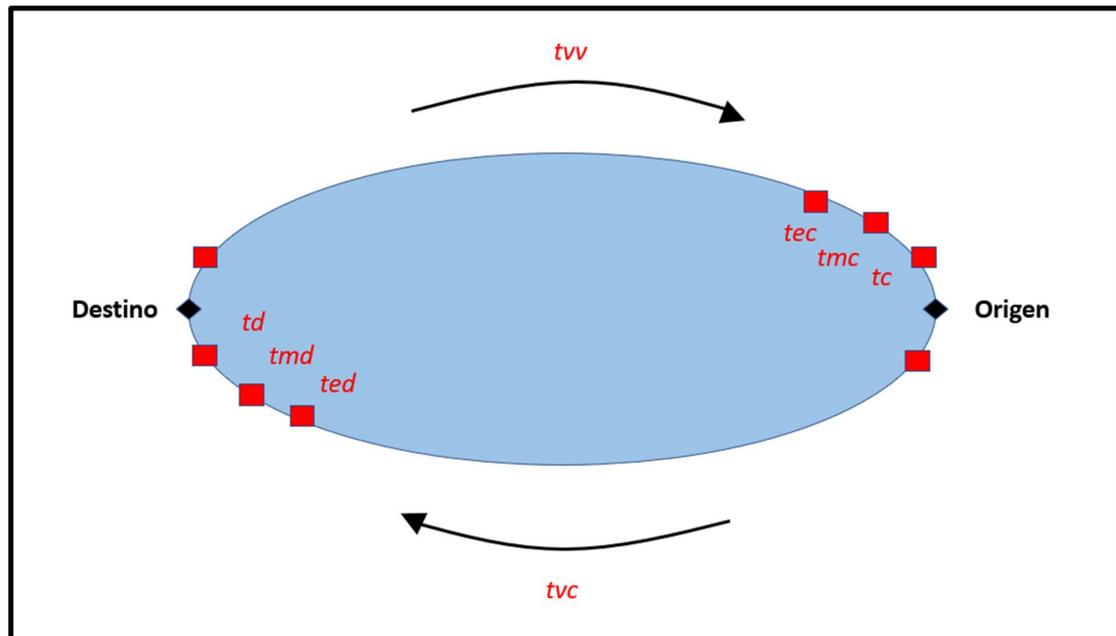


Figura 6 - Ciclo del proceso de transporte.

Para estimar los tiempos de espera, posicionamiento, carga y descarga se realizan análisis de tiempos en terreno o mediante los tiempos registrados en la base de datos del sistema remoto de despacho, obteniéndose tiempos promedios. La estimación de los tiempos de viaje, tanto cargado como vacío, es un proceso más complejo, donde es necesario determinar o diseñar las rutas de transporte por donde circularán los camiones en los diferentes periodos y las velocidades de los mismos.

## 2.10 Rutas de transporte

Las rutas de transporte hacen referencia a los recorridos realizados por los camiones de acarreo desde el punto de origen, que representa al sector de carga en los niveles o bancos de las diferentes fases, al punto de destino donde se produce la descarga del material en el triturador, botadero o stock. Las rutas están compuestas por tramos de diferente pendiente, destacándose los tramos de circulación por rampas, con pendientes máximas admisibles para el normal funcionamiento de los camiones, y los tramos con circulación horizontal en los niveles de carga y en los caminos hacia el triturador o botadero. En la construcción de las rutas se identifican dos tramos claramente diferenciados, con punto de unión en el ingreso a la mina. El tramo comprendido entre el ingreso y los niveles de carga del material en el interior del pit se denomina “perfil de transporte” y tiene un comportamiento dinámico en el tiempo, ya que cambia a medida que se avanza con la excavación de los bancos en los diferentes periodos del plan de producción. El otro tramo de la ruta está comprendido entre el ingreso a la mina y los diferentes destinos y prácticamente no sufre variaciones en el transcurso de los diferentes periodos, salvo en los puntos de descarga en los botaderos de acuerdo al aspecto constructivo de los mismos.

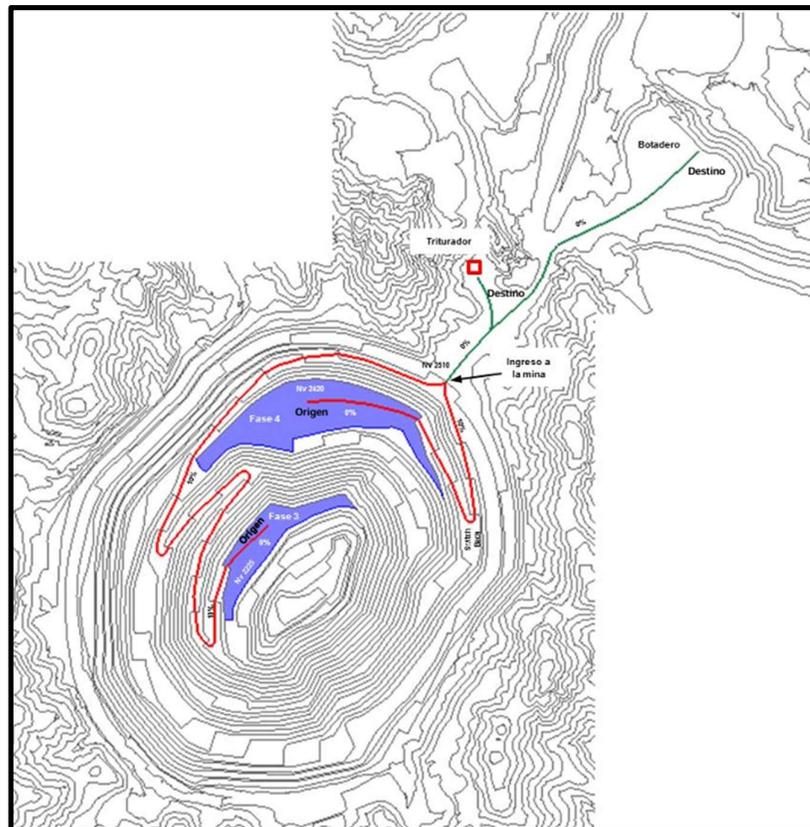


Figura 7 - Rutas de transporte.

La construcción de las rutas para cada nivel de la explotación, tiene como finalidad determinar las distancias de recorrido de los tramos que tengan la misma inclinación o pendiente, para luego calcular los tiempos de viaje de acuerdo a la velocidad de circulación correspondientes a cada tramo, tal como se muestra en la figura 8.

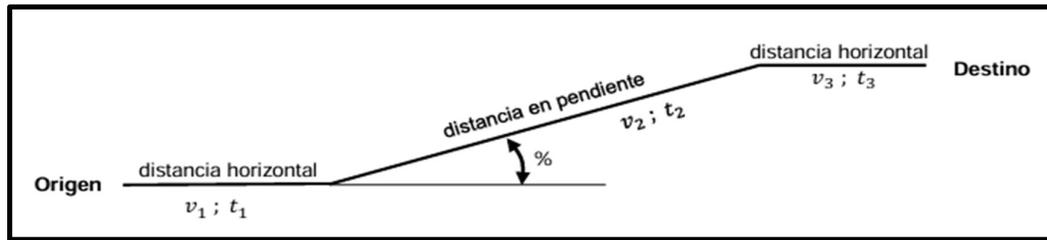


Figura 8 - Tramos de la ruta de transporte.

El origen se establece en el punto medio o baricentro de la geometría de cada banco y se determina la distancia de recorrido horizontal hasta el punto de ingreso al banco. Luego se determina la distancia en pendiente desde el banco correspondiente hasta el ingreso a la mina y finalmente la distancia horizontal hasta los puntos de descarga. El número de rutas a construir dependerá de la cantidad de bancos que se excavará en las diferentes fases para un periodo determinado y por modificación de la configuración de las rampas debido a cambios en la geometría de la mina.

## 2.11 Velocidades de circulación

La velocidad de circulación de los camiones por los diferentes tramos de la ruta de transporte representa un factor fundamental para la determinación del tiempo de ciclo y depende directamente de las pendientes de los caminos a recorrer y de la resistencia a la rodadura, la cual indica la fricción entre las cubiertas y la superficie del camino que actúa en oposición al movimiento del camión. En la imagen 9, se representan las velocidades que se deben considerar para el cálculo de los tiempos de ciclo, dependiendo de la condición de circulación del camión, en cuanto al desplazamiento (subiendo, bajando u horizontal) y el peso del camión (cargado o vacío).

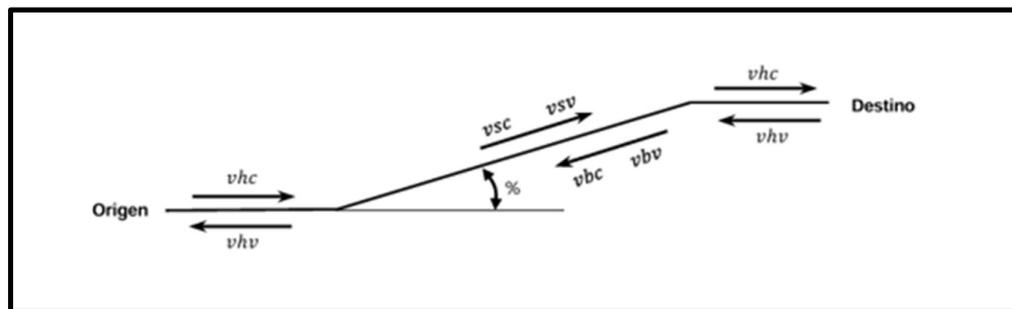


Figura 9 - Velocidades de circulación.

Donde:

- **vbc:** Velocidad en bajada cargado
- **vbc:** Velocidad horizontal cargado
- **vhv:** Velocidad horizontal vacío
- **vsv:** Velocidad en subida vacío
- **vsc:** Velocidad en subida cargado
- **vbv:** Velocidad en bajada vacío

Estas velocidades se obtienen a partir de las denominadas “curvas Rimpull”, que son características para cada modelo de camión. Estas gráficas permiten simular el comportamiento del camión dependiendo de la velocidad y la fuerza de tracción para determinadas condiciones de resistencia al movimiento, que lo representan la resistencia a la pendiente y la resistencia a la rodadura.

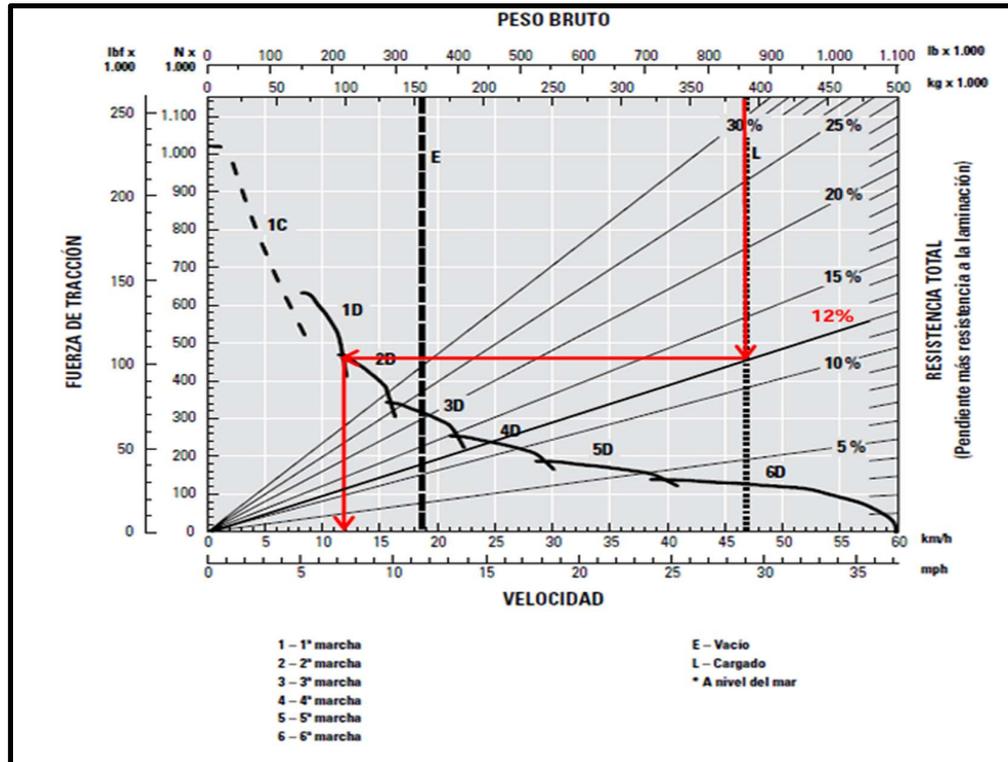


Figura 10 - Curva Rimpull - CAT 793F

La resistencia total que se opone al movimiento, expresada en %, está compuesta por la resistencia a la pendiente de la rampa y la resistencia a la rodadura que depende de las características del camino de acarreo.

$$RT = \text{Pendiente de la rampa (\%)} + \text{Resistencia a la rodadura (\%)}$$

### Capítulo III Situación actual de la mina

#### 3.1 Condición del periférico 2

El Periférico 2, una vía de acceso esencial al botadero B200 en el Pit BDLA, enfrenta una situación geotécnica crítica que pone en riesgo su estabilidad y funcionalidad. Minera Alumbraera encargó a la consultora Itasca (Empresa Chilena especializada en consultoría en geomecánica e hidrogeología) la realización de un estudio para verificar la estabilidad del talud noroeste del pit. En este estudio, se representó la inestabilidad de la Pared Noroeste mediante un modelo numérico 3D y se evaluó la condición geotécnica actual del ingreso al Periférico 2. Los resultados indican que un tramo de aproximadamente 120 m de este camino presenta un Factor de Seguridad (FS) que oscila entre 1.0 y 1.2, un valor significativamente inferior al umbral mínimo de 1.5 que suele aplicarse a infraestructuras de carácter permanente. Esta reducción en el FS es consecuencia directa de la inestabilidad progresiva que afecta a la Pared Noroeste, donde la movilización de un gran volumen de material, asociado a la falla de RON, ha generado un escenario de alto riesgo. En la figura 11 se puede observar la condición de estabilidad del Periférico 2 según el modelo numérico 3D.

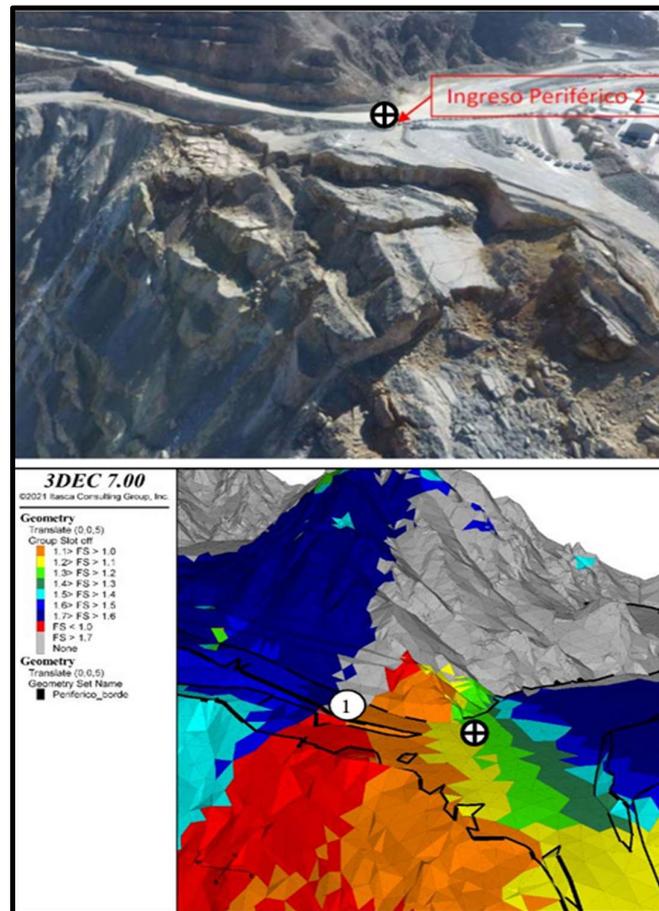


Figura 11 - Condición de estabilidad del Periférico 2. Condición observada en terreno (arriba) y resultados del modelo numérico (abajo). Fuente: Informe de ITASCA.



La situación actual del Periférico 2 conlleva una serie de dificultades operativas y de seguridad que complican la gestión diaria de la mina. En primer lugar, el bajo FS indica que el tramo afectado se encuentra en un estado cercano al colapso, lo que significa que cualquier perturbación adicional, ya sea por vibraciones de equipos, lluvias o un mayor deterioro del macizo rocoso, podría desencadenar un evento de inestabilidad. Este riesgo se ve agravado por la presencia de estructuras de falla con rellenos de yeso y arcillas, así como por la alteración hidrotermal de feldespatos, factores que reducen la cohesión del macizo y aumentan su susceptibilidad a deslizamientos.

Su restricción o cierre tendría un impacto inmediato en las operaciones, generando cuellos de botella logísticos y retrasos significativos en el plan minero. Al mantener el tránsito por un sector estrecho origina la disminución de la productividad y con ello el incremento de los tiempos de operación y los costos asociados, además se requerirá la implementación de protocolos de seguridad y monitoreo continuos.

### 3.2 Plan de cierre de mina (PCM)

La transición de las operaciones mineras en los pit BDLA y BED hacia la fase de cierre se materializó en mayo de 2017 y agosto de 2018, respectivamente. A partir de esos momentos, se iniciaron las actividades de cierre, enfocadas en la mitigación de los impactos ambientales y la restauración del sitio. Una de las acciones más relevantes consiste en la rehabilitación de los botaderos de estériles, mediante la aplicación de coberturas de material benigno.

El objetivo principal de estas coberturas es reducir la generación de drenaje ácido de roca (DAR), un fenómeno que se produce cuando los sulfuros presentes en el material estéril entran en contacto con el aire y el agua, generando compuestos ácidos que pueden contaminar las aguas superficiales y subterráneas. La cobertura actúa como una barrera física que impide la oxidación de los sulfuros y la generación de ácido.

Los diseños de las coberturas se basaron en estudios geotécnicos y modelos numéricos de simulación, considerando estándares internacionales y las condiciones climáticas locales. Se determinó que un espesor mínimo de 3 m de material estéril benigno sobre los taludes es el apropiado para garantizar la contención efectiva de las precipitaciones y minimizar la generación de percolados ácidos. Sin embargo, con el objetivo de incorporar un margen de seguridad adicional para hacer frente a posibles incertidumbres en el comportamiento a largo plazo de las coberturas, se estableció un factor de seguridad de 2, resultando en un espesor final de 6 m en los taludes.

Adicionalmente, para los botaderos más antiguos y de mayor altura, se aplicó un factor de seguridad de 3, alcanzando los 9 m de espesor en los taludes. Esta decisión se fundamenta en la necesidad de garantizar la estabilidad a largo plazo de estas coberturas y minimizar el riesgo de fallas. En el caso de las superficies planas de los botaderos, se estableció un espesor de cobertura de 1,5 m, suficiente para garantizar la uniformidad del terreno y facilitar las labores de revegetación.

La ejecución de los trabajos de cobertura se está llevando a cabo en dos etapas:

1. **Cobertura de taludes:** Los trabajos consisten en la descarga del material benigno con camiones CAT 793 sobre la cresta de los botaderos y con el apoyo de topadoras o dozer se procede al empuje del material hacia abajo para garantizar la distribución homogénea del material, limpieza del sector de descarga y la formación de la berma de seguridad.



2. **Cobertura de superficies:** Una vez cubiertos los taludes, se procede a cubrir las superficies planas de los botaderos con descarga de material benigno y planchado del material con topadoras y motoniveladoras para lograr una superficie uniforme para el proceso posterior de revegetación.

La selección del material benigno utilizado en las coberturas, se basó en criterios como su capacidad de neutralización de la acidez, su permeabilidad y su disponibilidad en el sitio. Se priorizaron materiales con un alto contenido de carbonatos, ya que estos minerales tienen la capacidad de neutralizar los ácidos generados por la oxidación de los sulfuros.

Además de la función de barrera, las coberturas de material benigno contribuyen a la revegetación del sitio, al proporcionar un sustrato adecuado para el desarrollo de la vegetación. La revegetación es una etapa fundamental en el proceso de restauración, ya que ayuda a estabilizar el suelo, mejorar la calidad del aire y recuperar la biodiversidad.

### 3.3 Ubicación del stock de benigno y botaderos

#### 3.3.1 Stock de benigno

El material benigno empleado para la rehabilitación de los botaderos circundantes al pit BDLA, fueron estratégicamente acumulados durante la fase de explotación en depósitos específicos, como el botadero B200, que fue conformado predominantemente con material estéril proveniente de los bancos superiores de las fases Sur y Este del pit, caracterizados por su contenido de Epidoto-Clorita, utilizado como material benigno.

A fin de cuantificar y localizar con precisión el material benigno disponible en el botadero B200, se llevó a cabo un detallado estudio que combinó técnicas de análisis de datos y trabajos de campo:

1. **Análisis de trazabilidad:** Se realizó un análisis exhaustivo de los registros históricos de despacho de material al botadero B200, almacenados en el sistema de gestión de flotas. Mediante la correlación de estos datos con los levantamientos topográficos realizados en distintas etapas de construcción del botadero, se logró obtener una estimación inicial de la ubicación espacial de los volúmenes de material benigno depositados.
2. **Campaña de perforación:** Para corroborar los resultados obtenidos en el análisis de trazabilidad y caracterizar de manera más precisa las propiedades geotécnicas y geoquímicas del material, se ejecutó una campaña de perforación en el botadero B200. Se perforaron un total de 24 pozos en diferentes sectores del botadero, con profundidades variables adaptadas a la topografía local, como se muestra en la figura 12.

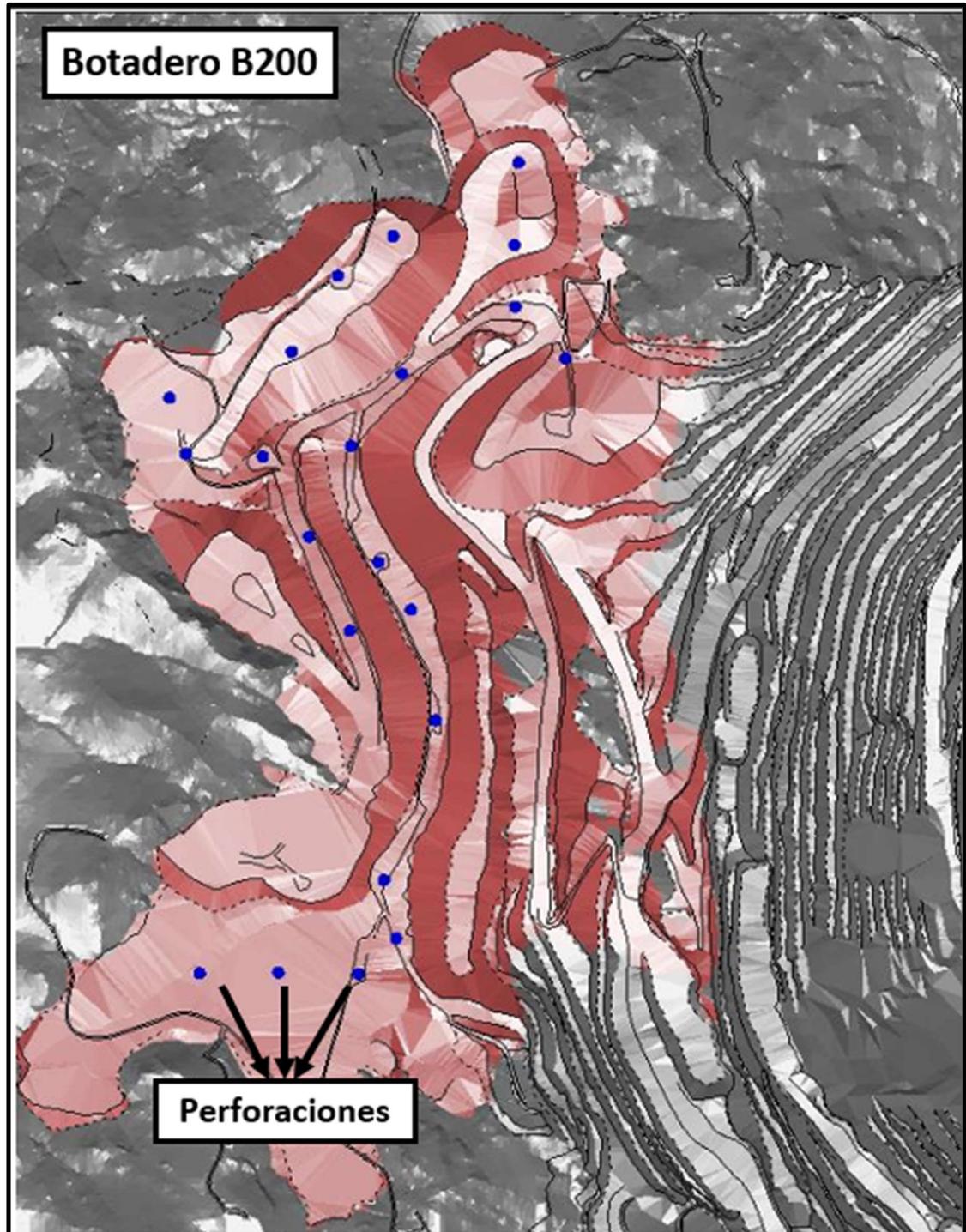


Figura 12 - Campaña de perforación en Botadero B200.

Las perforaciones realizadas, permitieron delimitar con precisión el volumen y la distribución del material benigno y estéril dentro del botadero B200. Se estimó un volumen total de 52,8 Mt de material benigno, el cual constituye el recurso principal para la remediación de los botaderos de la mina. Asimismo, se identificó un núcleo central de material estéril con un volumen aproximado de 9,5 Mt.

### 3.3.2 Ubicación de botaderos a rehabilitar

El material benigno proveniente del botadero B200 se destina principalmente a las labores de rehabilitación del talud y superficie de los botaderos externos, clasificados así debido a su ubicación fuera del área de influencia directa de BDLA.

La figura 13, nos presenta una vista general de la disposición de los botaderos externos. Al norte del pit BDLA se encuentran los botaderos Orica y Puente, mientras que el botadero SAM ocupa la zona noreste. Por último, el botadero Principal se localiza al este de la entrada al pit. Para una mejor identificación en las operaciones diarias, el botadero Puente se divide en el sector Puente Inferior y Superior, mientras que el SAM se clasifica en SAM Superior, Intermedio e Inferior.

Actualmente las tareas de rehabilitación se llevan a cabo en el Botadero SAM Inferior.

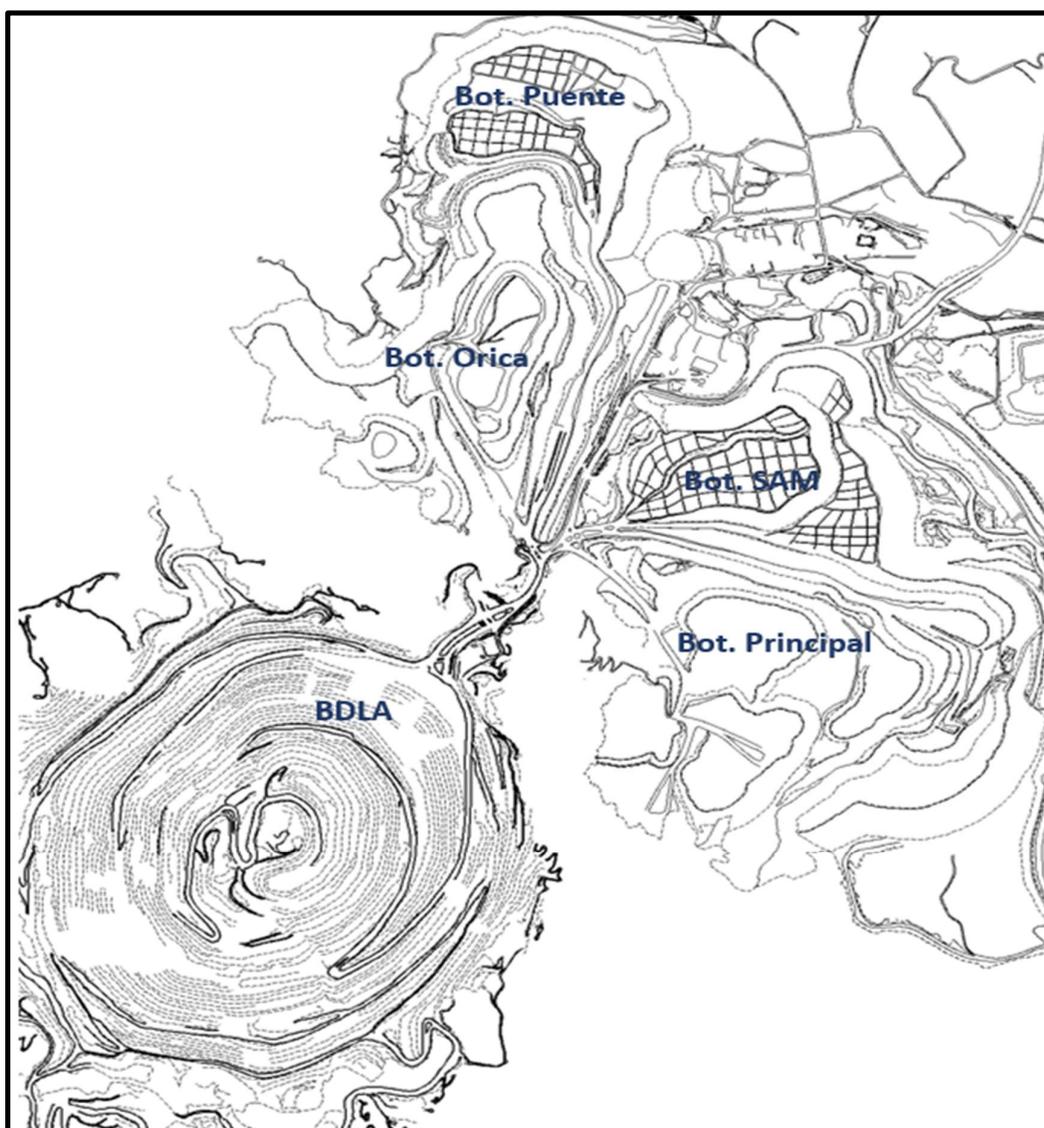


Figura 13 - Ubicación de botaderos externos.

### 3.4 Vías de transporte

La ruta de transporte del material benigno desde el botadero B200 hasta los botaderos externos, inicia desde los sectores de carga del botadero B200 y recorre una rampa que conecta con el Camino Periférico 2. Una vez en el Periférico 2, los camiones recorren aproximadamente 2,2 km hasta alcanzar el bulevar. Previo a esto, deben atravesar un sector crítico de aproximadamente 220 m de longitud y anchos que varían entre 15 a 20 m, denominado "sector estrecho".

Esta situación geométrica del camino, como consecuencia del deslizamiento de la falla de Ron ubicada en la pared Noroeste del pit BDLA, origina restricciones que limitan el tránsito de los camiones de forma simultánea, lo cual disminuye las productividades. Al superar el sector estrecho, los camiones continúan durante aproximadamente 2 km hasta llegar a los botaderos, destino final del material benigno. En la figura 14 se ilustra la ruta de transporte desde el B200 hasta el botadero SAM y Principal.

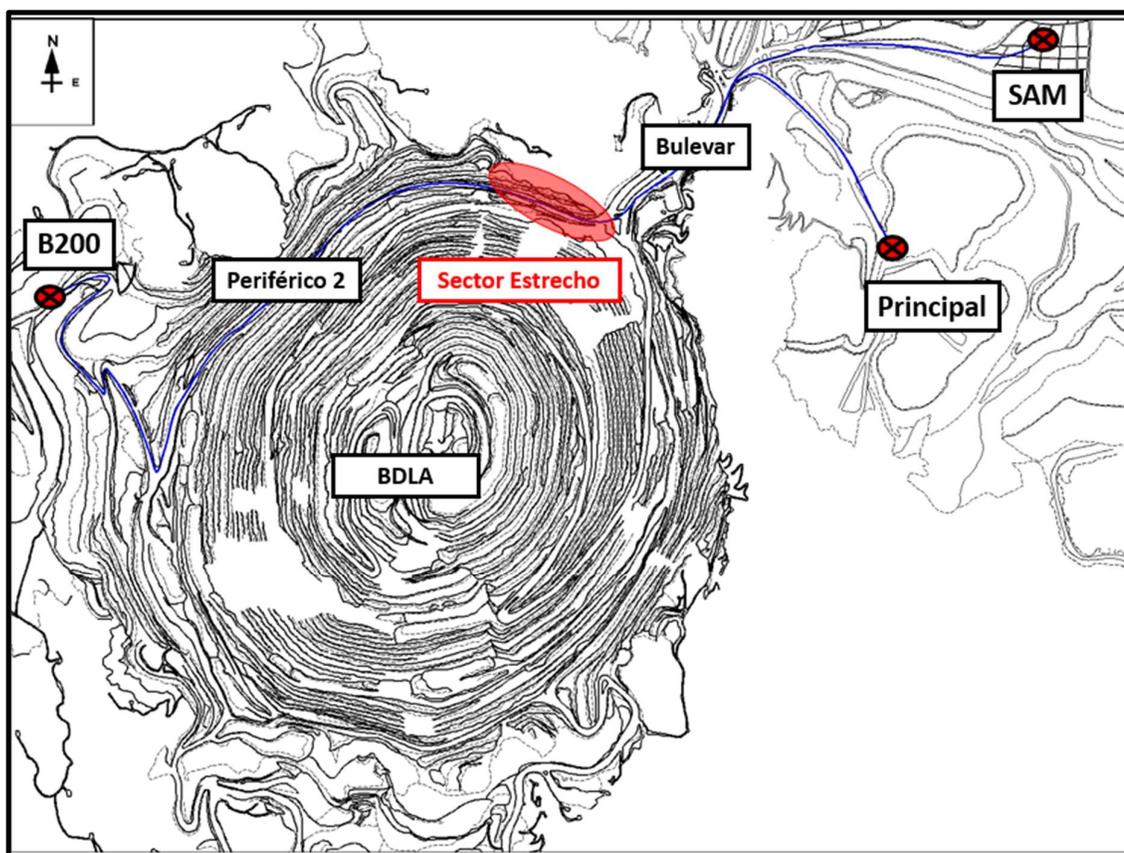


Figura 14 - Ruta de transporte de material benigno.

### 3.5 Proceso de descargas y control de segregación

El proceso de la cobertura de los taludes se realizará mediante el vertido parcial del material benigno con camiones de acarreo CAT 793 en la cresta de cada talud, el cual es empujado en su totalidad con una topadora sobre orugas cuya función es perfilar el avance horizontal de la cobertura.

Para minimizar la segregación en el talud, se implementa una estrategia de descargas que combina materiales de diferentes granulometrías provenientes de diversas fuentes de benigno. Esto permite obtener una cobertura más homogénea, al distribuir de manera uniforme los tamaños de partícula a lo largo de toda la extensión. El espesor de cada capa se controla topográficamente, ajustando la posición de la cresta o pata del botadero conforme al diseño establecido.

La cobertura superficial se ejecuta mediante la disposición de acopios de material benigno de granulometría controlada sobre el piso del botadero, los cuales son perfilados con topadoras sobre orugas y motoniveladoras para obtener una superficie homogénea y que promueva la infiltración de agua y optimice la eficiencia de la cubierta de retención. Se busca alcanzar un espesor mínimo de 1,5 m, favoreciendo así la retención de humedad y la estabilización del material.

Para garantizar una adecuada preparación del terreno para la revegetación, se controla que el tamaño del material no supere los 20 cm. En caso de predominancia de fracciones gruesas, se realiza una selección y mezcla del material en los frentes de carga, incorporando material fino proveniente de otros stocks. Esta preparación es fundamental para el éxito de la revegetación posterior, que se lleva a cabo mediante la plantación de especies autóctonas producidas en los viveros que posee la empresa en el sitio. En la figura 15 se observa la descarga de acopios sobre la superficie y el talud.



*Figura 15 - Descarga de material benigno por camiones CAT 793 en botadero. Izquierda descarga en superficie y derecha descarga en talud.*

### **3.6 Flota de equipos disponibles**

Los equipos actualmente disponibles para la ejecución del Plan de Cierre de Mina se detallan en la Tabla 1, junto con sus parámetros operacionales claves: disponibilidad, utilización y productividad. Estos parámetros, basados en el rendimiento histórico de los equipos y ajustados por envejecimiento, son los que se utilizan actualmente para la planificación de las operaciones del PCM.

Equipo	no.	Productividad	Disponibilidad	Utilización
Pala Bucyrus BE 495	1	2900 [t/hs op]	80%	75%
Camion CAT 793	5		80%	85%
Perforadora Pantera Tamrock 5"	1	19 [m/hs op]	88%	85%
Perforadora DMM2 9 7/8"	1	18 [m/hs op]	87%	81%
Perforadora DMH 12 1/4"	1	18 [m/hs op]	87%	85%
Dozer CAT D11	1	300 [m3/hs op]	75%	80%
Dozer CAT D10	1	200 [m3/hs op]	70%	65%
Topadora s/ruedas	1		70%	60%
Retroexcavadora	1		70%	55%
Motoniveladora	1		70%	65%
Aguatero	1		70%	45%
Rockbracker	1		70%	55%

Tabla 1 - Equipos y parámetros operativos.

La productividad de los equipos se expresa según la función que desempeñan, como ser las palas y camiones se expresan en toneladas por horas operativas (t/h op), las perforadoras en metros por hora operativa (m/h op) y los dozer en metros cúbicos por hora operativa (m<sup>3</sup>/h op). Los equipos auxiliares, como retroexcavadoras y rock breakers, se evalúan como un porcentaje de la productividad de los dozers.

Actualmente, los trabajos del Plan de Cierre de Mina se llevan a cabo en un turno diurno de 12 horas. En la Figura 16 se muestran imágenes de los equipos disponibles.

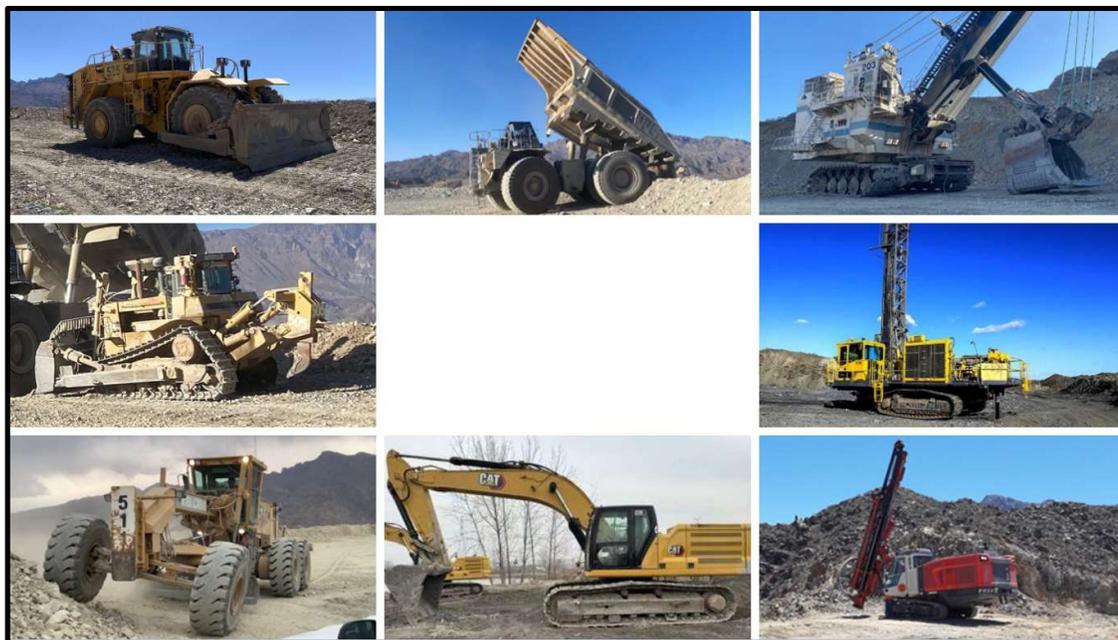


Figura 16 - Equipos disponibles.

### 3.7 Controles geotécnicos

Durante los trabajos de descarga de material benigno en los botaderos tanto en talud como en superficie, se emplean Inspecciones Visuales semanales y mensuales realizadas por el personal de Geotecnia, que consisten en recorridos por todos los sectores operativos y por aquellos sectores donde se completó la rehabilitación.

Dentro de las características que se deben analizar en cada recorrido podemos mencionar:

- Estado del piso
- Asentamientos
- Deformaciones
- Agrietamientos
- Rechazos verticales
- Altura de bermas
- Ángulo de reposo

Como complemento mensual, se dispone de un informe del Monitoreo Satelital realizado con el satélite Sentinel-1 de la empresa DARES.

Para el pit BDLA, además de disponer del monitoreo visual y satelital, tiene instalado un monitoreo por radar el cual es también complementado con la instalación de extensómetros en sectores de agrietamiento puntuales.

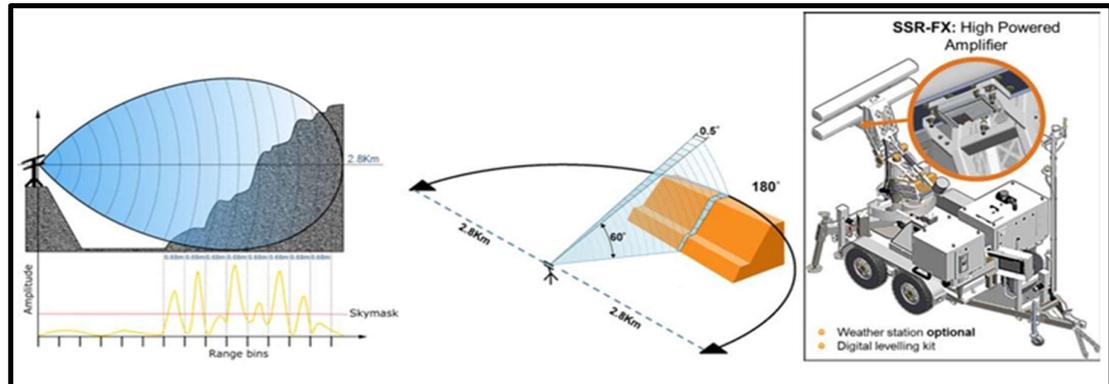


Figura 11 - Esquema de amplitud del radar y figura de Radar.

El Radar SSR-FX de la empresa Ground Probe emite un haz de microondas que barre en forma continua toda el área de escaneo seleccionada, para luego calcular a través de un algoritmo específico la deformación de esta misma.



Figura 12 - Versiones de Radares – Anterior (izquierda) y actual (derecha).

El Radar continuamente escanea la sección de la pared seleccionada y compara la medición de distancia del actual barrido con la del barrido inicial. Si la distancia varía, entonces el software del Radar automáticamente detecta esta variación, la cual puede ser producto de movimiento del talud.

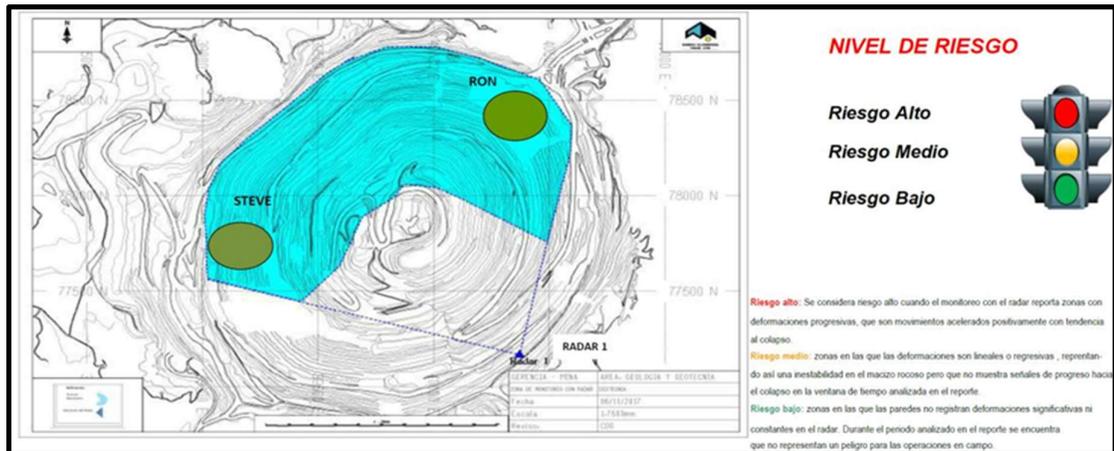


Figura 13 - Reporte actualizado del radar emitido por Geotecnia.

## Capítulo IV

### Caso de aplicación - Diseño de la expansión del periférico 2

Este capítulo tiene por objeto realizar el diseño geométrico de la expansión del sector crítico del periférico 2 y a partir del mismo la generación de los sólidos correspondientes a cada banco y las áreas de perforación. Además, se procederá a calcular los tonelajes de cada banco y los metros de perforación. Este proceso se llevará a cabo mediante el uso del software minero Minesight 3D.

El sector donde se llevará a cabo el diseño de la expansión, que abarca el sector crítico estrecho del periférico 2, se muestra en la Figura 20. El diseño abarcará una extensión de aproximadamente 590 m, mayor al sector crítico debido a aspectos de diseño y de seguridad.



Figura 14 - Área donde se llevará a cabo el diseño de expansión del Periférico 2.

#### 4.1 Parámetros geométricos del diseño de expansión

Uno de los factores relevantes en el diseño son los ángulos máximos admisibles que soportan las paredes de los sectores del pit, como ser los ángulos finales (AF), inter rampa (AIR) y de cara de banco (ACB). Esta información es suministrada por el área de Geotecnia mediante la zonificación de ángulos representados por la roseta geotécnica, que proporciona una visión clara de las características estructurales del macizo rocoso. En la figura 21 se muestra la roseta geotécnica para el pit BDLA, indicando las diferentes zonas geotécnicas que se divide el yacimiento y los ángulos correspondientes.

En este caso, el sector de estudio se ubica en la Zona 1 donde se recomienda utilizar banco simple, ángulo inter rampa de  $43^\circ$ , ángulo de cara de banco de  $75^\circ$  y bancos de 17 m, altura utilizada durante la vida operativa de la mina.

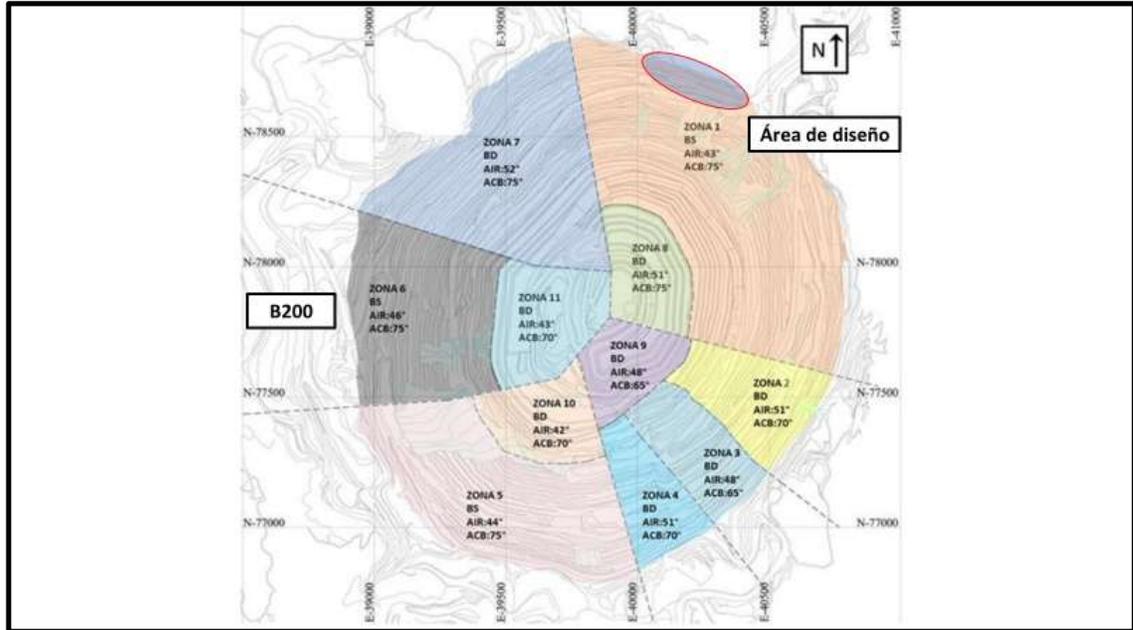


Figura 15 - Localización del área de diseño dentro de la roseta geotécnica.

Con esta información se procede a calcular los parámetros geométricos utilizados en el diseño de la expansión, como ser la distancia pata-pata (PP), la Quebradura (Q) y la Berma (B), como se indica en la figura 22.

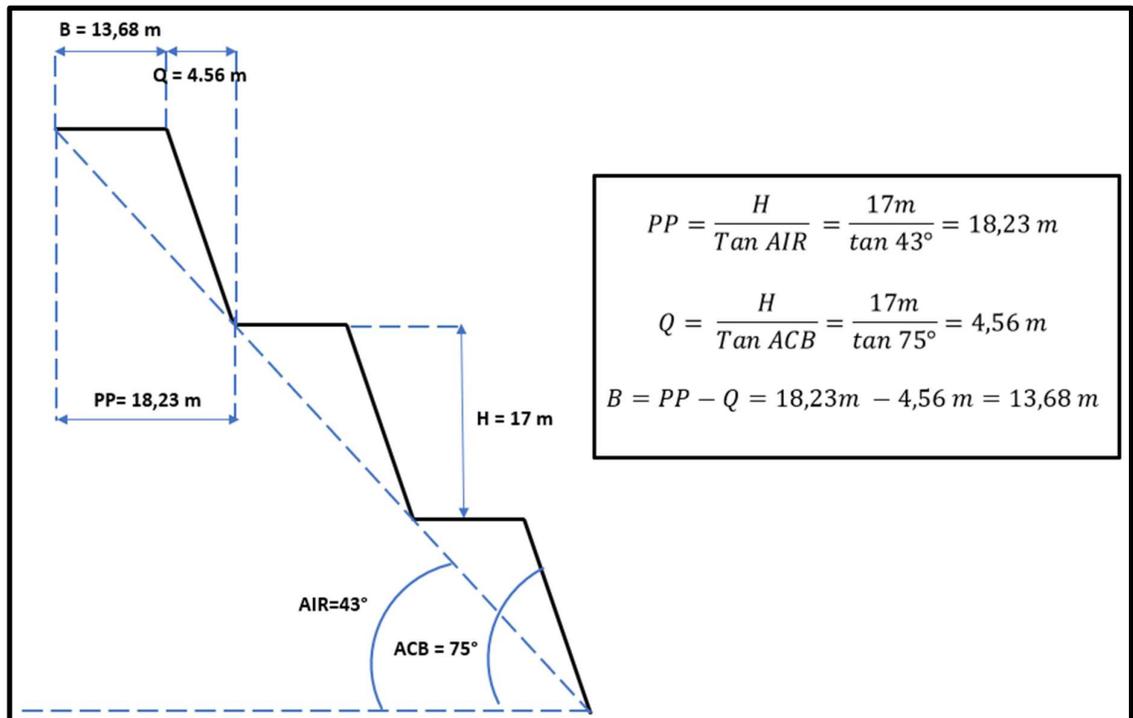


Figura 16 - Valores de los parámetros geométricos a utilizar en el diseño.

## 4.2 Diseño de la expansión

En primer lugar, se estableció la línea base, correspondiente al desplazamiento del periférico 30 m hacia el interior a lo largo de una distancia de 590 m tal como se indica en la figura 23. La nueva traza del periférico comienza en la cota 2509 en el sector del bulevar hasta la cota 2543, uniéndose con la traza actual del periférico, con pendiente promedio del 5,7%.

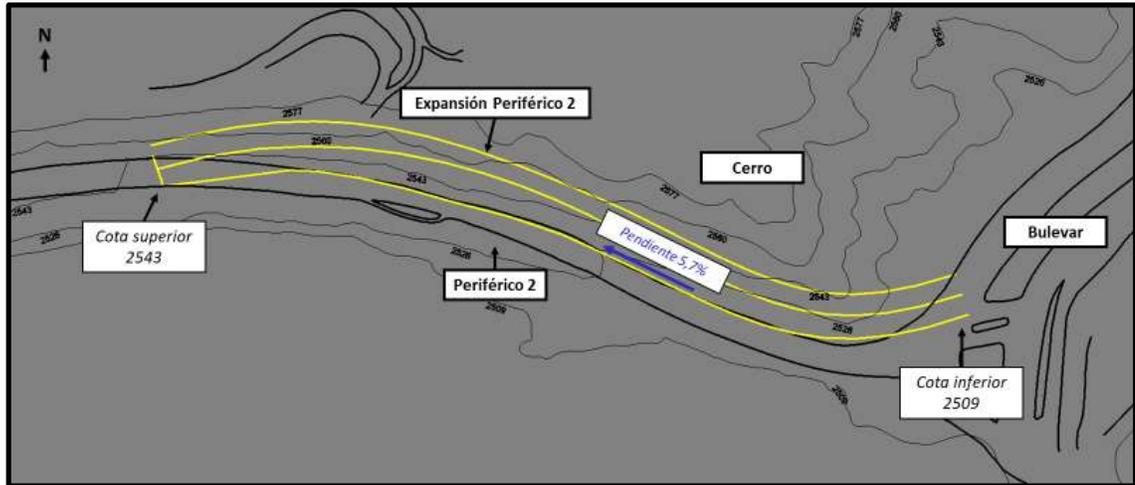


Figura 17 - Línea base expansión del Periférico 2.

A partir de esta línea base se procedió a realizar el diseño de los bancos mediante el uso del módulo “Pit Expansion” de Minesight, el cual permite diseñar las patas y crestas de los bancos introduciendo los parámetros geométricos calculados anteriormente, como se muestra en la figura 24.

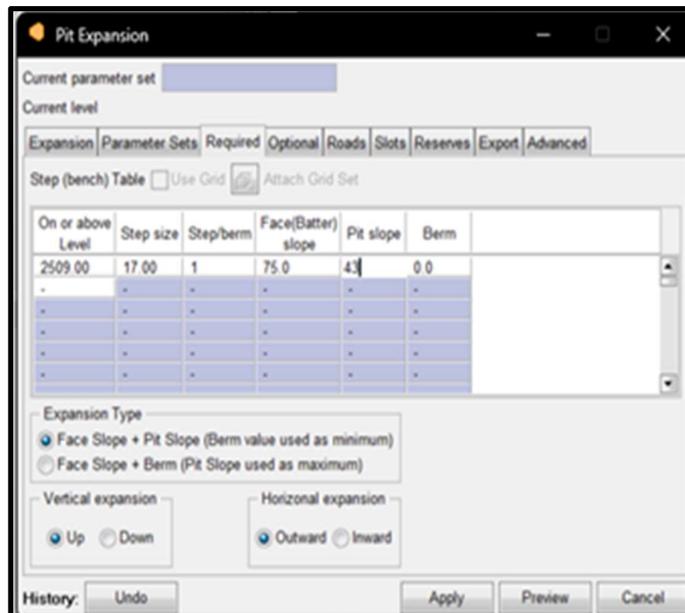


Figura 18 - Parámetros geométricos introducidos en el módulo “Pit Expansion” de Minesight.

La figura 25 indica el diseño final de la expansión, donde las líneas de patas están representadas en color azul y las crestas en color magenta. La aplicación de la herramienta se detalla en el Anexo I.

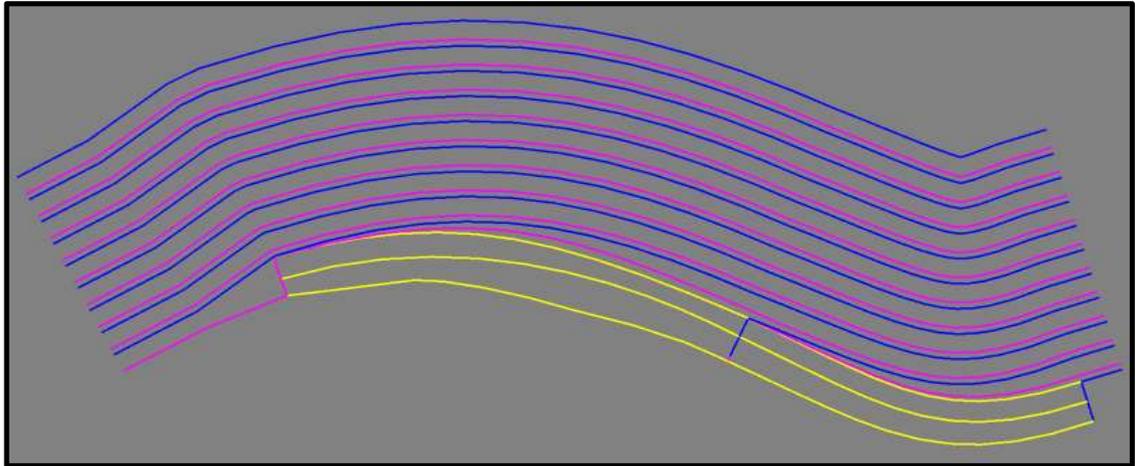


Figura 19 - Patas y crestas del diseño final de expansión.

Una vez establecidas las líneas que definen las patas y crestas del diseño, se realizó la triangulación del diseño, resultando un modelo tridimensional, el cual se utilizara para realizar la intersección con la topografía actual y proceder a determinar el área que abarca el diseño y con ello realizar los cálculos posteriores, como se observa en las figuras 26 y 27.

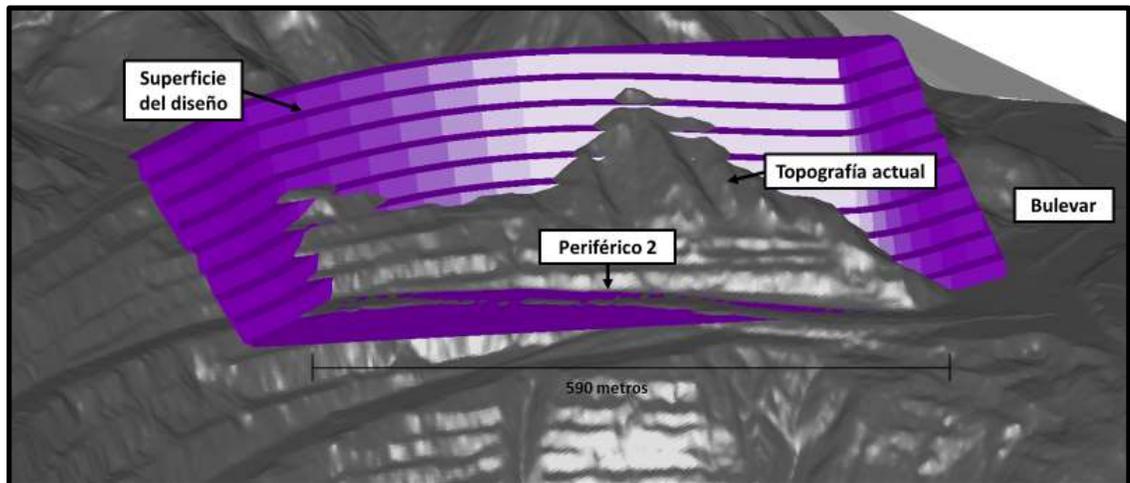


Figura 20 - Superficie del diseño de expansión del Periférico 2, sobre la topografía actual del BDLA.

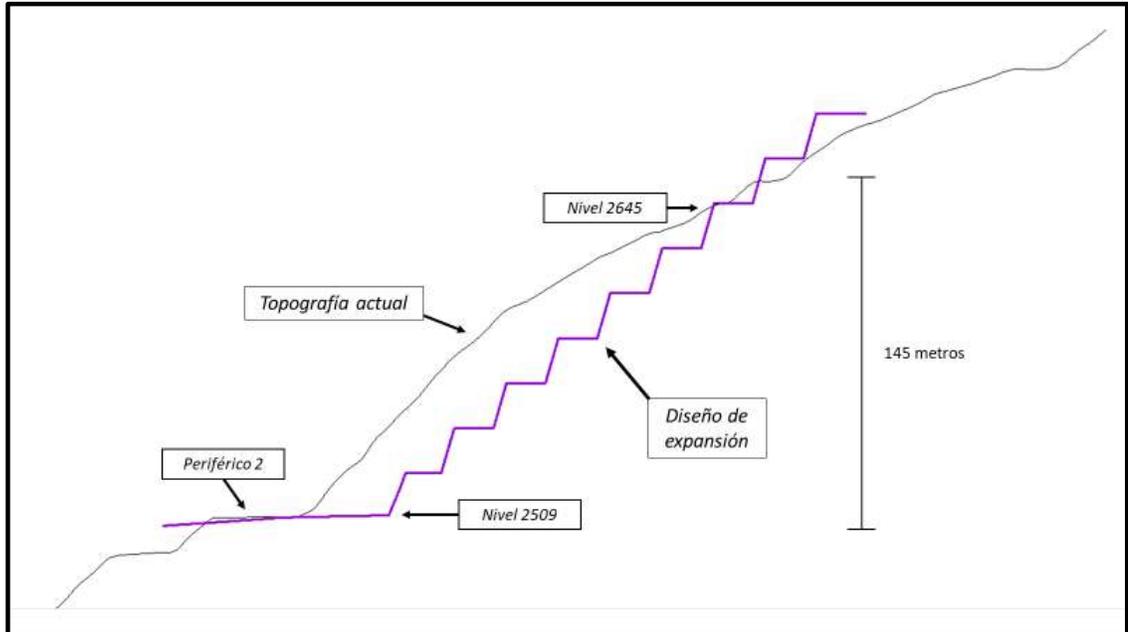


Figura 21 - Vista de perfil de superficie del diseño de expansión con la topografía actual.

Como se observa en la figura 26 y 27, este diseño abarca una altura vertical máxima de 145 m, que abarca los niveles 2509 hasta al 2645, y se desarrolla en 9 bancos de 17 m de altura cada uno. En sentido este-oeste, el diseño se extiende a lo largo de 590 m.

### 4.3 Determinación de tonelajes por banco

A partir del sólido generado por la intersección del modelo tridimensional del diseño y la topografía actual (como se muestra en la figura 28), se estima un volumen total de **820.766** m<sup>3</sup> de material a extraer en el proyecto de expansión. Considerando una densidad promedio de 2,7 t/m<sup>3</sup>, se obtiene un total de **2.216.069** t de material in situ. Los pasos detallados del proceso de generación del sólido mediante el software Minesight, se encuentran disponibles en el Anexo II.

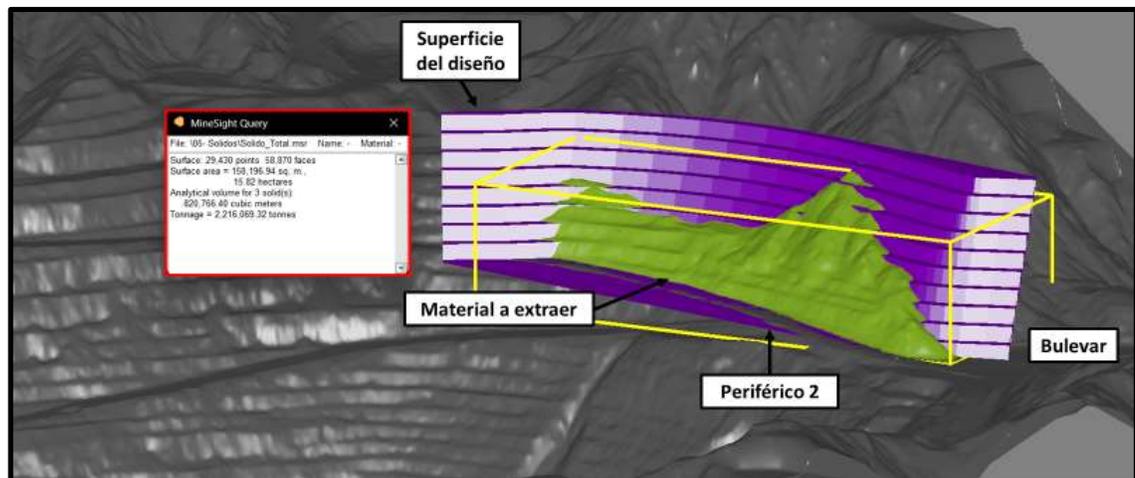


Figura 22 - En verde, material proyectado a extraer para la expansión del Periférico 2.

Para la obtención de los volúmenes y tonelajes de cada banco, se crearon *planos de fase*, tal como se puede observar en la figura 29 (plano de fase banco 2577). Dichas superficies están compuestas por un plano horizontal cuya cota pertenece al nivel del banco a determinar y un plano inclinado con el ángulo de cara de banco (ACB) igual a  $75^\circ$ , interceptadas en la línea de pata del banco.

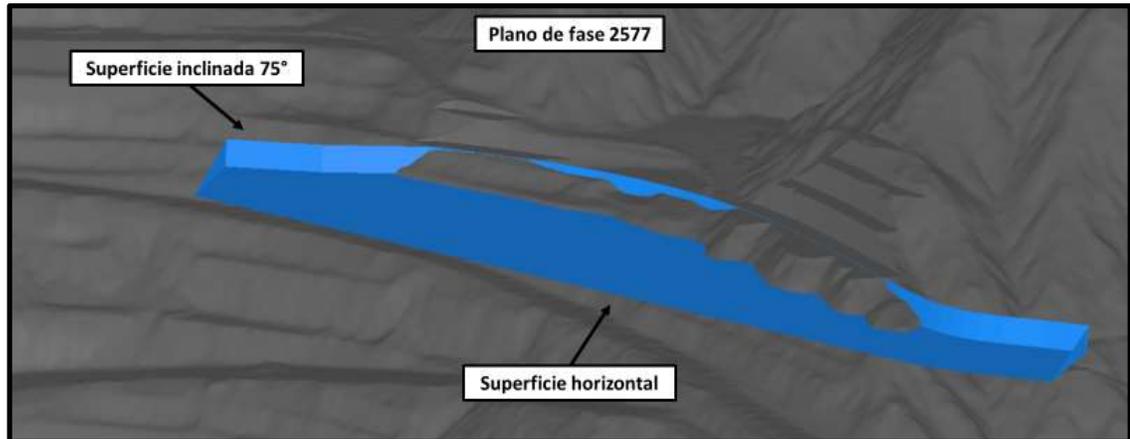


Figura 23 - Plano de fase del banco 2577.

Luego, se realiza la intersección entre los planos de fase y la topografía de cada banco para obtener el sólido geométrico que representa el volumen del material y el tonelaje correspondiente. En la figura 30, se observa el sólido geométrico obtenido para el banco 2577 y la topografía resultante. En los Anexos III y IV se detallan los procesos de obtención de los planos de fases y los sólidos de cada banco mediante el software, respectivamente. Para la correcta comprensión y gestión del proceso, se realizó el banqueo de forma descendente. Cada corte se ejecutó sobre la topografía modificada por el corte anterior, lo que permitió seguir una secuencia clara y obtener una estimación más exacta del volumen de material a extraer.

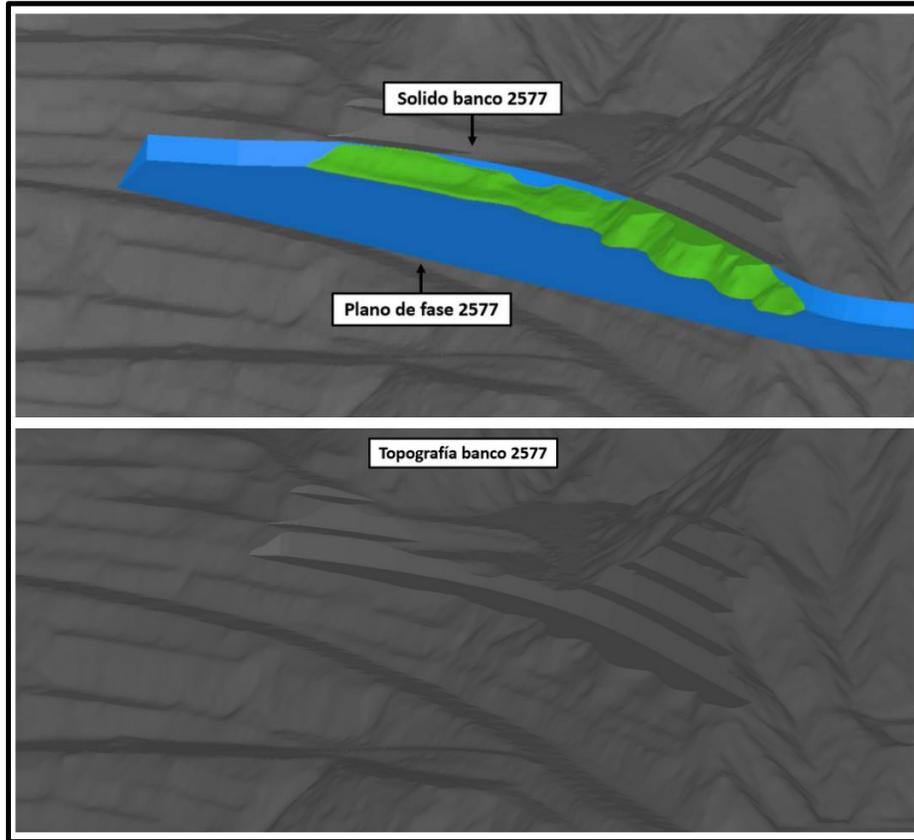


Figura 24 - Sólido geométrico del banco 2577 y topografía resultante.

Como medio de verificación, se utilizó la herramienta “Autoslice” de Minesight, la cual permite calcular de forma precisa y automática los volúmenes de material de cada banco a partir del sólido obtenido de la intersección entre la topografía original y la superficie de diseño, como se muestra en la figura 31. En el Anexo V se detalla el uso de la herramienta.

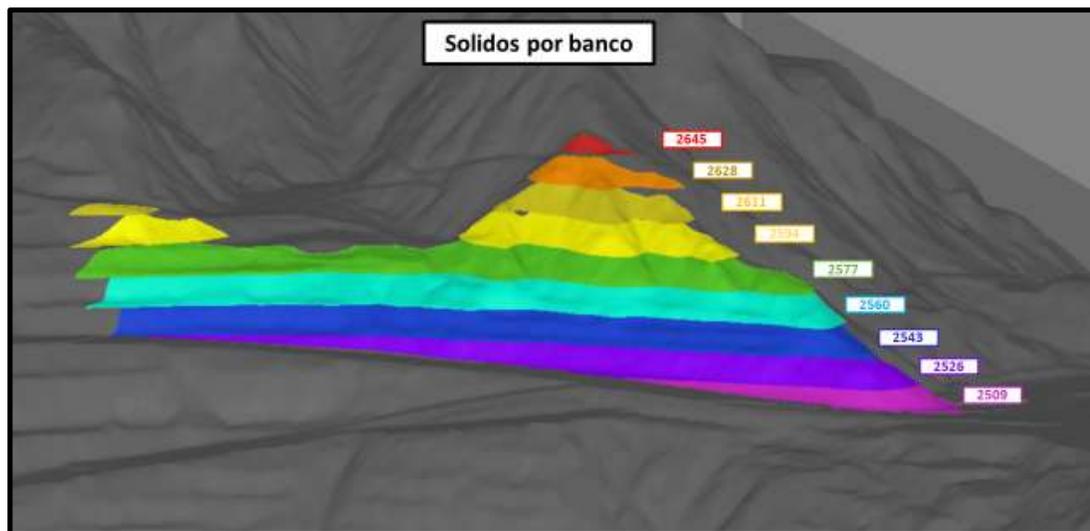


Figura 25 -Sólidos obtenidos con “Autoslice”, diferenciados por colores.



Los volúmenes y tonelajes resultantes de cada banco se detallan en la Tabla 2.

<b>Nivel</b>	<b>Volumen [m3]</b>	<b>Tonelaje [t]</b>
2645	1.306	3.526
2628	10.301	27.813
2611	26.847	72.488
2594	58.329	157.489
2577	136.407	368.299
2560	193.753	523.132
2543	204.573	552.346
2526	155.479	419.792
2509	33.772	91.185
<b>Total</b>	<b>820.766</b>	<b>2.216.069</b>

Tabla 2 - Volúmenes y tonelajes de cada banco.

#### 4.4 Determinación de la topografía de mina en las distintas etapas

Al realizar los cortes sucesivos en la topografía, se puede visualizar de manera clara y progresiva cómo evoluciona el terreno a medida que se extraen los diferentes bancos. Esta secuencia de cortes nos permite simular la remoción del material y la transformación del relieve.

El proceso secuencial implica utilizar la topografía resultante de cada corte como base para el siguiente, es decir, se extrae el material, representado por los sólidos geométricos, del banco superior y obtener la nueva superficie para extraer el banco inferior. Este proceso se repite hasta alcanzar las cotas inferiores de diseño.

Utilizando el software, se generaron cada topografía mediante la intersección del plano de fase del banco con el modelo digital del terreno existente. El proceso completo se detalla en el Anexo VI. En las figuras 32 y 33 se muestra la secuencia de banqueo y las topografías resultantes, resaltando en color el material a ser removido en el banco inferior.

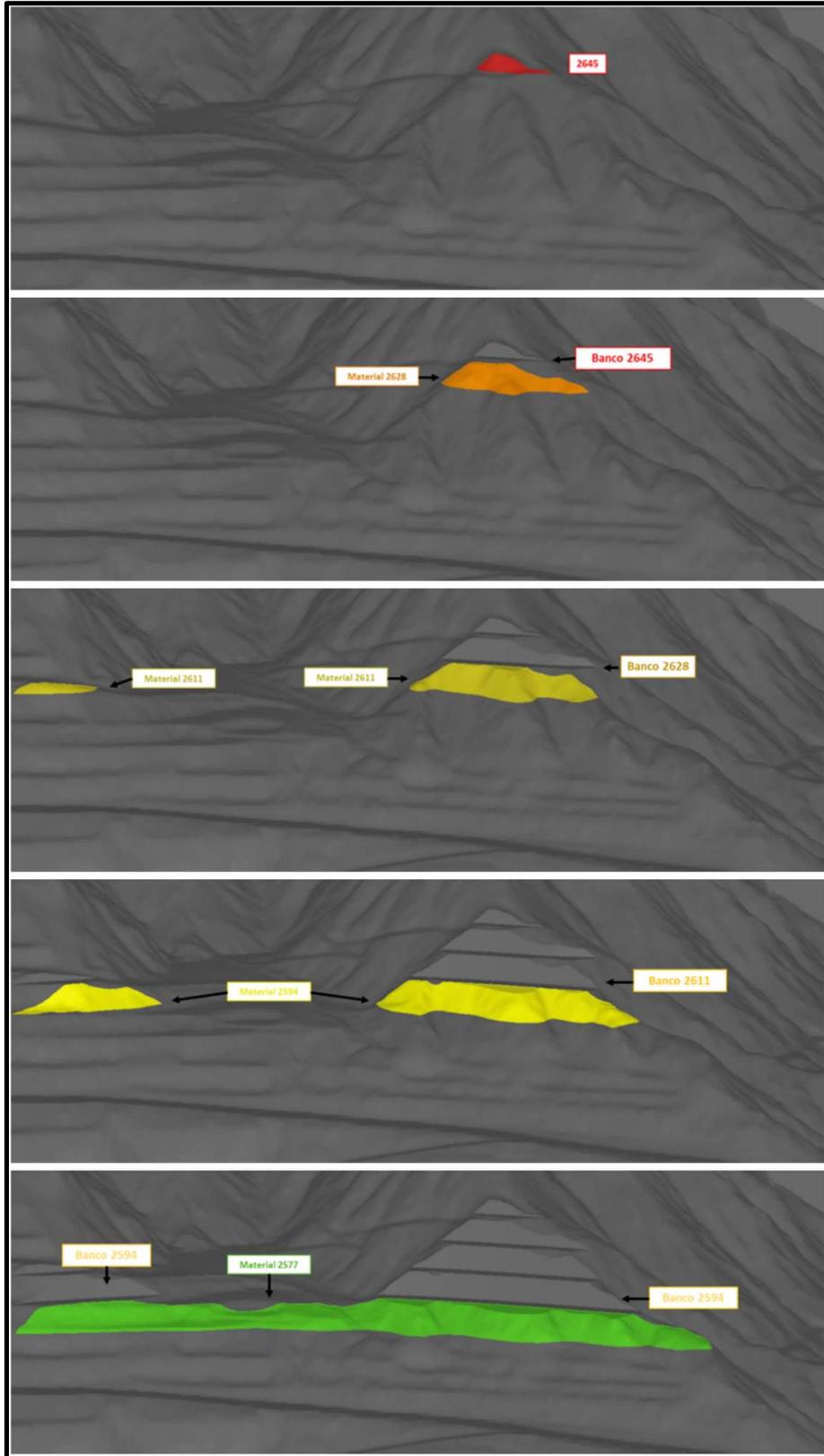


Figura 26 - Topografía resultante bancos 2645 al 2594.

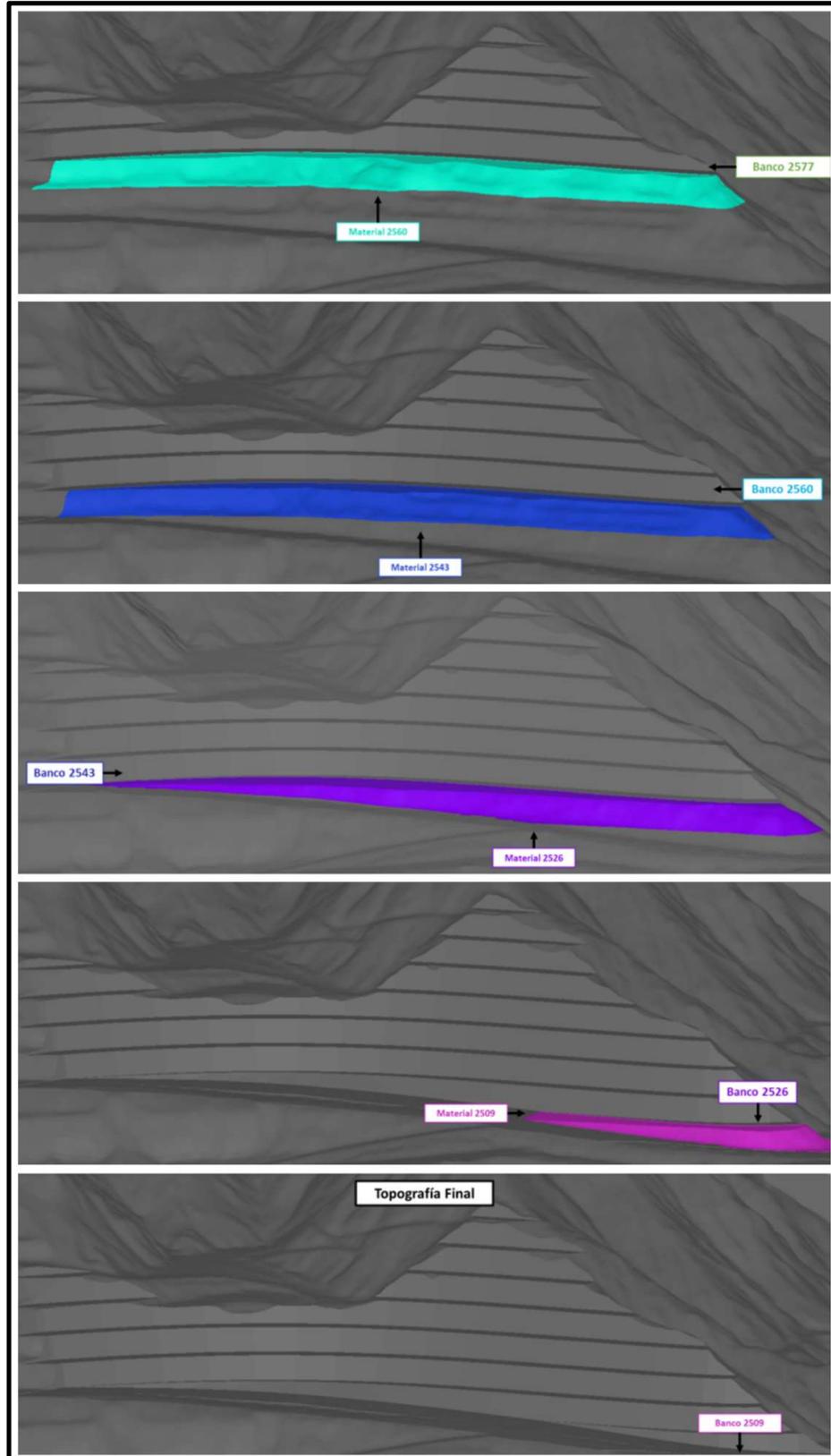


Figura 27 - Topografía resultante bancos 2577 al 2509.

#### 4.5 Obtención de áreas de perforación

La determinación de las áreas de perforación es un paso fundamental para calcular el número de pozos requeridos y, posteriormente, estimar los metros totales de perforación necesaria para la ampliación del periférico.

Para la obtención de las áreas de perforación, se procede a proyectar la superficie de cada banco, a partir de la intersección del plano de fase con la topografía del banco, utilizando el mismo procedimiento descrito en el ítem 4.4. En la Figura 34 se muestra a modo de ejemplo la superficie proyectada del banco 2577, que servirá de plataforma para la perforación del banco 2560. Este proceso se repite de manera sistemática para cada uno de los bancos involucrados en el diseño.

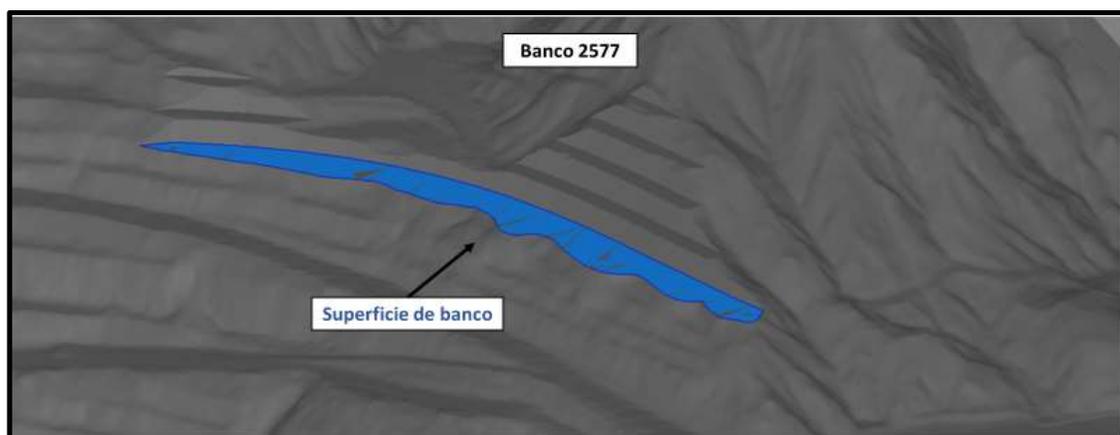


Figura 28 - Superficie de banco 2577.

Posteriormente, se determinan las áreas de perforación de cada banco, teniendo en cuenta la línea de cresta de diseño del banco y el contorno o cresta de la topografía del banco, como se muestra en la figura 35 para el banco 2577. Estas líneas se utilizan como referencia para ubicar los pozos de precorte, los pozos de amortiguación (trim y buffer) y los pozos de producción. Los detalles de la obtención de estos parámetros geométricos mediante software se detallan en el Anexo VII.

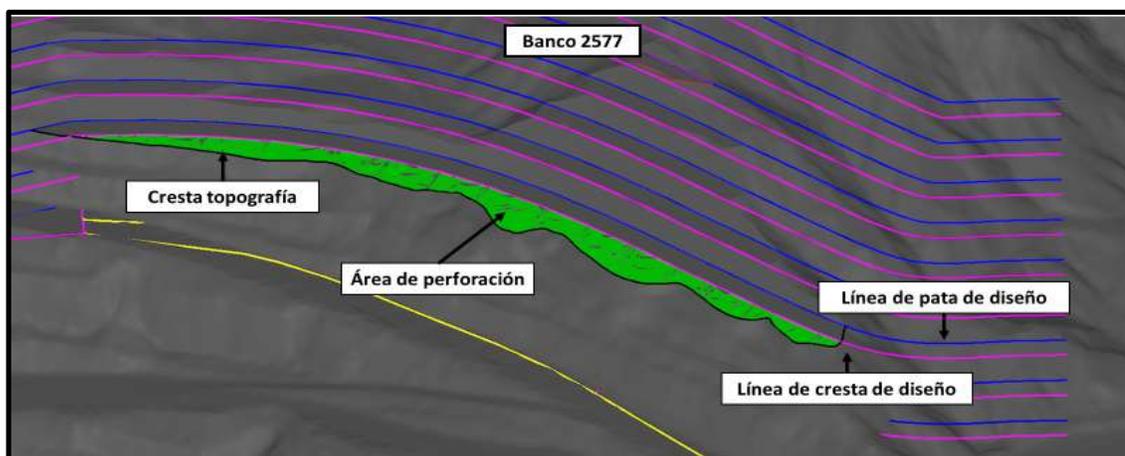


Figura 29 - Área de perforación del banco 2577.

Debido a las dificultades topográficas de los bancos superiores, como superficies de trabajo reducidas y pendientes pronunciadas, se realiza la perforación en dos etapas, denominado como "medio banco". Estas plataformas intermedias nivelan el terreno y amplían las áreas de trabajo, mejorando la eficiencia de la perforación. En este caso, para los bancos 2628 y 2611 se aplicó este método con perforación a medio banco hacia las cotas 2619 y 2602 respectivamente, como se muestra en la figura 36. El diseño en Minesight de estos medio bancos se detalla en el Anexo VIII.

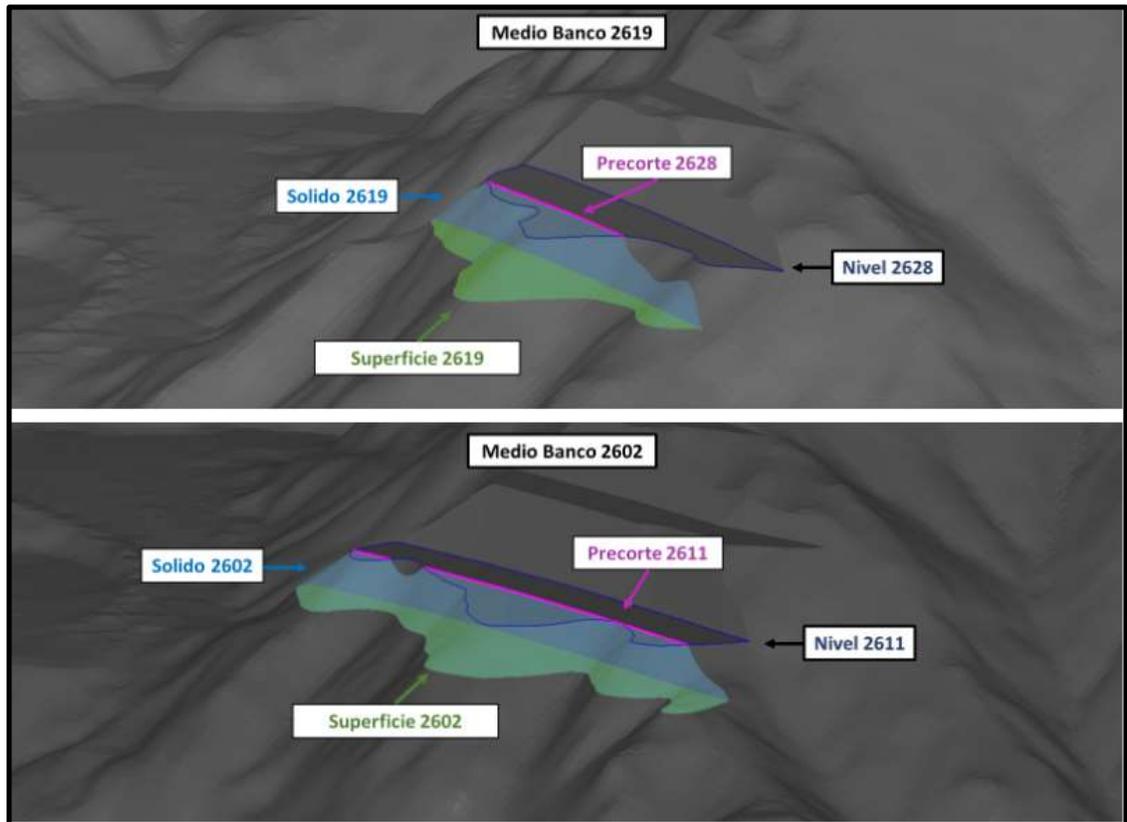


Figura 30 - Medio Banco 2619 y 2602.

#### 4.6 Diseño de mallas de perforación

El diseño geométrico de las mallas de perforación estará en función de las dimensiones de las áreas de perforación, del equipo de perforación utilizado y de las características geológicas del macizo rocoso.

El yacimiento BDLA se encuentra dividido en cuatro sectores de acuerdo a los parámetros geotécnicos y geológicos definidos, tal como se muestra en la Tabla 3.

Característica	Muy blando	Semi duro	Duro	Muy duro
<b>Sectores</b>	1	2	3	4
<b>Tipos de Rocas</b>	Pórfido rubble, andesita rubble, andesita muy fracturada	Pórfido 3, epidoto clorita, andesita con yeso entre 3 y 5 %	Epidoto clorita, andesita con yeso con más del 5%	Pórfido 2, brecha andesítica con yeso más del 5%

Tabla 3 - Sectores del BDLA según el tipo de roca.

El lugar en donde se llevará a cabo la expansión del periférico, corresponde al sector 3, roca dura, compuesta por epidoto clorita, andesita con más de 5% de yeso.

Dada la diversidad de las condiciones topográficas en el proyecto, se han diseñado tres tipos de mallas de perforación para adaptarse a cada área de perforación específica:

- **Malla pequeña:** Para los bancos superiores 2611 y 2594, debido a las restricciones de espacio y acceso, se utilizarán mallas pequeñas perforadas con la Pantera Tamrock de 5", tanto para los pozos de precorte como los de producción. No se contempla el uso de líneas de amortiguación.

Precorte	Trim	Buffer	Produccion
Pantera 5"	-	-	Pantera 5"
E	B X E	B X E	B X E
1,6 m	-	-	3m x 3m

Tabla 4 - Malla de perforación pequeña.

- **Malla media:** Para el banco 2577, se emplea una malla de tamaño intermedio. Los pozos de Trim, Buffer y Producción serán perforados con la DMM2 de 9 7/8", ya que el acceso para la perforadora DMH de 12 1/4" es limitado.

Precorte	Trim	Buffer	Produccion
Pantera 5"	DMM2 9 7/8 "	DMM2 9 7/8 "	DMM2 9 7/8 "
E	B X E	B X E	B X E
1.6 m	4 m x 5 m	5 m x 6 m	7 m x 9 m

Tabla 5 - Malla de perforación media.

- **Malla grande:** Para los bancos 2560, 2543, 2526 y 2509 se utilizarán mallas de mayor tamaño. El precorte será realizado por la pantera de 5", los pozos de trim y buffer por la DMM2 de 9 7/8 "y la perforadora DMH de 12 1/4" será la encargada de realizar los pozos de producción.

Malla de perforación grande			
Precorte	Trim	Buffer	Produccion
Pantera 5"	DMM2 9 7/8 "	DMM2 9 7/8 "	DHM 12 1/4 "
E	B X E	B X E	B X E
1.6 m	4 m x 5 m	5 m x 6 m	9 m x 11 m

Tabla 6 - Malla de perforación grande.

La Figura 37 esquematiza la distribución de los pozos de precorte, trim, buffer y de producción.

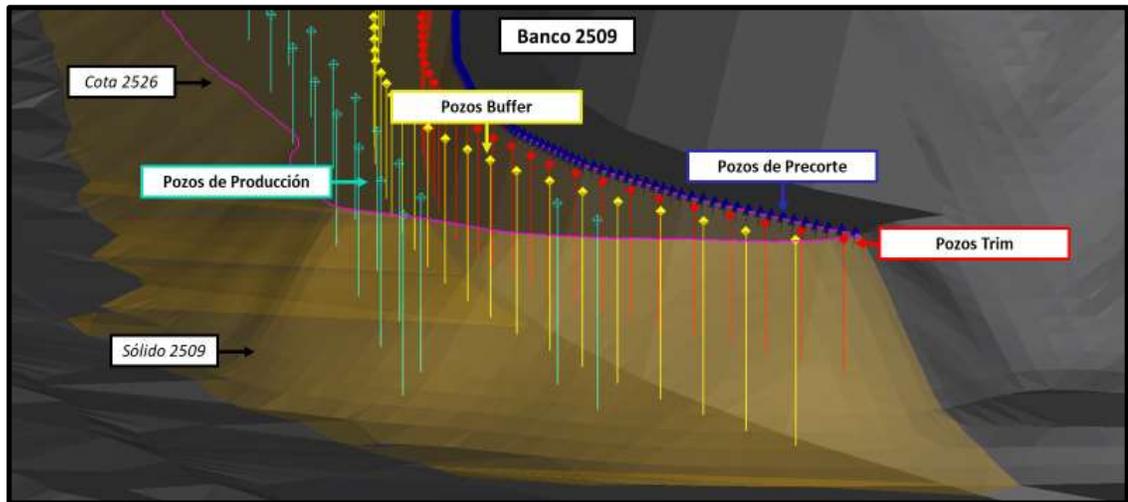


Figura 31 - Esquema de distribución de pozos.

En la Tabla 7 se detallan las longitudes de las líneas de precorte en metros (m), así como las áreas de perforación y de producción en metros cuadrados (m<sup>2</sup>) de cada banco. El área de perforación corresponde a la zona comprendida entre la cresta de la superficie del banco y la línea de precorte, mientras que el área de producción abarca desde la cresta hasta la línea de buffer. En los bancos perforados con malla pequeña no existen líneas de amortiguación (trim y buffer), por lo que el área de perforación coincide con el área de producción. En cambio, los bancos ejecutados con malla media y malla grande incorporan estas líneas de amortiguación, de modo que el área de producción resulta menor que el área de perforación. Es importante aclarar que en los bancos 2645 y 2628 no se proyectan planes de perforación, solamente se realizarán trabajos de corte y nivelación.

Nivel	Área de perforación [m2]	Área de producción [m2]	Precorte [m]
2645	-	-	-
2628	-	-	-
2619*	402	402	-
2611	1.427	1.427	57
2602*	1.158	1.158	-
2594	3.444	3.444	133
2577	2.851	2.203	215
2560	7.628	5.894	489
2543	8.722	6.740	497
2526	11.865	9.265	513
2509	4.275	3.270	199
<b>Total</b>	<b>41.773</b>	<b>33.804</b>	<b>2.103</b>

Tabla 7 - Áreas de perforación, Áreas de producción y precorte de cada banco. (\*): nivel de medio banco.

#### 4.7 Obtención de los metros de perforación

Los metros de perforación por banco, se calcularon a partir de las dimensiones de las áreas de perforación obtenidas en el ítem 4.5. El número de pozos de precorte se calcula dividiendo la longitud de la línea de precorte por el espaciamiento entre pozos (1,6 m), para el trim y buffer se aplica el mismo criterio, utilizando el espaciamiento de 5 m y 6 m respectivamente. La cantidad de pozos de producción se obtiene dividiendo el área de producción por el área correspondiente a cada pozo, de acuerdo al patrón de malla a utilizar (BxE).

Debido a las irregularidades de la topografía y optimizar los resultados de las voladuras en los sectores de cresta, se adicionará un 10% del número de pozos obtenido para cada banco. El proceso de cálculo se muestra a continuación.

$$N^{\circ} \text{ Pozos Precorte} = \frac{\text{Longitud Línea Precorte (m)}}{\text{Espaciamiento Precorte (m)}} + 10\%$$

$$N^{\circ} \text{ Pozos Trim} = \frac{\text{Longitud Línea Precorte (m)}}{\text{Espaciamiento Trim (m)}} + 10\%$$

$$N^{\circ} \text{ Pozos Buffer} = \frac{\text{Longitud Línea Precorte (m)}}{\text{Espaciamiento Buffer (m)}} + 10\%$$

$$N^{\circ} \text{ Pozos Producción} = \frac{\text{Área de Producción (m}^2\text{)}}{[\text{BxE}] \text{ malla de producción (m}^2\text{)}} + 10\%$$

Dado que la perforación de los bancos 2526 y 2509 debe generar el camino periférico, las longitudes de los pozos varían de acuerdo a su ubicación para lograr la pendiente proyectada del 5,7%.

Para optimizar el diseño de la perforación y determinar el número de pozos y metros de perforación necesarios, se implementó el uso de la herramienta 'Blast Pattern Editor' de

Minesight 3D. El diseño de la malla de perforación resultante de cada banco se ilustra en las figuras 38 y 39.

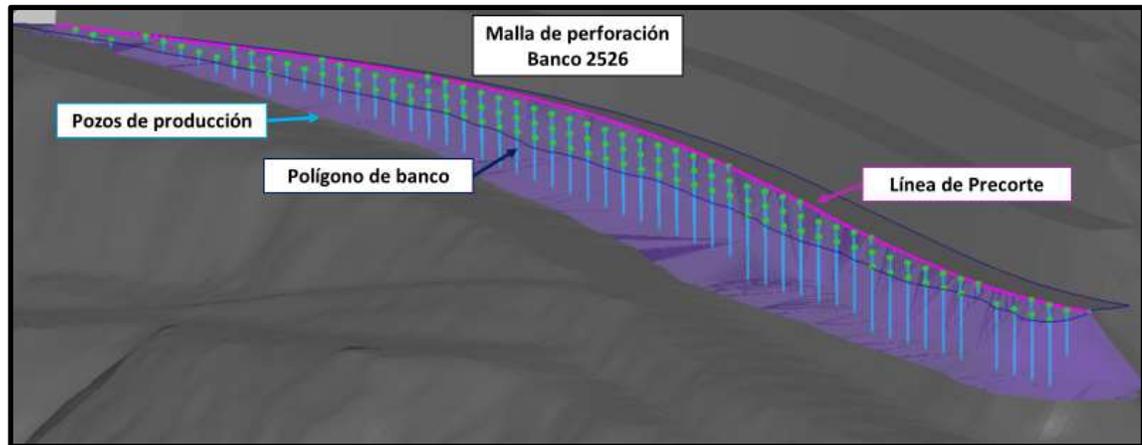


Figura 32 - Malla de perforación Banco 2526 generada con 'Blast Pattern Editor' - Minesight 3D.

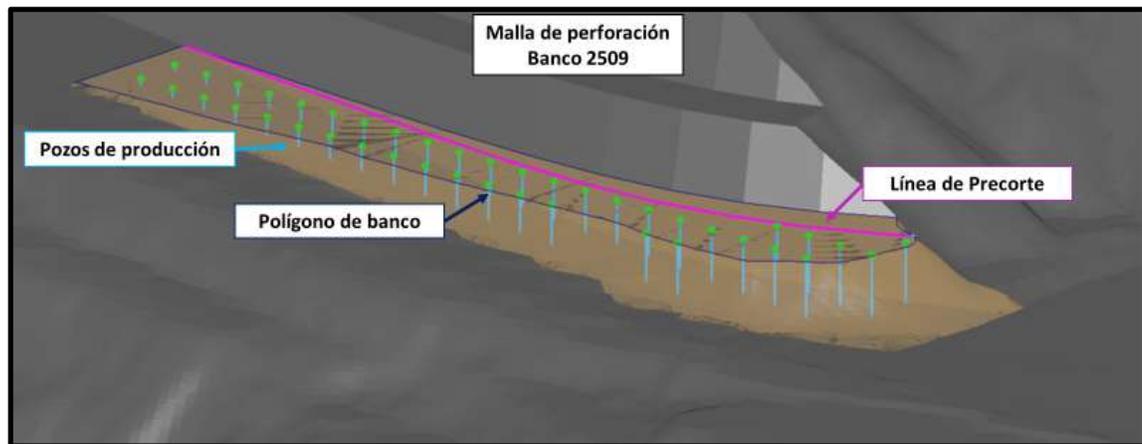


Figura 33 - Malla de perforación Banco 2509 generada con 'Blast Pattern Editor' - Minesight 3D.

En la Tabla 8 se muestran el número de pozos necesarios para cada banco.

Banco	2645	2628	2611	2594	2577	2560	2543	2526	2509	Total
Precorte			39	91	148	336	342	353	137	1.446
5" Prod.			224	562						786
Trim - Buffer					87	197	200	207	80	772
9 7/8" Prod.					38					38
12 1/4" Prod.						65	75	104*	35*	280

Tabla 8 - Número de pozos por banco. (\*): número de pozos de producción determinados por la herramienta "Blast Pattern Editor".

Para calcular los metros totales de perforación, se multiplica el número de pozos por la longitud de cada uno. En los pozos de trim, buffer y producción, esa longitud equivale a la altura de banco más 1 m de sobreperforación. En los pozos de precorte, además de la misma sobreperforación de 1 m, la longitud se ajusta según el ángulo de cara de banco (ACB) de 75°.



$$\text{Long. Per. Precorte} = \frac{\text{Altura de banco [m]}}{\text{sen (ACB)}} + \text{sobreperf.} = \frac{17\text{m}}{\text{sen } 75^\circ} + 1\text{ m} = 18,5\text{ m}$$

$$\text{Long. Perf. Resto} = \text{Altura de banco [m]} + \text{sobreperf.} = 17\text{ m} + 1\text{ m} = 18\text{ m}$$

$$\text{Metros de Perforación}_{pre,t,b,prod} = \text{N}^\circ \text{ Pozos}_{pre,t,b,prod} * \text{Longitud Pozo}_{pre,t,b,prod}$$

La Tabla 9 detalla los metros totales de perforación por tipo de pozo (Precorte, Trim, Buffer y Producción) para cada banco. Adicionalmente, se especifican los metros realizados según el diámetro de perforación empleado.

Banco	2645	2628	2611	2594	2577	2560	2543	2526	2509	Total
Precorte			725	1.685	2.736	6.222	6.322	6.527	2.530	26.747
5" Prod.			2.013	5.062						7.075
Trim - Buffer					1.561	3.552	3.609	3.726	1.444	13.891
9 7/8" Prod.					692					692
12 1/4" Prod.						1.179	1.348	1.433	353	4.313

Tabla 9 - Metros totales de perforación en función del banco y diámetro del pozo.

#### 4.8 Diseño de carga de explosivos

El diseño de las cargas de voladura depende de una serie de factores que inciden directamente en la eficiencia y los resultados de la voladura. Entre estos factores se encuentran el grado de alteración de la roca, la cantidad de yeso presente en la formación y el grado de fracturamiento del macizo rocoso. El objetivo principal de un diseño de cargas es lograr una fragmentación óptima del material, manteniendo un control estricto de los costos. En este sentido, es crucial minimizar las cargas en las filas amortiguadoras para prevenir daños a la pared final debido a la excesiva energía liberada. El factor de carga, un parámetro fundamental en el diseño de voladuras, se define como la cantidad de explosivo utilizada por tonelada de material a remover y se expresa en kilogramos por tonelada (kg/t).

El lugar donde se proyectan los trabajos, corresponde al sector 3, con predominancia de roca Andesita con alteración Epidoto Clorita, es el tipo de roca que más dificultan la fragmentación, cuyo factor de carga varía entre 0,21 y 0,59 kg/t.

Con el propósito de adecuar las cargas explosivas a las características de cada tipo de voladura, se han diseñado cargas específicas para las tres mallas de perforación consideradas en este estudio. En cada pozo se coloca un cebo compuesto por un Booster (Pentolita) y un detonador pirotécnico. Los diseños resultantes, junto con sus respectivos factores de carga, se presentan en la Tabla 10.

Malla Pequeña								
Línea	Diametro (mm)	E x B (m)	Booster (gr)	Altura de carga (m)	ANFO (kg)	Bolsa Aire (m)	Taco (m)	Factor de Carga (Kg/tn)
Trim	-	-	-	-	-	-	-	-
Buffer	-	-	-	-	-	-	-	-
Produccion	127	3x3	-	15.9	242	-	2.1	<b>0.59</b>

Malla Media								
Línea	Diametro (mm)	E x B (m)	Booster (gr)	Altura de carga (m)	ANFO (kg)	Bolsa Aire (m)	Taco (m)	Factor de Carga (Kg/tn)
Trim	251	4 x 5	450	8	475	5	5	<b>0.52</b>
Buffer	251	5 x 6	450	8	475	5	5	<b>0.34</b>
Produccion	251	7 x 9	900	13.1	778	-	4.9	<b>0.27</b>

Malla Grande								
Línea	Diametro (mm)	E x B (m)	Booster (gr)	Altura de carga (m)	ANFO (kg)	Bolsa Aire (m)	Taco (m)	Factor de Carga (Kg/tn)
Trim	251	4 x 5	450	8	475	5	5	<b>0.52</b>
Buffer	251	5 x 6	450	8	475	5	5	<b>0.34</b>
Produccion	311	9 x 11	900	10.3	939	-	7.7	<b>0.21</b>

Tabla 10 - Diseño de carga de explosivos.

Los pozos de precorte se diseñan con un espaciamiento de 1,6 m para todas las mallas. La altura de carga es el 80% de la longitud del pozo, mientras que la longitud del taco es el 20% restante. Estos pozos son cargados con explosivos encartuchados del tipo Pre-Split, compuestos por emulsión. La Tabla 11 resume los parámetros de la línea de precorte.

Parametros	Unidad	Valor
Diametro Explosivo	[m]	0,045
Densidad explosivo	[kg/m3]	1.150
Inclinacion pozo	[°]	75
Longitud Pozo	[m]	18,5
Espaciamiento	[m]	1,6
Altura de carga	[%]	80% long. del pozo
Altura de carga	[m]	14,8
toneladas/pozo	[t]	184
<b>Factor de carga</b>	<b>[kg/tn]</b>	<b>0,16</b>

Tabla 11 - Parámetros de línea de precorte.

En la figura 40 se esquematiza de la distribución de cargas de explosivos según la línea de perforación.

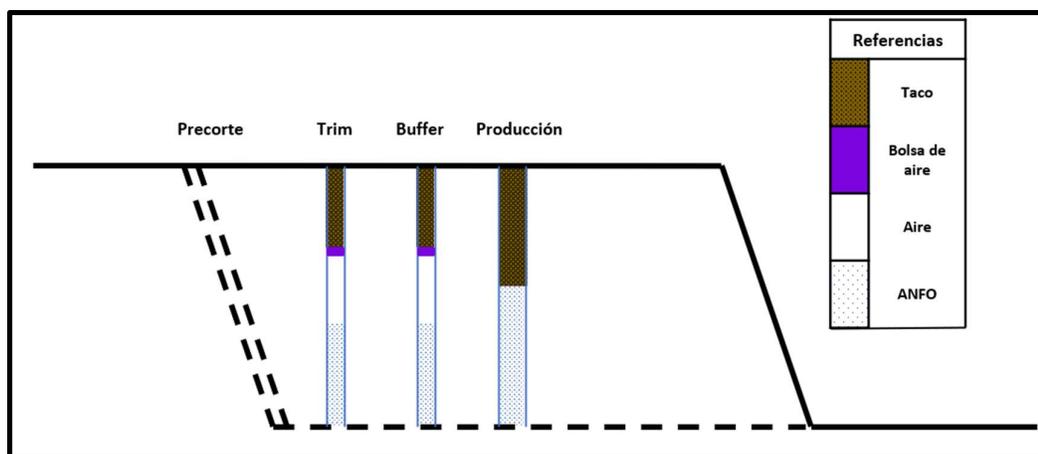


Figura 34 - Distribución de cargas de explosivos según la línea de perforación.



#### 4.9 Determinación de cantidad de explosivos y accesorios de voladura

La cantidad necesaria de explosivo ANFO se determinó multiplicando el número de pozos que requieren ANFO (Trim, Buffer y Producción) por la cantidad de explosivo que necesita cada pozo. Es importante destacar que la cantidad de explosivo varía según la malla de perforación utilizada, por lo que se tuvo en cuenta la malla correspondiente en cada caso. Para calcular las cantidades de explosivo Pre-Split se tuvo en cuenta el número de pozos de precorte.

La cantidad de detonadores pirotécnicos y retardos es igual a la cantidad total de pozos. La cantidad de booster de 900 g es igual al número total de pozos de producción de 12 ¼" y 9 7/8", mientras que la cantidad de booster de 450 g es igual al número total de pozos trim y buffer. La cantidad de bolsas de aire es igual al número total de pozos trim y buffer. La cantidad de metros de cordón detonante se calculó en función de los metros totales de perforación más 1,5 m adicionales por cada pozo ya que deben ser amarrados en superficie a estacas de madera colocadas en la boca del pozo.

La Tabla 12 presenta un resumen de las cantidades de explosivos y accesorios requeridos.

<b>Explosivos y Accesorios</b>	<b>Unidad</b>	<b>Cantidad</b>
<b>Booster 900g</b>	[no.]	318
<b>Booster 450g</b>	[no.]	772
<b>Detonadores pirotecnicos</b>	[no.]	3.322
<b>Retardos</b>	[no.]	3.322
<b>Cordon detonante</b>	[m]	65.496
<b>Bolsa de aire</b>	[no.]	772
<b>ANFO</b>	[kg]	849.069
<b>Pre - Split</b>	[kg]	41.780

Tabla 12 - Cantidad de explosivo a granel (toneladas) y cantidad de unidades de accesorios.



## Capítulo V

### Desarrollo de la expansión y costos asociados

En este capítulo se aborda la planificación operativa del proyecto de expansión del Periférico 2, fundamental para garantizar la viabilidad técnica y económica de la ampliación del acceso. El desarrollo se centra en la definición de los bancos de trabajo, tanto para la etapa de pioneering como para la de producción, priorizando la identificación del banco más adecuado para iniciar las operaciones de extracción. A partir de esta selección, se diseña la rampa de producción, estableciendo su ubicación, dimensiones y el volumen de material necesario para su construcción.

Además, se calcula la cantidad total de material a extraer durante la etapa de producción, considerando no solo el volumen proveniente de los bancos designados, sino también el material acumulado en el Periférico 2 como resultado de las actividades de empuje durante el pioneering, así como el material asociado a la construcción de la rampa.

Por otra parte, se determinará el tiempo de ciclo de los camiones, la evaluación de los tiempos operativos para cada proceso y la definición de la secuencia de ejecución de los trabajos.

Finalmente, se realiza un análisis de costos operativos asociados a cada proceso.

#### 5.1 Identificación de los sectores de pioneering y producción

El sector de producción se define como el área donde los equipos de carga y acarreo (pala y camiones) pueden acceder de forma segura a la superficie de los bancos a través de accesos adecuados para realizar el proceso de carga de forma eficiente. Por otro lado, el sector de pioneering se refiere a los bancos superiores, inaccesibles para la pala y camiones, donde solamente se puede acceder con equipos de menor porte como ser dozer, retroexcavadora y perforadora de diámetro pequeño, para realizar los procesos de perforación y empuje de material.

Los criterios principales que se usaron para determinar el ingreso de los equipos de producción fueron los siguientes:

- La rampa de producción será construida con una pendiente del 12%, valor para que la pala y los camiones puedan circular de forma eficiente.
- El ancho mínimo de las superficies de los bancos debe ser de 30 m, dimensión suficiente para que la pala cargue los camiones por uno de sus lados.

El análisis de los anchos de los bancos se realizó a través de los perfiles y vistas en planta de las topografías proyectadas de cada nivel, determinadas en el capítulo anterior. La figura 41 muestra un perfil representativo, donde se aprecia la topografía actual del cerro junto con el diseño de expansión, en donde se indica el ancho de cada banco. Cabe mencionar que estos anchos varían a lo largo de todo el banco, tal como se puede observar en la figura 42.

Se observa que los anchos mínimos de las superficies de trabajo varían entre los 23 y 30 m en los bancos 2577, 2560, 2543, 2526 y 2509. Es conveniente señalar que para acceder a los bancos superiores se necesitaría una rampa de mayores longitudes y mayor cantidad de material.

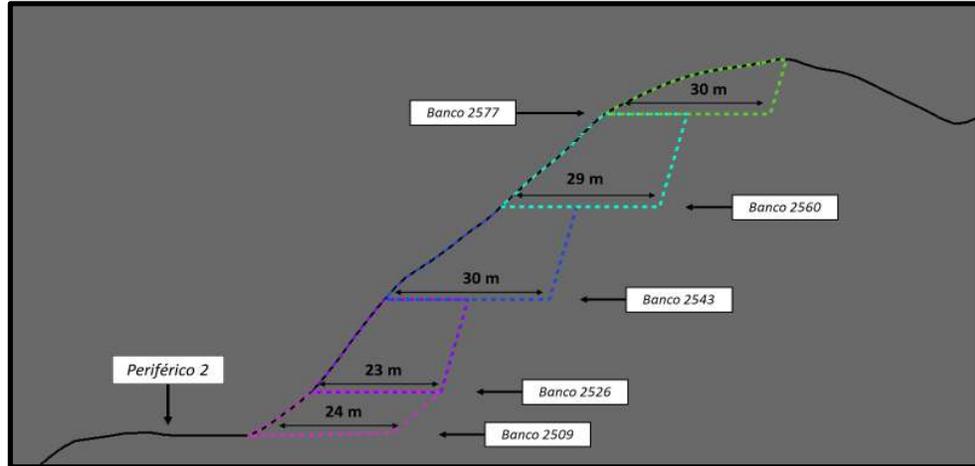


Figura 35 - Perfil representativo de la topografía y el diseño de expansión.

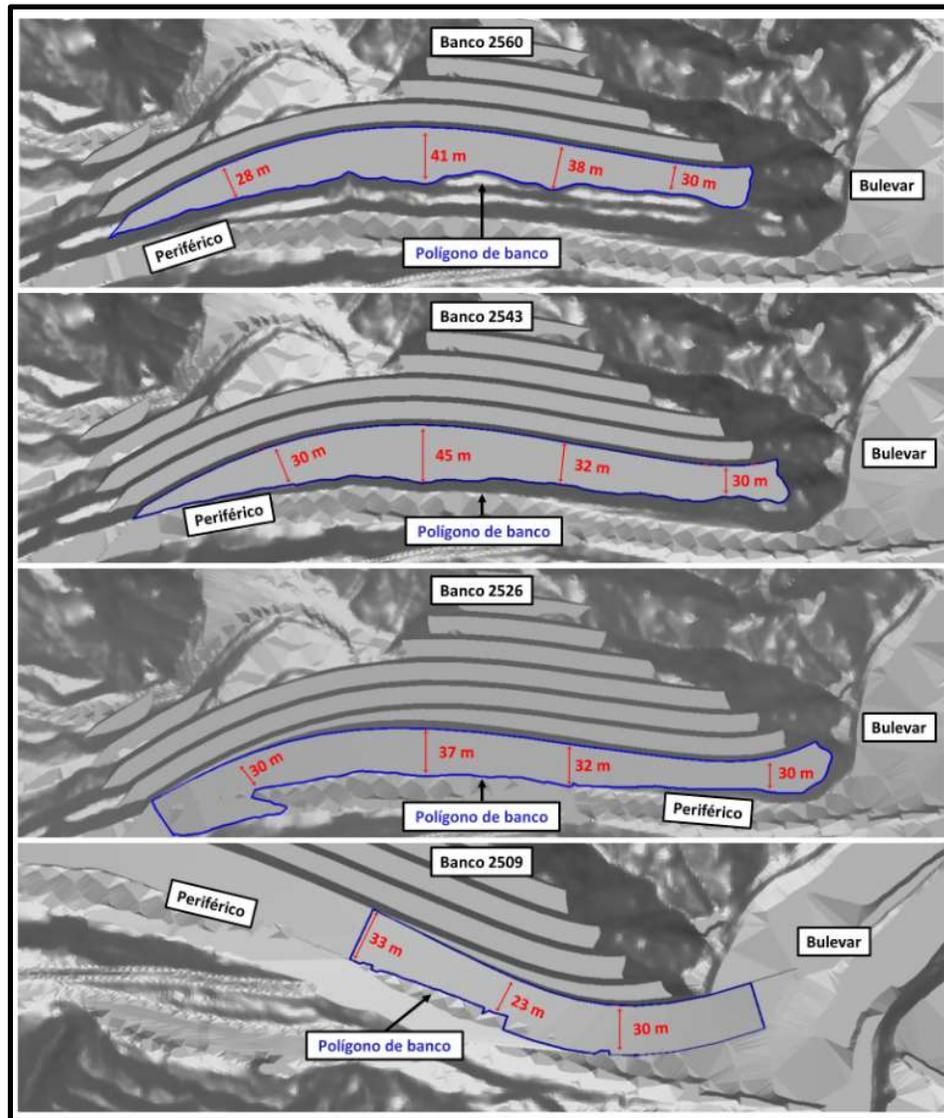


Figura 36 - Vista en planta bancos 2560, 2543, 2526 y 2509.

Se considera que la mejor ubicación posible para la rampa de producción es en el sector del bulevar, ya que se encuentra fuera de la zona de producción, haciendo segura su construcción y utilización.

Se analizaron los datos en función a los criterios establecidos y se determinó que la mejor opción es iniciar las tareas de producción en el nivel 2543. La rampa de acceso tendrá una pendiente del 12%, un ancho de 25 m y una longitud de 270 m, iniciando en la cota 2509 y culminando en la cota 2543. Será construida adyacente al talud del cerro para minimizar los tiempos y material de construcción. La rampa proyectada se muestra en la figura 43.

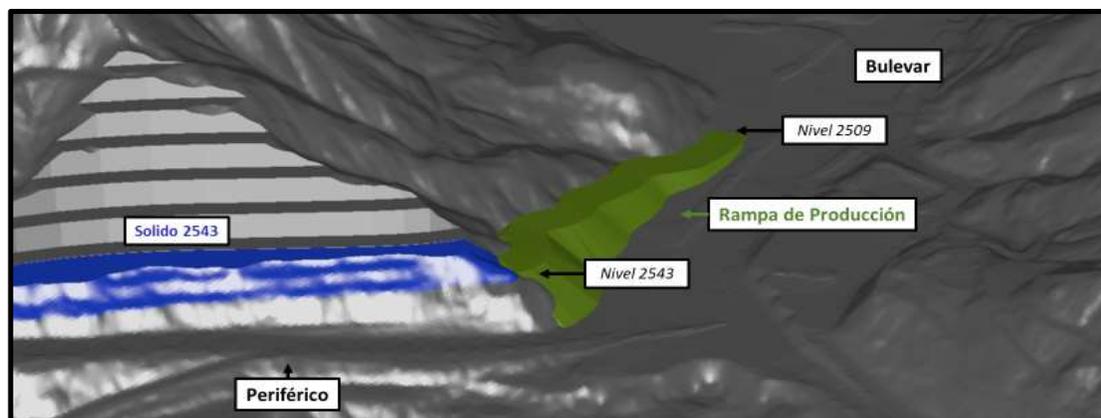


Figura 37 - Rampa de Producción.

La construcción de la rampa de producción requiere un total de **95,327 m<sup>3</sup>** de material, equivalente a **171.589 t** considerando una densidad del material suelto de 1,8 t/m<sup>3</sup>. Todo el material necesario será remanejado desde los botaderos cercanos.

El material de la rampa debe ser incluido en el posterior cálculo de movimiento de material en la etapa de producción, por lo que se dividió la rampa en función de las cotas de los bancos 2526 y 2509, como se muestra en la figura 44. En el Anexo IX se detalla el diseño de la rampa en Minesight.

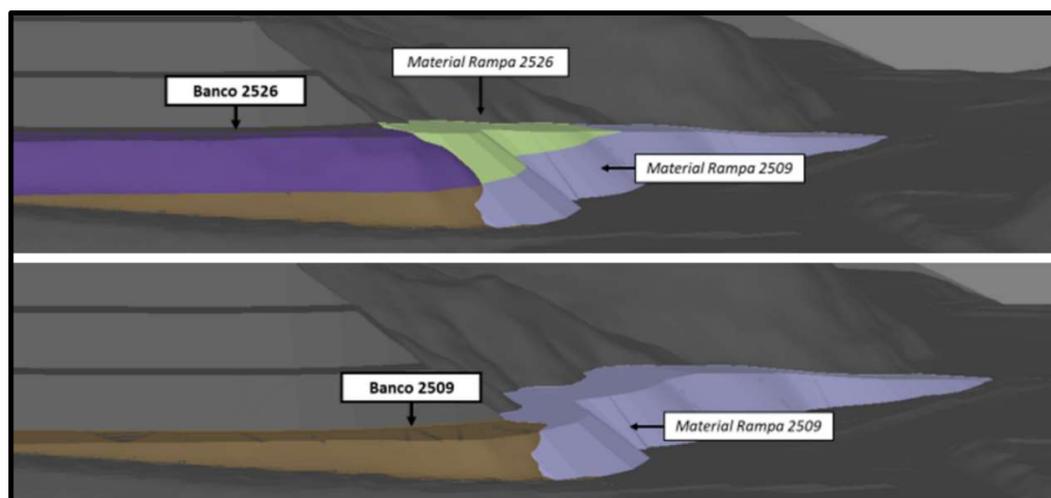


Figura 38 - Material de rampa discriminado por niveles.

Una vez identificados los bancos correspondientes a pioneering y producción, se determina que la cantidad de material correspondiente al área de pioneering asciende a **1.152.746 t**, valor que se utilizara posteriormente para calcular las horas operativas de los equipos de perforación y empuje. En la tabla 13 se aprecia las toneladas por bancos involucradas en pioneering y producción.

Banco	Pioneering	Producción
2645	3.526	-
2628	27.813	-
2611	72.488	-
2594	157.489	-
2577	368.299	-
2560	523.132	-
2543	-	552.346
2526	-	419.792
2509	-	91.185
<b>Total</b>	<b>1.152.746</b>	<b>1.063.323</b>

Tabla 13 – Toneladas de material correspondiente a los bancos de pioneering y producción.

## 5.2 Acceso a los bancos de pioneering

Se requiere de la planificación de accesos que permitan alcanzar los niveles superiores definidos en el diseño de expansión. Las consideraciones más importantes a tener en cuenta en la definición de los accesos son:

- El camino debe garantizar un trazado seguro por los sectores que atraviese.
- Ser lo más corto posible, para disminuir los tiempos de ejecución, traslado de equipos y servicios.
- Tener un ancho y pendiente operacional de acuerdo a las limitaciones de los equipos a trabajar.
- Debe estar ubicado de forma que no interfiera con los trabajos de los equipos.
- La posibilidad de su modificación para acceder a niveles inferiores, evitando acceder por otros sectores.

Los equipos principalmente utilizados en las tareas de acceso serán: rockbreaker, retroexcavadora y dozer.

Los dos accesos propuestos ya están construidos. El "Acceso 1", comienza en la cota 2611 desde el Periférico 2 y alcanza una cota máxima de 2645. Tiene 1700 m de longitud, un ancho promedio de 11 m y una pendiente máxima de 30°. El "Acceso 2", se bifurca del Acceso 1 en la cota 2600 y llega a la cota 2594 en dos áreas del cerro. Tiene una longitud máxima de 300 m, un ancho promedio de 12 m y una pendiente máxima de 25°. Ambos accesos se muestran en la figura 45.

Al definir la secuencia de producción, solo se debe tener en cuenta el tiempo de traslado de los equipos a los niveles y el tiempo de modificación y acondicionamiento de los accesos a niveles inferiores, como se muestra en la figura 46.

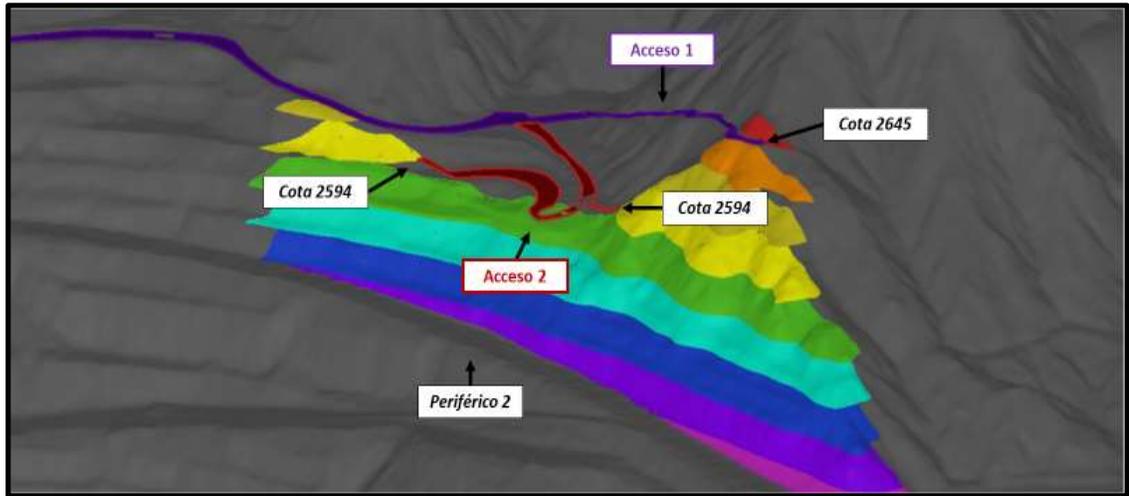


Figura 39 - Acceso 1 y 2.

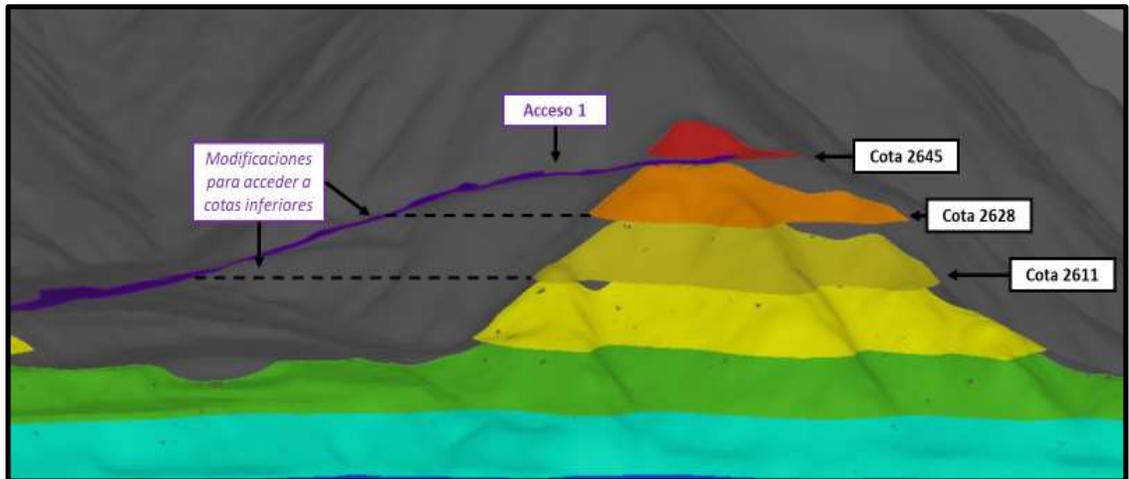


Figura 40 - Modificaciones a realizar en el Acceso 1 para llegar a niveles inferiores.

### 5.3 Determinación de material derramado en el periférico

En los bancos de pioneering, el material producto de las voladuras es empujado por los equipos hacia los niveles inferiores, acumulándose en diferentes sectores de acuerdo a la topografía y geometría del lugar. En este caso en particular, parte del material empujado se acumulará sobre el periférico 2, tal como se muestra en la figura 47.

Por esta razón, al calcular los tonelajes totales de material movilizado en los niveles de producción, es necesario considerar el volumen de material acumulado en este sector.

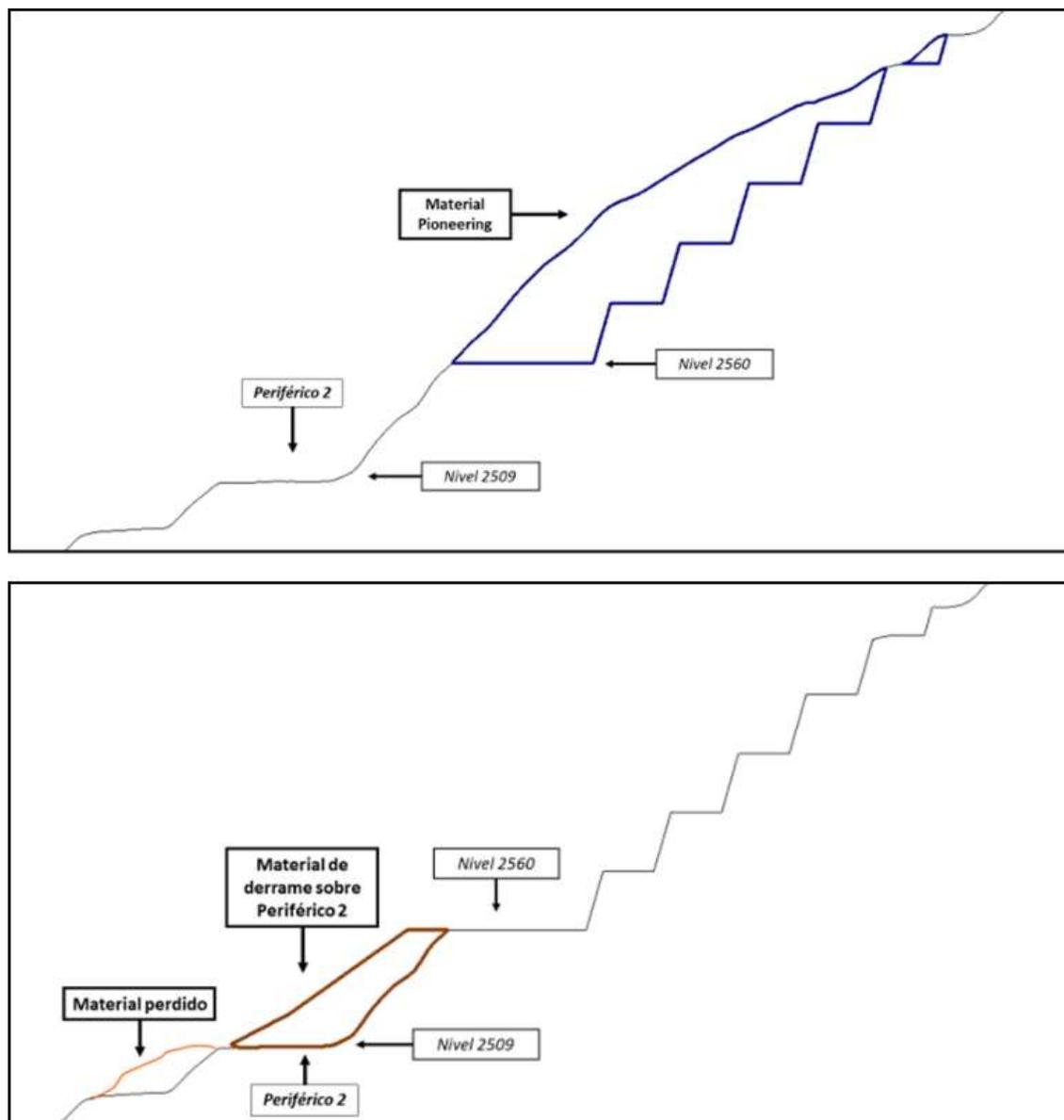


Figura 41 - Esquema material de derrame en periférico 2.

Para estimar el volumen de material que se acumulará en el periférico, se ha desarrollado el modelo de un sólido tridimensional en Minesight 3D, que considera un ángulo de reposo del material de 37°, mismo ángulo utilizado para el diseño de los botaderos de estéril. Se asume

que el material se acumulará hasta alcanzar la berma de seguridad del periférico. El sólido generado en el modelo tiene una base de aproximadamente 25 m de ancho, correspondiente al ancho promedio del periférico y se extiende verticalmente hasta el nivel 2560. La figura 48 muestra la proyección del material derramado en el camino periférico 2.

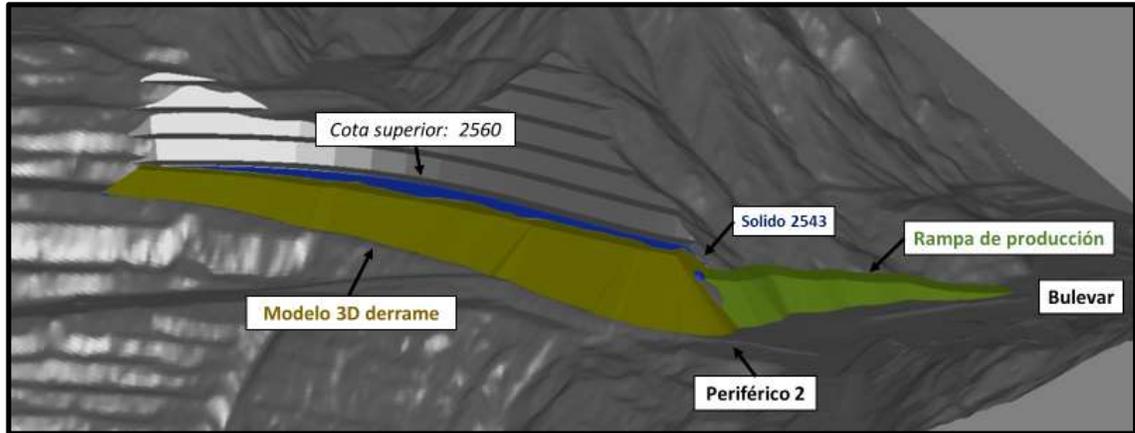


Figura 42 - Modelo de derrame de material acumulado sobre periférico 2.

De acuerdo con la proyección realizada, el volumen de material que puede acumularse sobre el periférico asciende a **332.573 m<sup>3</sup>** lo que representa **598.632 t**. Es importante remarcar que, debido a la cantidad de material y la geometría actual del pit, se estima que parte del material proveniente de los trabajos pioneering no se retenga sobre el periférico, sino que se derrame por debajo del mismo hacia el interior del pit, tal como se esquematiza en la figura 47. De este modo, teniendo en cuenta el tonelaje total de pioneering y el material retenido sobre el periférico, se determina que el material no retenido o perdido asciende a **554.114 t**.

$$\text{Material perdido} = \text{Mat. pioneering} - \text{Mat. retenido} = 1.152.746 t - 598.632 t = 554.114 t$$

Siguiendo el mismo procedimiento empleado para la rampa de producción, se segmenta el modelo de derrame. Esto permitió calcular el movimiento de material derramado en cada banco de producción: 2543, 2526 y 2509, tal como se indica en la figura 49. El Anexo X muestra el diseño del sólido de derrame.

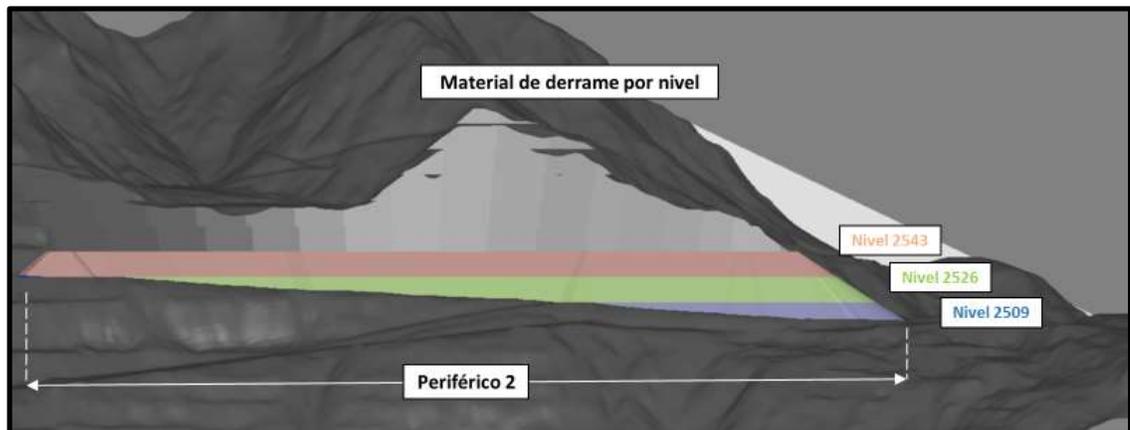


Figura 43 - Material de derrame por nivel.

## 5.4 Proceso de carga en producción

El proceso de carga de producción se realiza mediante el uso de la pala Bucyrus, que cargará el material correspondiente de los bancos 2543, 2526 y 2509, el cual será transportado por una flota de camiones CAT 793. Debido a las características geológicas, el material extraído es apto para ser utilizado como recubrimiento de botaderos, por tal motivo será transportado hacia el botadero externo SAM Inferior, que actualmente se encuentra en etapa de rehabilitación. La figura 50 esquematiza el material que será cargado y transportado: **1.063.323 t** de material in situ del cerro, **598.632 t** de material derramado en el periférico durante el pioneering y **171.589 t** de material de la rampa de producción.

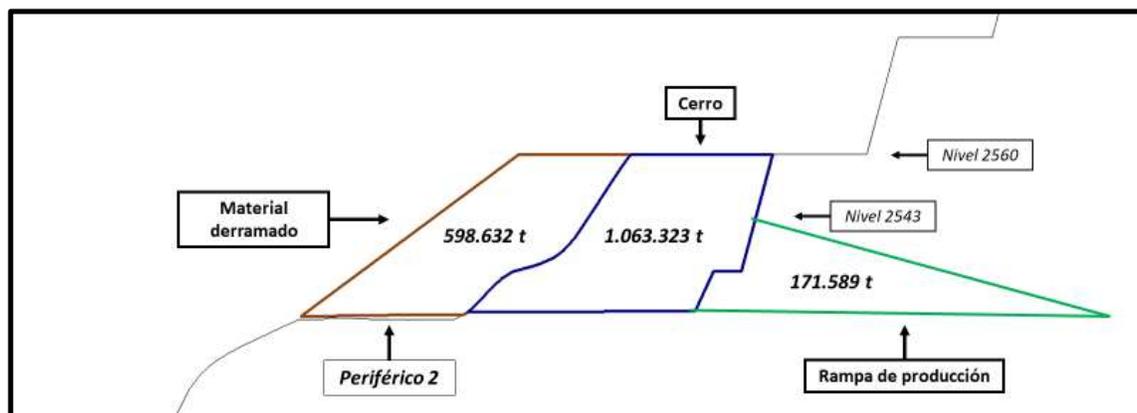


Figura 44 - Esquema material a extraer.

En la Tabla 14 se muestra el tonelaje por banco, incluyendo el material de derrame y el material de la rampa de acceso de producción determinado anteriormente. En total la cantidad de material a cargar son **1.833.544 t**.

Tonelaje por banco a cargar				
Banco	Cerro	Rampa producción	Derrame periférico	Total por banco
2543	552.346	0	294.510	846.856
2526	419.792	52.462	235.678	707.933
2509	91.185	119.126	68.444	278.755
<b>Total</b>	<b>1.063.323</b>	<b>171.589</b>	<b>598.632</b>	<b>1.833.544</b>

Tabla 14 - Toneladas de material a cargar por banco en la producción.

## 5.5 Determinación de los tiempos de ciclo de transporte

Para determinar la productividad de la flota de camiones, es fundamental calcular el Tiempo de Ciclo (TC). El trayecto tiene una longitud total de 2,47 km, medida desde el baricentro del banco 2543, donde se realizarán las primeras tareas de carga y acarreo, hasta el baricentro del botadero SAM Inferior. El recorrido se divide en tres secciones: un tramo horizontal de 300 m en el banco, una rampa de producción de 270 m y un tramo horizontal final de 1,9 km que conecta con el botadero SAM Inferior. La figura 51 muestra en un plano el recorrido.

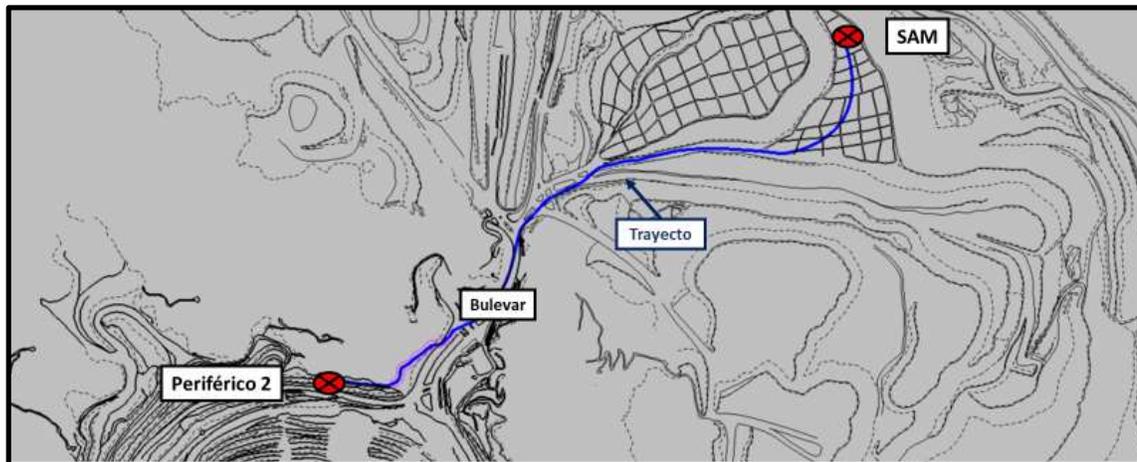


Figura 45 - Trayecto a realizar por camiones, con origen en Periférico 2 y destino en SAM.

El tiempo de ciclo se determina sumando los tiempos individuales involucrados en los procesos de carga, transporte y descarga.

$$TC = tec + tmc + tcar + tvv + ted + tmd + td + tvv$$

Para el cálculo del Tiempo de Ciclo (TC), se utilizaron los valores de los tiempos actualmente vigentes en el Plan de Cierre de Mina (PCM):

- *Tiempo de espera de carga (tec): 2 minutos*
- *Tiempo de maniobra de carga (tmc): 0,5 minutos*
- *Tiempo de carga de pala (tcar): 2 minutos*
- *Tiempo de espera de descarga (ted): 1,5 minutos*
- *Tiempo de maniobra de descarga (tmd): 0,5 minutos*
- *Tiempo de descarga (td): 1 minuto*

Para determinar los tiempos de viaje cargado (tvc) y vacío (tvv), se consideraron las distancias de cada tramo y las velocidades de circulación de los camiones en dichos tramos, representados en la figura 52.

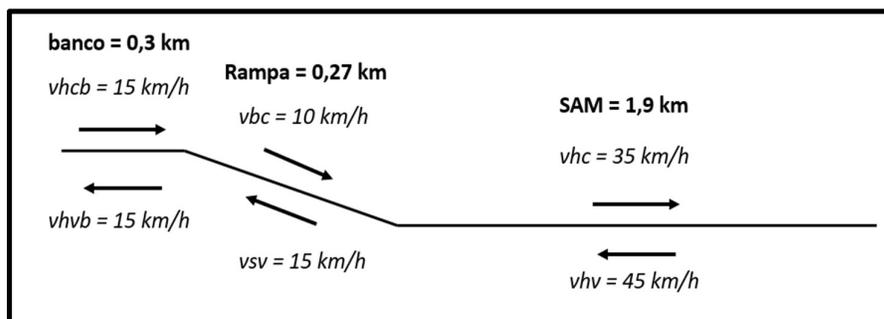


Figura 46 - Representación de las distancias y velocidades de cada tramo.

Las velocidades consideradas se presentan a continuación:

- Velocidad horizontal cargado en banco (vhcb): **15 km/h**
- Velocidad en bajada cargado (vbc): **10 km/h**
- Velocidad horizontal cargado (vhc): **35 km/h**
- Velocidad horizontal vacío (vhv): **45 km/h**
- Velocidad en subida vacío (vsv): **15 km/h**
- Velocidad horizontal vacío en banco (vhvb): **15 km/h**

$$tvc = \frac{\text{distancia banco [km]}}{vhcb [km/h]} + \frac{\text{distancia rampa [km]}}{vbc [km/h]} + \frac{\text{distancia SAM [km]}}{vhc [km/h]}$$

$$tvv = \frac{\text{distancia banco [km]}}{vhvb [km/h]} + \frac{\text{distancia rampa [km]}}{vsv [km/h]} + \frac{\text{distancia SAM [km]}}{vhv [km/h]}$$

En la Tabla 15 se resumen los tiempos de viaje cargado (tvc) y tiempos de viaje vacío (tvv):

Tramo	Distancia (km)	Viaje de Ida Cargado				Viaje de Vuelta Vacío					
		Pend (%)	Vel (km/h)	tvc (h)	tvc (min)	Pend (%)	Vel (km/h)	tvv(h)	tvv (min)		
Banco	0,3	0%	15	0,02	1,2	0%	15	0,02	1,2		
Rampa	0,27	12%	10	0,03	1,6	12%	15	0,02	1,1		
SAM	1,9	0%	35	0,05	3,3	0%	45	0,04	2,5		
<b>Tiempos Totales</b>		<b>Tiempo Viaje Cargado (min)</b>				<b>6,1</b>	<b>Tiempo Viaje Vacío (min)</b>				<b>4,8</b>

Tabla 15 - Cálculo de tiempos de viaje cargado (tvc) y de viaje vacío (tvv).

El tiempo de ciclo (TC) es la suma de todos los tiempos involucrados:

$$TC = (2 + 0,5 + 2 + 6,1 + 1,5 + 0,5 + 1 + 4,8) \text{ min} = 18,4 \text{ minutos}$$

## 5.6 Tiempos operativos y días totales

Se calcularon las horas operativas totales (HOPT) y días totales de cada equipo necesarias para realizar las tareas de pioneering y producción, en función de los requerimientos y sus productividades, creando tablas donde se detallan las horas operativas y la duración de los trabajos en cada banco. Se asume un tiempo de trabajo nominal (TN) de 12 horas diarias, turno diurno. A continuación, se detallan las fórmulas y parámetros utilizados para cada equipo.

- **Pala**

$$HOPT_{Pala} = \frac{\text{toneladas a cargar}}{\text{productividad [t/h op]}} = \frac{1.833.544 \text{ t}}{2.900 \text{ t/h op}} = 632 \text{ hs}$$

$$hs \text{ op/día}_{Pala} = TN * \%D * \%U = 12 \text{ hs/día} * 80\% * 75\% = 7,2 \text{ hs/día}$$

$$\text{Total días}_{Pala} = \frac{HOPT \text{ Pala [hs]}}{hs \text{ op/día}_{Pala [hs/día]}} = \frac{632 \text{ hs}}{7,2 \text{ hs/día}} = 87,8 \text{ días}$$

$$\text{Toneladas diarias}_{Pala} = hs \text{ op/día}_{Pala} * \text{prod.} = 7,2 \text{ hs/día} * 2.900 \text{ t/h op} = 20.880 \text{ t/día}$$



- **Camiones**

Se debe calcular los camiones necesarios en función de la producción del equipo de carga, el tiempo de ciclo de transporte y el factor de carga. A continuación, se muestra la forma de cálculo considerando la producción diaria del equipo de carga y factor de carga del camión de 190 t:

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{\text{producción diaria pala} * TC}{FC * TN * \%U * \%D * 60}$$

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{20.880 \text{ t/día} * 18,4 \text{ min}}{190 \text{ t} * 12 \text{ hs/día} * 85\% * 80\% * 60} = 4,13 \approx \mathbf{4 \text{ camiones}}$$

Se considera utilizar la cantidad de 4 camiones, debido a que el TC disminuye a medida que se desciende de banco, y por ende disminuye el número de camiones. Se procede a calcular la productividad de los mismos y las horas operativas totales de la flota, considerando que los camiones trabajan la misma cantidad de días que la pala (87,8 días):

$$HOPT_{\text{Camiones}} = \text{días pala} * TN * \%D * \%U * N^{\circ} \text{ Camiones}$$

$$HOPT_{\text{Camiones}} = 87,71 \text{ días} * 12 \text{ hs/día} * 80\% * 85\% * 4 = \mathbf{2866 \text{ hs op}}$$

$$\text{Productividad [ t/h op ]} = \frac{\text{toneladas a cargar [t]}}{HOPT_{\text{Camiones}} [\text{hs}]} = \frac{1.833.544 \text{ t}}{2866 \text{ hs op}} = \mathbf{640 \text{ t/h op}}$$

- **Perforadoras**

- **Pantera Tamrock 5''**

$$\text{hs op/día}_{\text{Pantera}} = TN * \%D * \%U = 12 \text{ hs/día} * 88\% * 85\% = \mathbf{9 \text{ hs/día}}$$

$$HOPT_{\text{Pantera}} = \frac{\text{metros de perforación}}{\text{productividad [m/h op]}} = \frac{33.822 \text{ m}}{19 \text{ m/h op}} = \mathbf{1.780 \text{ hs op}}$$

$$\text{Metros/día}_{\text{Pantera}} = \text{hs op/día}_{\text{Pantera}} * \text{prod.} = 9 \text{ hs/día} * 19 \text{ m/h op} = \mathbf{171 \text{ m/día}}$$

$$\text{Total días}_{\text{pantera}} = \frac{HOPT_{\text{pantera}} [\text{hs}]}{\text{hs op/día}_{\text{pantera}} [\text{hs/día}]} = \frac{1.780 \text{ hs}}{9 \text{ hs/día}} = \mathbf{198,3 \text{ días}}$$

- **DMM2 9 7/8''**

$$\text{hs op/día}_{\text{DMM2}} = TN * \%D * \%U = 12 \text{ hs/día} * 87\% * 81\% = \mathbf{8,5 \text{ hs/día}}$$

$$HOPT_{\text{DMM2}} = \frac{\text{metros de perforación}}{\text{productividad [m/h op]}} = \frac{14.584 \text{ m}}{18 \text{ m/h op}} = \mathbf{810 \text{ hs op}}$$



$$\text{Metros/día}_{DMM2} = \text{hs op/día}_{DMM2} * \text{prod.} = 8,5 \text{hs/día} * 18 \text{ m/h op} = \mathbf{152 \text{ m/día}}$$

$$\text{Total días}_{DMM2} = \frac{HOpT_{DMM2} [\text{hs}]}{\text{hs op/día}_{DMM2} [\text{hs/día}]} = \frac{810 \text{ hs}}{8,5 \text{ hs/día}} = \mathbf{95,8 \text{ días}}$$

- **DMH 12 1/4"**

$$\text{hs op/día}_{DMH} = TN * \%D * \%U = 12 \text{ hs/día} * 87\% * 85\% = \mathbf{8,9 \text{ hs/día}}$$

$$HOpT_{DMH} = \frac{\text{metros de perforación}}{\text{productividad} [\text{m/h op}]} = \frac{4.313 \text{ m}}{18 \text{ m/h op}} = \mathbf{240 \text{ hs op}}$$

$$\text{Metros/día}_{DMH} = \text{hs op/día}_{DMM2} * \text{prod.} = 8,9 \text{hs/día} * 18 \text{ m/h op} = \mathbf{160 \text{ m/día}}$$

$$\text{Total días}_{DMH} = \frac{HOpT_{DMH} [\text{hs}]}{\text{hs op/día}_{DMH} [\text{hs/día}]} = \frac{240 \text{ hs}}{8,9 \text{ hs/día}} = \mathbf{27 \text{ días}}$$

• **Topadoras**

En el caso de las topadoras, se determinó las horas operativas totales de acuerdo a las funciones operativas a realizar, como ser las tareas de empuje en la etapa de pioneering y de apoyo en los trabajos de producción (se considera el 10% de las horas operativas totales de pala). Se considera que las topadoras trabajarán juntas en el pioneering, por lo tanto, se considera un factor de simultaneidad, que se usa para determinar el total de material a empujar. La cantidad de días que trabajarán será la suma de los días de trabajos de pioneering más los días de trabajo en producción.

- **CAT D11**

$$\text{hs op/día}_{D11} = TN * \%D * \%U = 12 \text{ hs/día} * 75\% * 70\% = \mathbf{7,2 \text{ hs/día}}$$

$$t/\text{día}_{D11} = \text{hs op/día}_{D11} * \text{prod.} = 7,2 \text{ hs/día} * 810 \text{ t/h op} = \mathbf{5.832 \text{ t/día}}$$

$$\text{Factor de simultaneidad (FSi)}_{D11} = \frac{t/\text{día}_{D11}}{t/\text{día}_{D11} + t/\text{día}_{D10}} = \frac{5.832 \frac{t}{\text{día}}}{5.832 \frac{t}{\text{día}} + 2.948 \frac{t}{\text{día}}} = \mathbf{0,67}$$

$$\text{toneladas}_{D11} = \text{toneladas pioneering} * FSi_{D11} = 1.152.746 \text{ t} * 0,67 = \mathbf{765.662 \text{ t}}$$

$$HOpT_{D11 \text{ Pioneering}} = \frac{\text{toneladas}_{D11} [\text{t}]}{\text{productividad} [\text{t/h op}]} = \frac{765.662 \text{ t}}{810 \text{ t/h op}} = \mathbf{945 \text{ hs op}}$$

$$HOpT_{D11 \text{ Producción}} = 10\% HOpT_{Pala} = \mathbf{63 \text{ hs op}}$$

$$HOpT_{D11} = HOpT_{D11 \text{ pioneering}} + HOpT_{D11 \text{ prod}} = \mathbf{1008 \text{ hs op}}$$



$$\text{días}_{D11 \text{ pioneering}} = \frac{HOPT_{D11} [hs]}{hs \text{ op/día } D11 [hs/día]} = \frac{945 \text{ hs}}{7,2 \text{ hs/día}} = \mathbf{131,3 \text{ días}}$$

$$\text{Total días}_{CAT D11} = \text{días}_{D11 \text{ pioneering}} + \text{días}_{D11 \text{ prod}} = 131,3 \text{ días} + 87,8 \text{ días} = \mathbf{219,1 \text{ días}}$$

### - CAT D10

$$hs \text{ op/día }_{D10} = TN * \%D * \%U = 12 \text{ hs} * 70\% * 65\% = \mathbf{5,5 \text{ hs/día}}$$

$$t/día_{D10} = hs \text{ op/día }_{D10} * \text{prod.} = 5,5 \text{ hs/día} * 540 \text{ t/h op} = \mathbf{2.948 \text{ t/día}}$$

$$\text{Factor de simultaneidad } (FSi)_{D10} = \frac{t/día_{D10}}{t/día_{D11} + t/día_{D10}} = \frac{2.948 \frac{t}{día}}{5.832 \frac{t}{día} + 2.948 \frac{t}{día}} = \mathbf{0,33}$$

$$\text{toneladas}_{D10} = \text{toneladas pioneering} * FSi_{D10} = 1.152.746 \text{ t} * 0,33 = \mathbf{387.084 \text{ t}}$$

$$HOPT_{D10 \text{ Pioneering}} = \frac{\text{toneladas}_{D10} [t]}{\text{productividad} [t/h \text{ op}]} = \frac{387.084 \text{ t}}{540 \text{ t/h op}} = \mathbf{717 \text{ hs op}}$$

$$HOPT_{D10 \text{ Producción}} = 10\% HOPT_{Pala} = \mathbf{63 \text{ hs op}}$$

$$HOPT_{D10} = HOPT_{D10 \text{ pioneering}} + HOPT_{D10 \text{ prod}} = \mathbf{780 \text{ hs op}}$$

$$\text{días}_{D10 \text{ pioneering}} = \frac{HOPT_{D10} [hs]}{hs \text{ op/día } D10 [hs/día]} = \frac{717 \text{ hs}}{5,5 \text{ hs/día}} = \mathbf{131,3 \text{ días}}$$

$$\text{Total días}_{CAT D10} = \text{días}_{D10 \text{ pioneering}} + \text{días}_{D10 \text{ prod}} = 131,3 \text{ días} + 87,8 \text{ días} = \mathbf{219,1 \text{ días}}$$

### • Rockbreaker

Solo realizará tareas auxiliares en bancos de pioneering. Las horas operativas se calculan como un porcentaje de las horas totales de las topadoras, en tanto los días serán iguales a los días de trabajo de las topadoras.

$$HOPT_{Rockbreaker} = 15\% HOPT_{topadoras \text{ pioneering}} = 15\%(945 \text{ hs op} + 717 \text{ hs op}) = \mathbf{249 \text{ hs op}}$$

### • Retroexcavadora

Realizará los trabajos de acceso a los niveles superiores, apoyo a los trabajos en pioneering y labores de rectificación y mantenimiento de los sectores de carga y descarga, por lo tanto, las horas operativas serán porcentajes de las topadoras y pala:

$$HOPT_{retro.} = 20\% HOPT_{topa.} + 20\% HOPT_{pala} = 20\%(1788 \text{ hs op} + 632 \text{ hs op}) = \mathbf{484 \text{ hs op}}$$



Luego se procedió a determinar la cantidad de días de trabajo necesario por cada equipo principal en función del banco (ver tabla 17), lo cual sirve para diseñar la secuencia de producción. Las fórmulas empleadas fueron las siguientes:

$$\text{días/banco}_{\text{pala, camiones y topadoras}} = \frac{\text{toneladas a mover o empujar/banco [t]}}{\text{toneladas/día equipo [t/d]}}$$

$$\text{días/banco}_{\text{perforadoras}} = \frac{\text{metros a perforar/banco [m]}}{\text{metros perforados/día [m/d]}}$$

Equipo	2645	2628	2611	2594	2577	2560	2543	2526	2509	Total
Carga y Pala Bucyrus BE 495	-	-	-	-	-	-	40,6	33,9	13,4	<b>87,8</b>
Transporte Camión CAT 793	-	-	-	-	-	-	40,6	33,9	13,4	<b>87,8</b>
Pantera Tamrock 5"	-	-	16,1	39,6	16,0	36,5	37,1	38,3	14,8	<b>198,3</b>
Perforadoras DMM2 9 7/8"	-	-	-	-	14,8	23,3	23,7	24,5	9,5	<b>95,8</b>
DMH 12 1/4"	-	-	-	-	-	7,4	8,4	9,0	2,2	<b>27,0</b>
Topadoras CAT D11	1,0	3,2	8,3	17,9	41,9	59,6	40,6	33,9	13,4	<b>219,1</b>
CAT D10	1,0	3,2	8,3	17,9	41,9	59,6	40,6	33,9	13,4	<b>219,1</b>

Tabla 17 - Tiempos operativos y duración de trabajos por banco de cada equipo principal.

## 5.7 Estimación de costos

La estimación de costos del proyecto de expansión se realizó en base a la cantidad de horas operativas necesarias de cada equipo (HOPT) y del costo unitario para la hora operativa utilizados en el plan de cierre de mina, expresado en (US\$/h op). El costo unitario incluye los costos mina, consumibles, mantenimiento, repuestos, salarios gastos indirectos.

El costo total de cada equipo se obtiene multiplicando las horas operativas totales por el costo unitario correspondientes, y los resultados se muestran en la tabla 18.

Equipo	HOPT	Costos Unitarios	Costo Total Equipo
Carga y Pala Bucyrus BE 495	632 [hs]	839 [us\$/h op]	530.463 [us\$]
Transporte Camión CAT 793	2866 [hs]	391 [us\$/h op]	1.120.696 [us\$]
Perforadoras Pantera Tamrock 5"	1.780 [hs]	211 [us\$/h op]	375.598 [us\$]
DMM2 9 7/8"	810 [hs]	192 [us\$/h op]	155.559 [us\$]
DMH 12 1/4"	240 [hs]	181 [us\$/h op]	43.373 [us\$]
Topadoras CAT D11	1.008 [hs]	119 [us\$/h op]	120.010 [us\$]
CAT D10	780 [hs]	119 [us\$/h op]	92.826 [us\$]
Auxiliares Topadora s/ruedas	443 [hs]	119 [us\$/h op]	52.667 [us\$]
Retroexcavadora	484 [hs]	119 [us\$/h op]	57.615 [us\$]
Motoniveladora	812 [hs]	119 [us\$/h op]	96.613 [us\$]
Rockbracker	249 [hs]	119 [us\$/h op]	29.668 [us\$]
Aguatero	664 [hs]	119 [us\$/h op]	79.058 [us\$]
<b>Costos operativos Totales</b>			<b>2.754.146 [us\$]</b>

Tabla 18 - Costos operativos desglosado por equipo.

Los costos del proceso de voladura se obtienen considerando la cantidad total de los explosivos y accesorios de voladura por el costo unitario de cada uno, expresados en US\$/unidad, US\$/kg y US\$/m según sea el caso. Estos valores fueron los utilizados durante la etapa productiva de la mina. La Tabla 19 presenta el detalle de cada componente.

Explosivos y Accesorios	Cantidad	Unidad	Costos Unitarios	Total
<b>Booster 900g</b>	318	[no.]	9 [us\$/unidad]	2.863 [us\$]
<b>Booster 450g</b>	772	[no.]	4,1 [us\$/unidad]	3.164 [us\$]
<b>Detonadores pirotecnicos</b>	3.322	[no.]	3,97 [us\$/unidad]	13.187 [us\$]
<b>Retardos</b>	3.322	[no.]	2,76 [us\$/unidad]	9.168 [us\$]
<b>Cordón detonante</b>	65.496	[m]	0,27 [us\$/m]	17.684 [us\$]
<b>Bolsa de aire</b>	772	[no.]	8 [us\$/unidad]	6.174 [us\$]
<b>ANFO</b>	849.069	[kg]	0,7 [us\$/kg]	594.348 [us\$]
<b>Pre - Split</b>	41.780	[kg]	3,9 [us\$/kg]	162.941 [us\$]
<b>Total</b>				<b>809.529 [us\$]</b>

Tabla 19 - Costo de explosivos y accesorios de voladura.

El costo total del proyecto de expansión del periférico 2 asciende a **US \$3.563.675**. Como se observa, los procesos de carga y transporte representan el 46% del costo total, el proceso de voladura el 23% y la perforación el 16%. La figura 53 ilustra la distribución porcentual de cada componente.

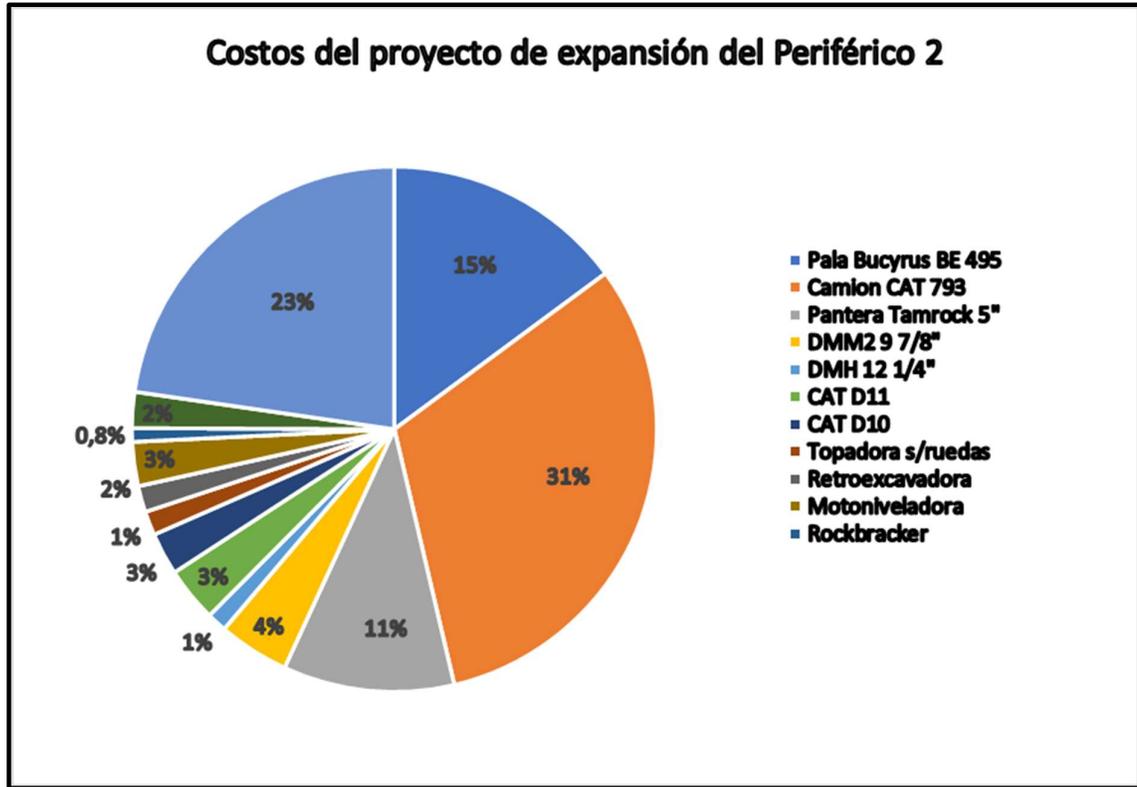


Figura 47 - Grafico de distribución de costos del proyecto de expansión del periférico 2.



## 5.8 Secuencia de producción

Una vez determinado los tiempos para completar los trabajos por bancos, tanto de pioneering como de producción, se procede a estimar la secuencia de explotación para determinar el tiempo total de ejecución del proyecto de expansión.

La secuencia programada de tareas es una metodología estratégica que optimiza tiempos y recursos dentro del proyecto, permitiendo alcanzar los objetivos establecidos de manera eficiente y segura, mediante la simultaneidad y tiempo de inicio de las actividades en los diferentes niveles. Para ello se tomaron como referencia las horas operativas necesarias y los días de trabajo por banco de cada equipo, indicados en las tablas 16 y 17.

De esta manera, se procede a analizar banco a banco las condiciones operativas y de seguridad, superficies de trabajo, topografía resultante, accesos, para determinar si es posible llevar a cabo la simultaneidad de los procesos en un mismo banco o entre bancos consecutivos.

- **Banco 2645**

Corresponde al banco superior donde comenzarán los trabajos y la definición de la fase del banco es fundamental para crear la primera plataforma de trabajo y lograr los límites del diseño. Por la configuración de la topografía y el diseño del banco, no permite el ingreso de perforadoras al sector, por lo tanto, los trabajos se realizarán únicamente con retroexcavadora, rockbreaker (martillo picador) y topadora D10.

La secuencia inicia con la rectificación y acondicionamiento del acceso existente al nivel 2645, para lograr las condiciones de seguridad y operativas (construcción de bermas, rectificación de pendientes y ancho).

Luego, comienzan con los trabajos de desquiches y empuje de material para lograr la fase de diseño. En este caso, para la determinación del tiempo, no se tiene en cuenta el tonelaje del banco a liberar, sino la complejidad de los trabajos a realizar.

*Acondicionamiento Acceso: 5 días*

*Desquiches y empuje de material: 5 días*

*Tiempo total: 10 días*

- **Banco 2628**

Este banco tiene las mismas condiciones operativas que el banco 2645 y se emplearán los mismos equipos. Se debe realizar la rectificación del acceso al nivel 2628. Los tiempos estimados son:

*Acondicionamiento Acceso: 2 días*

*Desquiches y empuje de material: 17 días*

*Tiempo total: 19 días*

- **Banco 2611**

La plataforma lograda al nivel 2628, permite comenzar con la actividad de perforación de precorte y producción con la perforadora Pantera Tamrock de 5" y el empuje de material volado con topadora D10 y D11 y retroexcavadora.

Como se detalla en el capítulo IV, este banco se trabajará a medio banco, o sea que se realizarán dos procesos de voladura y empuje, una al nivel 2619 y otra al nivel 2611. Debido



a las dimensiones del banco, estos procesos se realizarán en forma independiente y consecutivos.

*Acondicionamiento Acceso: 2 días*

*Perforación y voladura: 18 días*

*Empuje de material: 8 días*

*Tiempo total: 28 días*

- **Banco 2594**

Se realizará el mismo proceso que el banco superior, primero al nivel 2602 y luego al nivel 2594. Se utilizarán los mismos equipos.

*Acondicionamiento Acceso: 1 día*

*Perforación y voladura: 42 días*

*Empuje de material: 18 días*

*Tiempo total: 61 días*

- **Banco 2577**

Por su disposición y extensión permite realizar la división longitudinal en dos sectores de trabajo para lograr una operación simultánea de las actividades de perforación y empuje de material. El proceso inicia con la perforación y voladura del primer sector para generar el material volado para el ingreso de los equipos de empuje, mientras se continúa perforando el segundo sector, creando de esta forma el secuenciamiento de los procesos. Esto permite optimizar el rendimiento de los equipos, el inicio de cada proceso y la reducción de los tiempos de operación.

Este proceso de secuenciamiento también se realiza con el banco inmediatamente inferior, banco 2560, permitiendo la liberación de áreas de perforación cuando se realice el empuje del material del primer sector del banco 2577.

En la figura 54 se representa el secuenciamiento de planificado para los bancos 2577 y 2560.

*Perforación y voladura: 19 días*

*Empuje de material: 42 días*

*Tiempo total: 61 días*

*Tiempo total Secuenciamiento: 51 días*

- **Banco 2560**

Se realiza el mismo procedimiento detallado en el punto anterior, con el secuenciamiento en el mismo banco y con el banco superior.

*Perforación y voladura: 40 días*

*Empuje de material: 60 días*

*Tiempo total: 100 días*

*Tiempo total Secuenciamiento: 90 días*

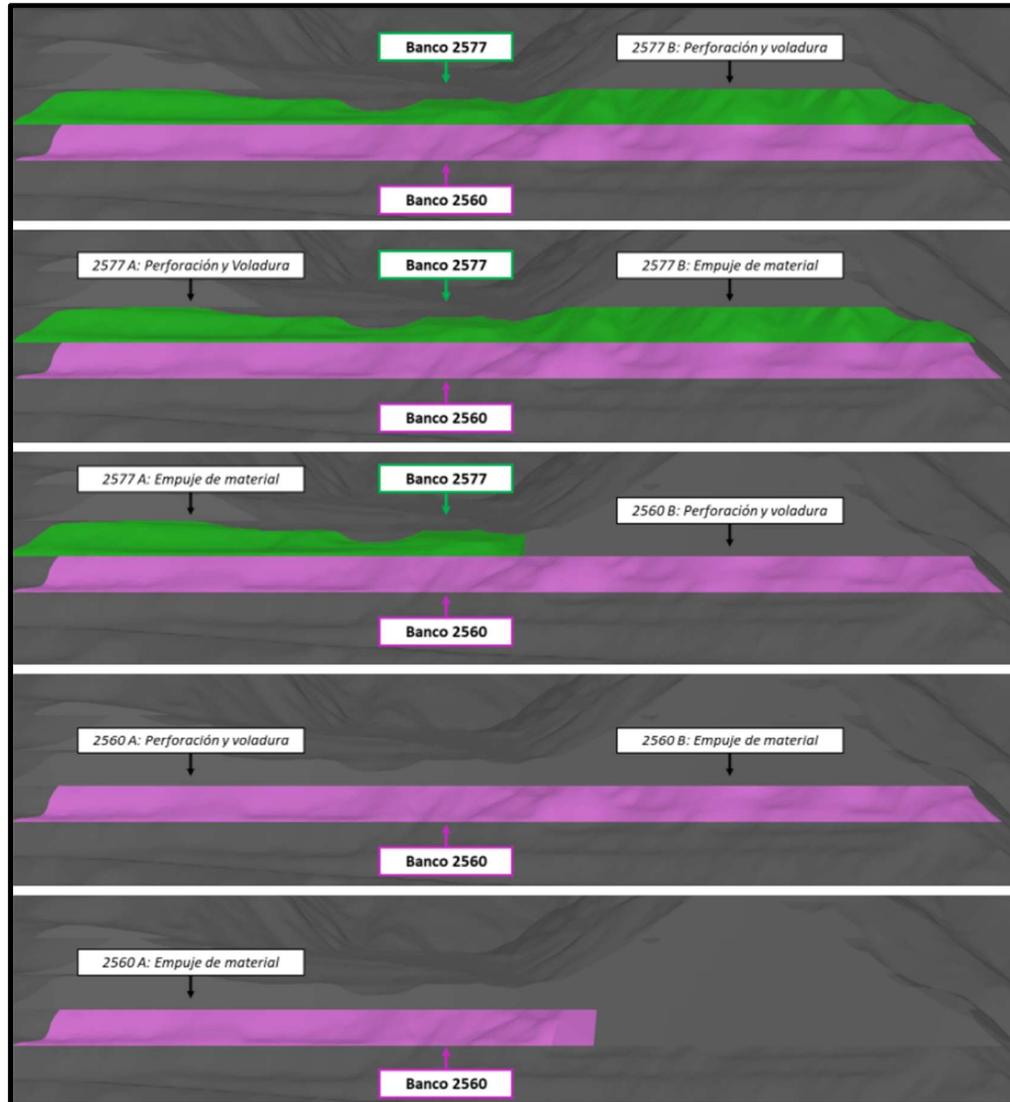


Figura 48 - Secuencia de trabajo bancos 2577 y 2560.

- **Banco 2543**

A partir de este banco comienza la etapa de producción, donde se ejecutarán los procesos de perforación, voladura, carga y transporte de material. Al igual que los bancos superiores se deberán coordinar las tareas para lograr la simultaneidad de estas.

En este banco y en el 2526 se planifican tres voladuras por banco, para generar el material para el proceso de carga y transporte. En este caso hay que garantizar el acceso para los equipos de perforación, que trabajarán en el nivel superior al nivel de carguío. A medida que se completa la perforación en el nivel superior, los equipos descienden al banco inferior para continuar con el proceso, tal como se muestra en la figura 55.

*Perforación y voladura: 41 días*

*Carga y transporte: 41 días*

*Tiempo total: 82 días*

*Tiempo total Secuenciamiento: 58 días*

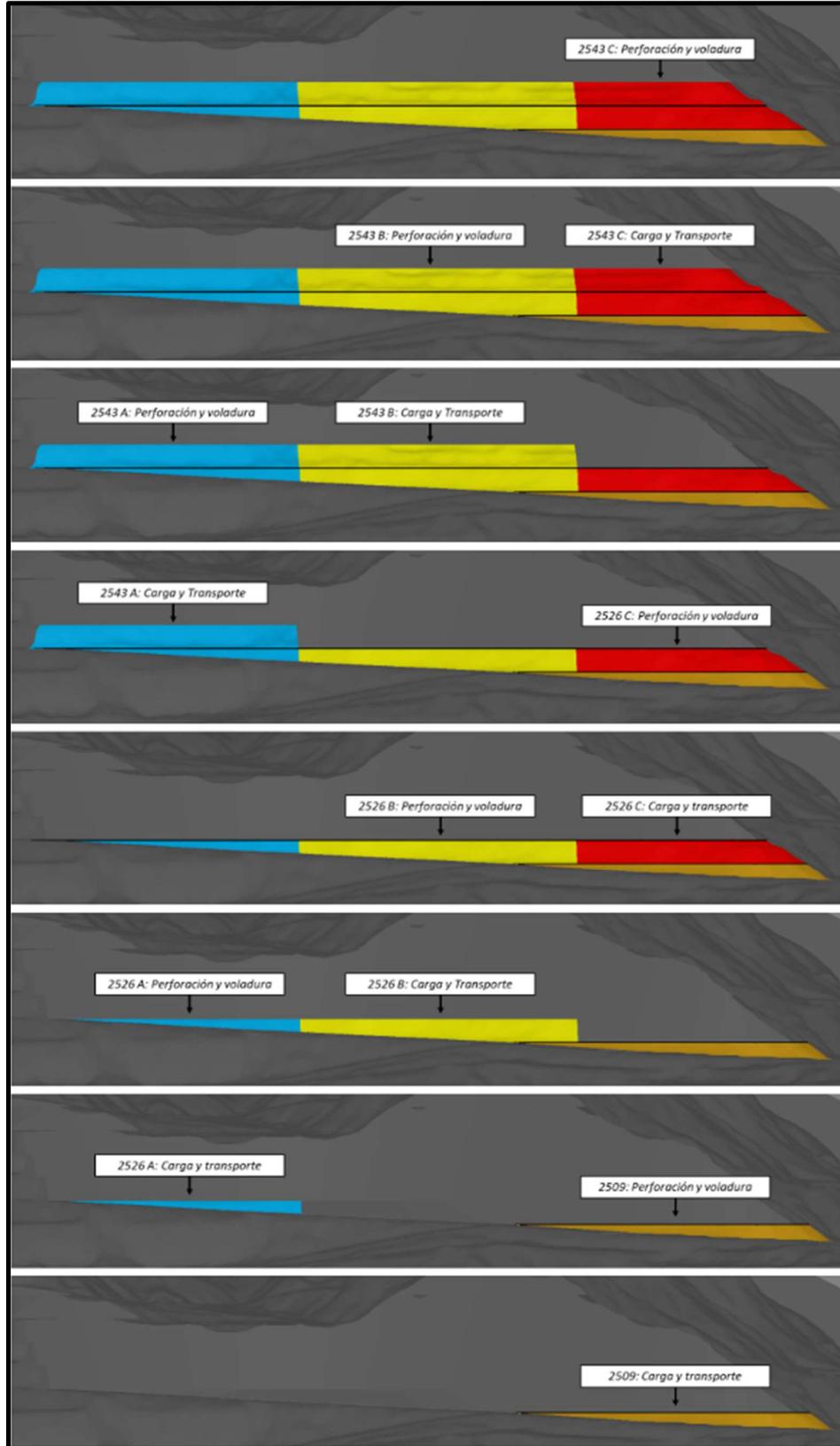


Figura 49 - Secuencia de producción de los bancos 2543,2526,2509.



• **Banco 2526**

Se sigue el mismo procedimiento que el nivel superior, los tiempos estimados son:

*Perforación y voladura: 43 días*

*Carga y transporte: 34 días*

*Tiempo total: 77 días*

*Tiempo total Secuenciamiento: 51 días*

• **Banco 2509**

Finalmente, en el banco 2509 se ejecuta la perforación y voladura en un único evento, para luego continuar el proceso de carga y transporte del material y con ello se completa la ampliación del periférico. Cabe destacar que en este nivel se define la parte final del periférico, por lo tanto, la longitud de perforación será realizada a diferentes profundidades para definir la pendiente de la rampa. Asimismo, la pala cargará el material en rampa.

*Perforación y voladura: 16 días*

*Carga y transporte: 13 días*

*Tiempo total: 29 días*

*Tiempo total Secuenciamiento: 29 días*

De acuerdo a los criterios establecidos, se estima que la ejecución del proyecto de ampliación del periférico 2 tendrá una duración de 317 días.

La planificación y organización de las tareas fue realizada utilizando el software Microsoft Project, herramienta especializada para la gestión de proyectos. A continuación, se presenta el diagrama de Gantt correspondiente y cada barra representa el tiempo de ejecución de cada tarea:

Color de barra	
	Tareas de preparación de accesos
	Tareas de empuje
	Tareas de perforación
	Tareas de carga y transporte

Tabla 20 - Colores de las barras en diagrama de Gantt de acuerdo a la tarea a realizar.





## Conclusiones

- Mediante el empleo del software Minesight 3D se llevó a cabo el diseño geométrico de la expansión de la pared en el sector comprometido del periférico 2, abarcando una longitud total de 590 metros, desde el ingreso de la mina hasta su reconexión con el mismo periférico. El diseño consistió en el desplazamiento de la traza del camino 30 metros hacia el interior de la pared, a lo largo de dicha distancia, iniciando en el nivel 2509 y finalizando en el nivel 2543, lo que dio como resultado una pendiente del 5,7%. a partir de su intersección con la topografía se definió el área que abarca la expansión, con una altura vertical de 145 metros comprendida entre los niveles 2509 y 2645, conformando un total de 9 bancos.
- Mediante la intersección del diseño y la topografía, se determina un volumen de 820.766 m<sup>3</sup> de material comprometido en la expansión, y considerando una densidad de 2,7 t/m<sup>3</sup>, corresponde a un total de 2.216.069 t de material *in situ*.
- Los bancos 2645 al 2560 corresponden a sectores pioneering, donde se realizarán las actividades de perforación, voladura y empuje de material, representando un total de 1.152.746 t de material.
- Los bancos 2543, 2526 y 2509 son bancos de producción, donde se realizarán los procesos de perforación, voladura, carga y transporte de material, mediante una rampa de acceso, con un total *in situ* de 1.063.323 t. Es importante remarcar, que el tonelaje total a considerar para el proceso de carga y transporte asciende a 1.833.544 t, conformada por el material *in situ* de los bancos, el material de derrame sobre el periférico producto del pioneering y la rampa de acceso a los niveles.
- Se obtuvieron un total de 52.719 m de perforación, correspondiendo el 64% a los pozos de precorte ejecutados con Pantera Tamrock de 5" de diámetro.
- Del análisis del ciclo de transporte desde el sector de diseño al botadero SAM inferior, se determina un tiempo de ciclo de 18,4 minutos, por lo cual se necesita 4 camiones para transportar la producción del equipo de carga, que corresponde a 20.880 t/día. Cabe aclarar, que la empresa cuenta con 5 camiones operativos destinados al proyecto, por ende, se tendrá un camión en reserva reduciéndose las horas operativas y con ello el costo total de transporte.
- Del estudio de los tiempos operativos de los equipos, se determina que los de mayor impacto lo representan la flota de camiones (2.866 hs), perforadoras Tamrock 5" (1.780 hs), Topadoras D10 y D11 (1.788 hs) y pala (632 hs), por lo cual el tiempo de duración del proyecto dependerá de la eficiencia y productividad de estos.



- Los costos totales del proyecto de expansión ascienden a US\$ 3.563.675, donde el proceso de carga y transporte representa el 46% del costo total (US\$ 1.651.159), el proceso de voladura el 23 % (US\$ 809.529) y la perforación el 16% (US\$ 574.531), el resto de los costos corresponden a los equipos auxiliares.
- De acuerdo con el análisis de las horas operativas necesarias, los días de trabajo por bancos de cada proceso, las condiciones operativas y de seguridad y el secuenciamiento de los procesos en el mismo banco y entre bancos sucesivos, se estima una duración de 317 días, correspondiendo 179 días a los trabajos de pioneering y 138 días a los de producción.

### Recomendaciones

Si bien el diseño de la expansión del periférico 2 se realizó considerando los parámetros geométricos sugeridos por el área de Geotecnia de la Empresa, se recomienda que dicho diseño sea sometido a una evaluación geotécnica específica. Esta revisión permitirá verificar que las condiciones de estabilidad del talud cumplan con los estándares establecidos por la empresa en términos de Factor de Seguridad (FS), asegurando así la viabilidad y seguridad del diseño propuesto.

Como se observa, la actividad que limita la continuidad del avance de cada banco es la perforación de las líneas de precorte, debido a la cantidad de pozos a realizar con espaciamiento entre pozos de 1,6 m. Por lo tanto, se recomienda, dentro de lo posible, la incorporación de una segunda perforadora Tamrock de 5", reduciendo de esta manera los tiempos de perforación de cada banco.

La planificación de corto plazo, sin lugar a duda, cumple una función importante en el control e identificación de oportunidades de mejora en el avance diario, tendientes al cumplimiento de los objetivos. Una mejora sería la ejecución de terrazas en cada banco, siguiendo las curvas de nivel del cerro, para realizar pozos auxiliares y garantizar de esta forma una voladura eficiente, o la realización de pozos inclinados en sectores de cresta.

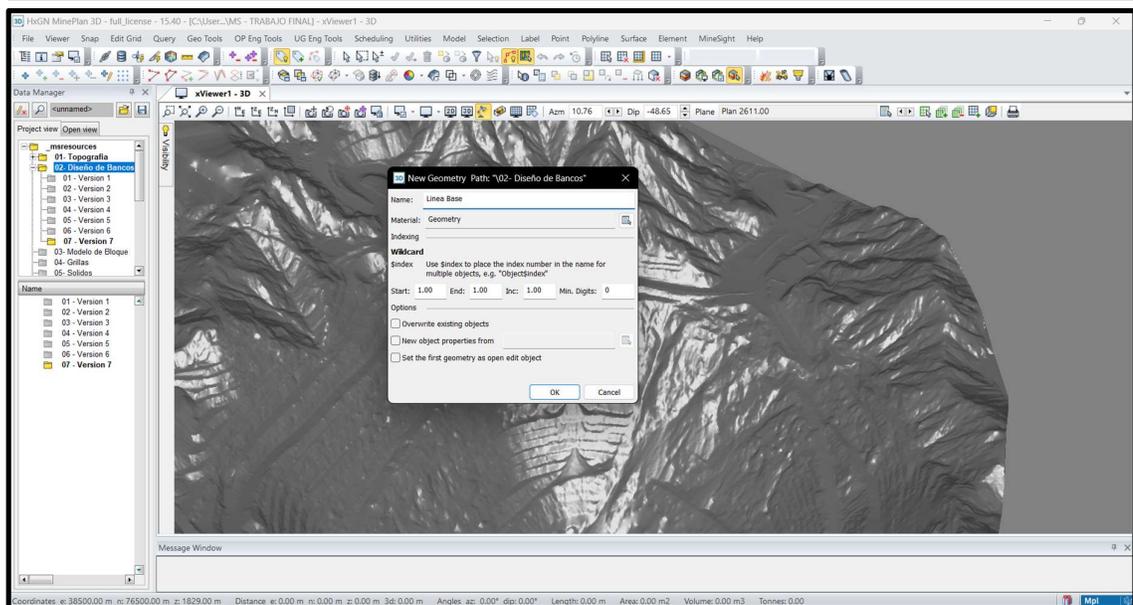
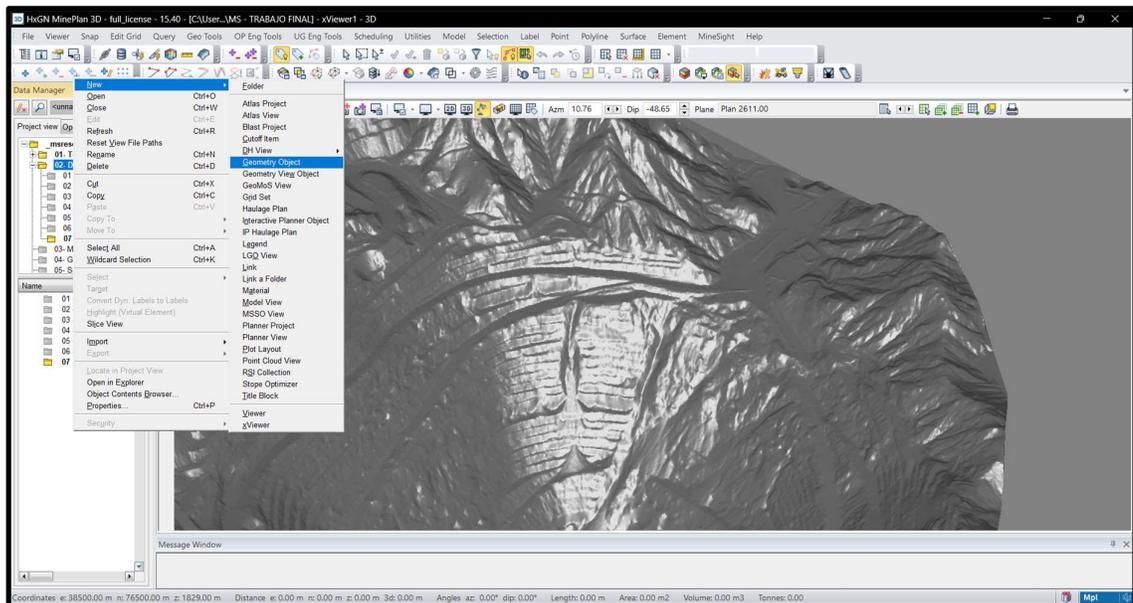


## Bibliografía

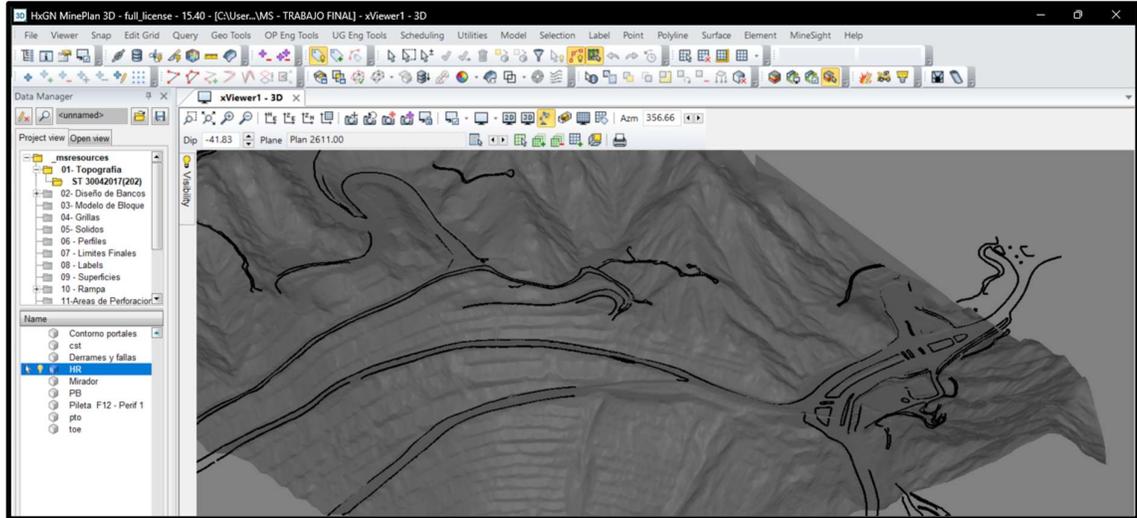
- Ing. Ramón A. Martínez, (2022). Apuntes de Cátedra – Planificación de Minas. Facultad de Tecnología y Ciencias Aplicadas - UNCa.
- Ing. Daniel L. Moreno, (2010). Planificación del Desarrollo de Fases de Explotación [Trabajo Final, Universidad Nacional de Catamarca].
- Minera Alumbraera. (2022). Actualización Plan de Cierre de Mina, Minera Alumbraera, Versión 02 – Revisión 01.
- Itasca Chile SpA. (2022). Verificación de la Estabilidad del Talud Noroeste Pit Alumbraera (Informe 659.005.01).
- Atlas Copco. (s.f.). Manual de operación y mantenimiento: Perforadora DMM2.
- Atlas Copco. (s.f.). Manual de partes: Perforadora DMH.
- Arteaga, R., & Zapatero Rodríguez, M. A. (1997). Manual de evaluación técnico-económica de proyectos mineros de inversión. Instituto Geológico y Minero de España.
- Bucyrus International. (s.f.). Manual de operación y mantenimiento: Pala eléctrica de cable 495HR.
- Calder, P. N. (s.f.). Tópicos de Ingeniería de Minas a Rajo Abierto [Manuscrito no publicado].
- Caterpillar. (2022). 793 Mining Truck: Technical specifications (AEHQ6640-02).
- Caterpillar. (2022). Cat® D10 – Dozer.
- Caterpillar. (2023). D11 Dozer – Especificaciones técnicas (AEXQ2475-00).
- Industriales Austin de Costa Rica. (2017). Ficha técnica de producto: ANFO. Esparza, Puntarenas, Costa Rica.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., & García Bermúdez, P. (2003). Manual de perforación y voladura de rocas. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía (UPM).
- Sandvik Mining and Construction. (2004). Pantera 1500 – Rock Drills.
- Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. (Ed.). (2011). SME mining engineering handbook (3rd ed., Vols. 1–2). SME.

## ANEXO I: Diseño de expansión del periférico 2

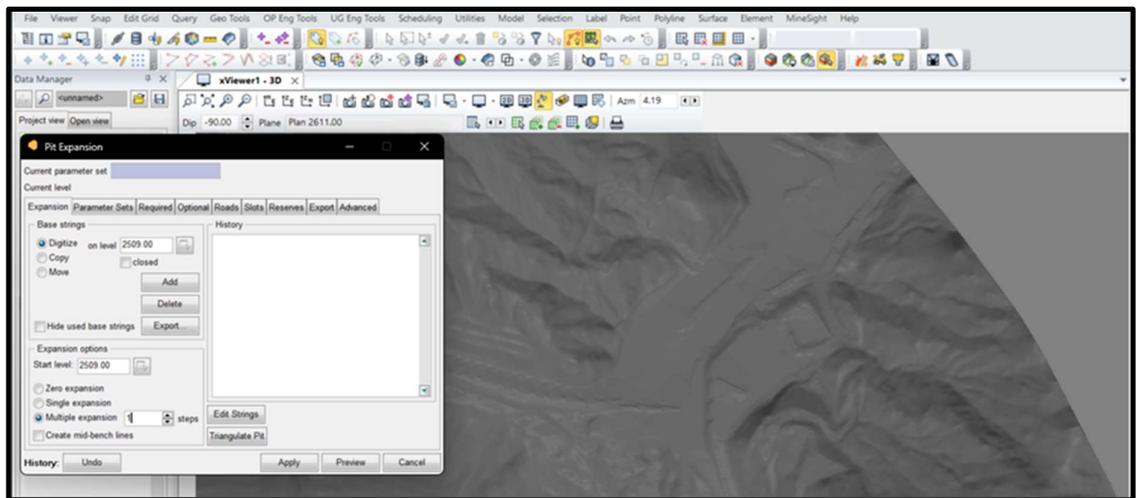
1. Crear un nuevo objeto geométrico dentro de una carpeta existente y nombrarlo “Línea Base”. Editar el objeto.



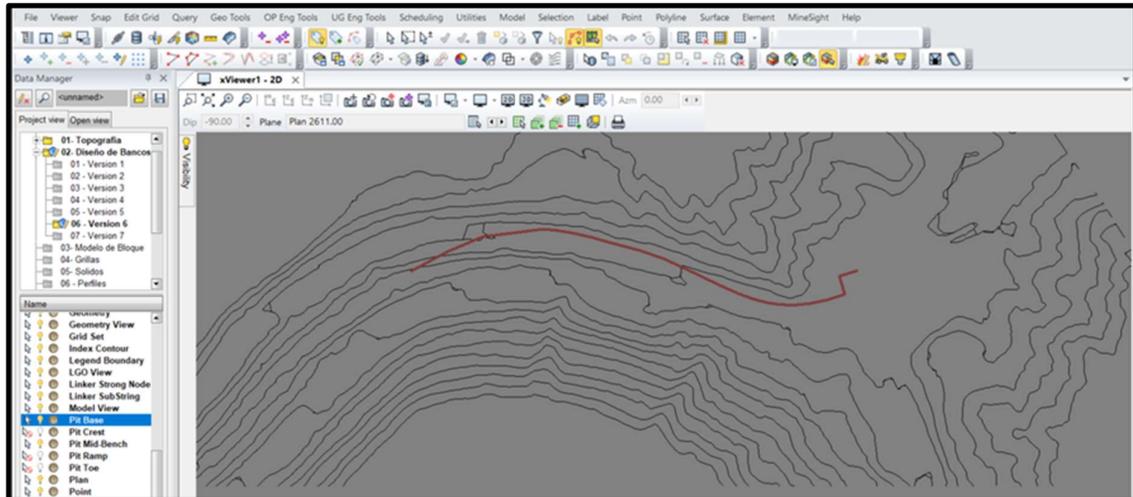
2. Abrir la topografía original y el archivo de los caminos existentes.



3. En el menú “OP Eng Tools”, seleccionar la herramienta “Pit Expansion”.
  - En la pestaña “Expansion”, en “Base strings”, seleccionar “Digitize”.
  - En “on level”, introducir la cota base del proyecto (2509) y clicar “Add”.

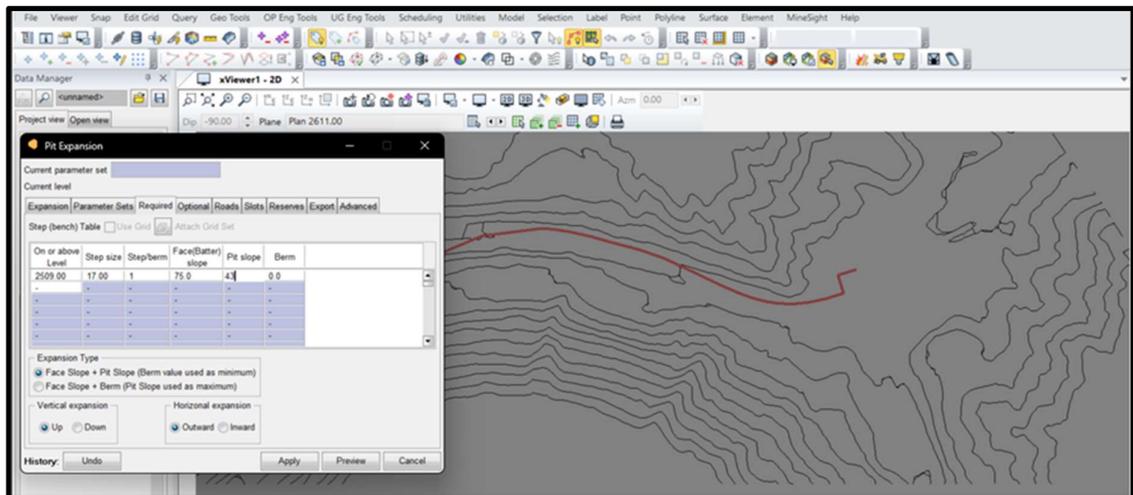


4. Digitalizar la línea base usando las herramientas de los menús “Polyline” y “Point”. En caso de ser necesaria modificaciones en la línea base, usar “Edit Strings” en la pestaña “Expansion”.



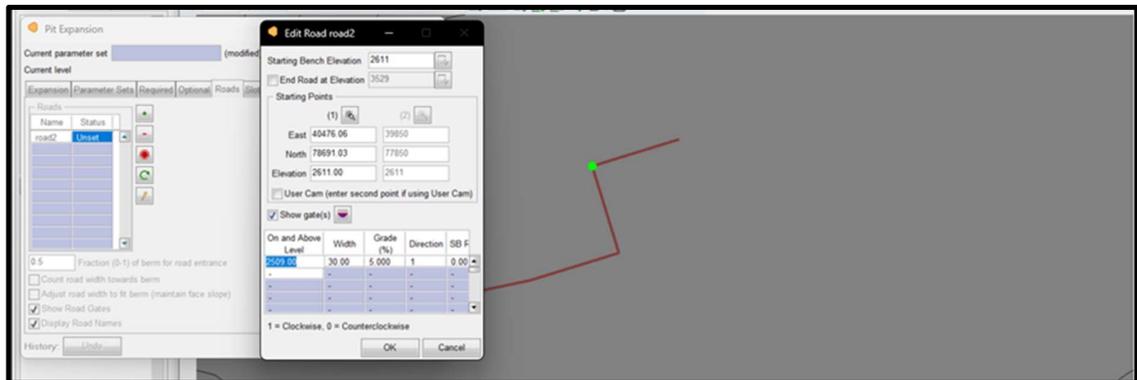
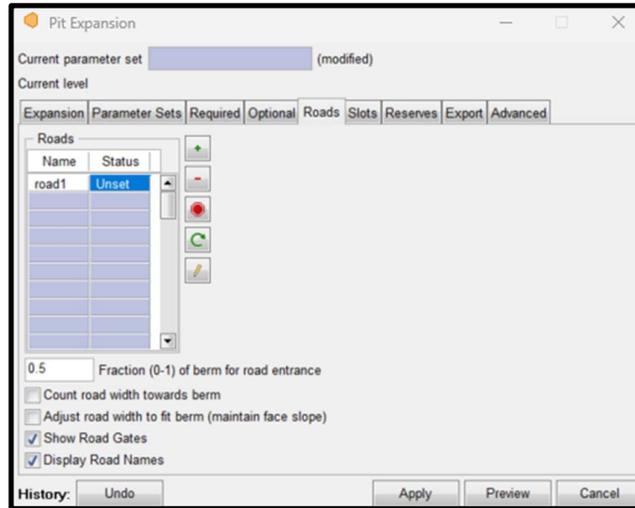
5. En la pestaña “Required”, ingresar los siguientes parámetros:

- Nivel de inicio del banqueo, altura de banco, existencia de berma, ángulo cara de banco (ACB), ángulo global (Pit slope) y ancho de berma.
- En “Expansion Type”, seleccionar “Face Slope + Pit Slope”.
- En “Vertical expansion” y “Horizontal expansion”, seleccionar “Up” y “Outward” respectivamente.



6. En la pestaña “Roads”, clicar “Add” para crear un nuevo camino (en este caso, la expansión del periférico existente).

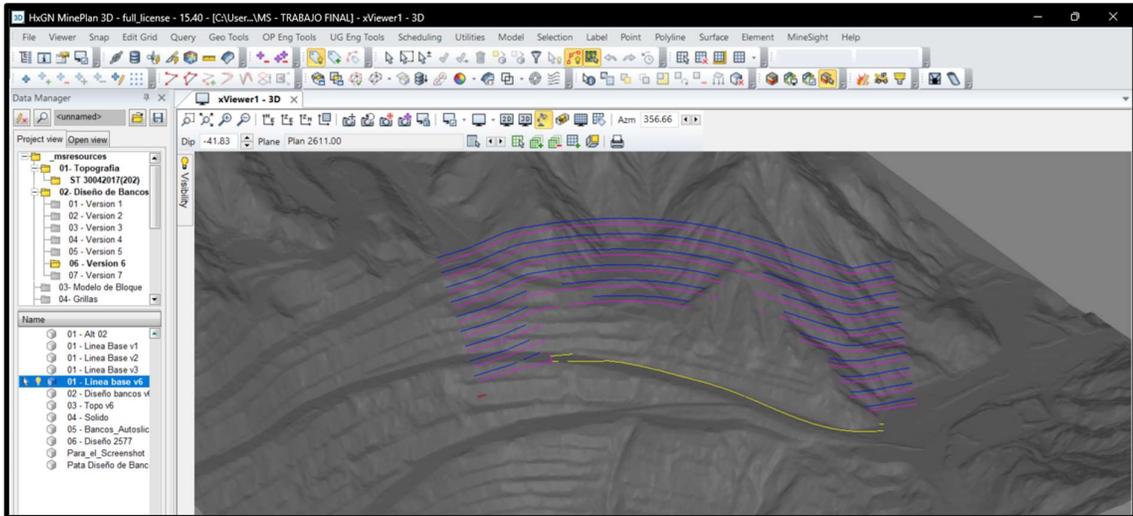
- Clicar “Edit” con el camino seleccionado.
- En “Starting bench elevation”, asignar la cota de banco de partida (2509).
- En “Starting Points”, determinar el punto de partida de la rampa.
- Ingresar los parámetros de la rampa: cota de inicio, ancho, pendiente y dirección (1 para horario, 0 para antihorario).
- Clicar “OK” para guardar.



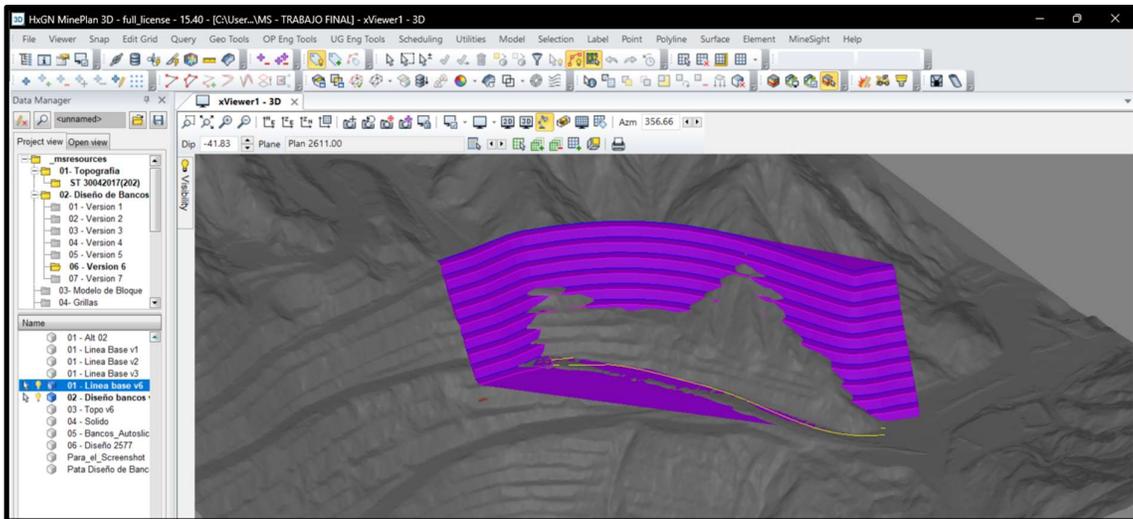
7. Hacer una previsualización (Preview) y ajustar los parámetros si es necesario. Aplicar (Apply).

- Para diseñar bancos individualmente, usar “Single expansion”. Para múltiples bancos, usar “Multiple expansion” y asignar el número deseado.

- Las líneas amarillas representan el camino, las magentas las crestas y las azules las patas de los bancos.

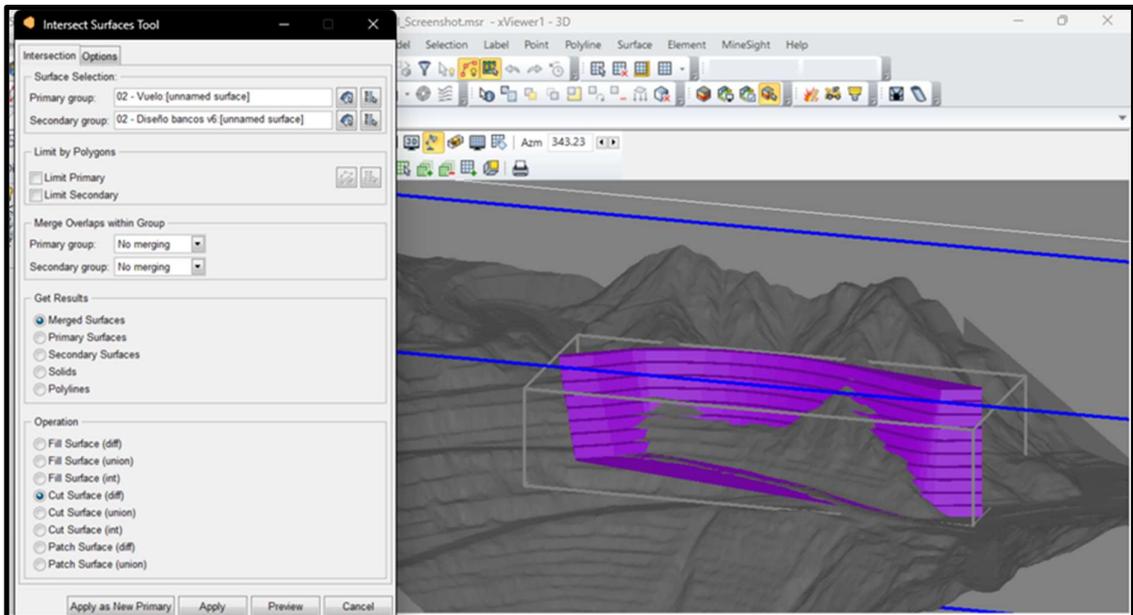
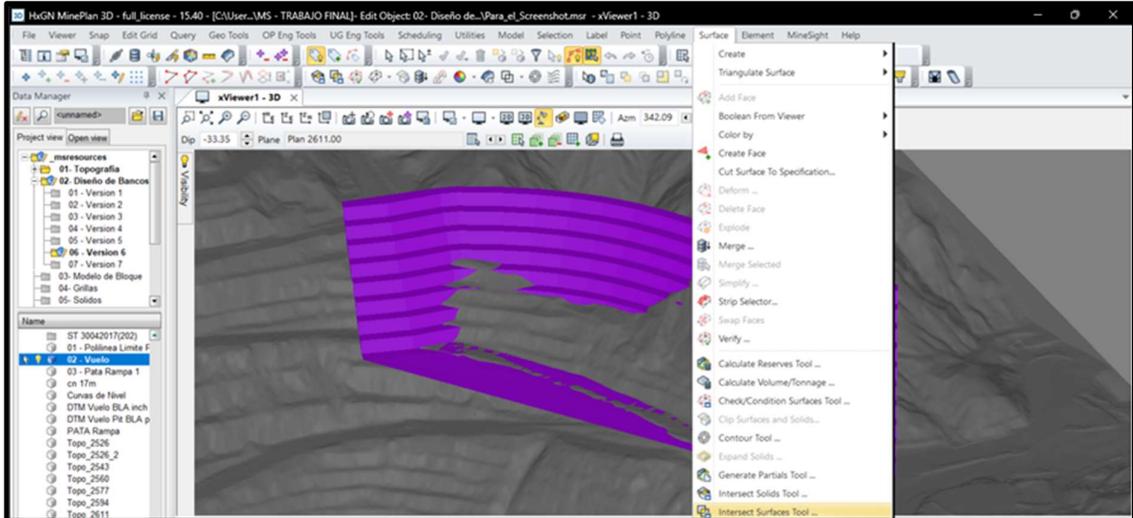


8. Finalizado el diseño, en la pestaña “Expansion”, seleccionar “Triangulate Pit” para generar la superficie del diseño de bancos. Guardar en un nuevo objeto geométrico llamado “Diseño de Banco”.



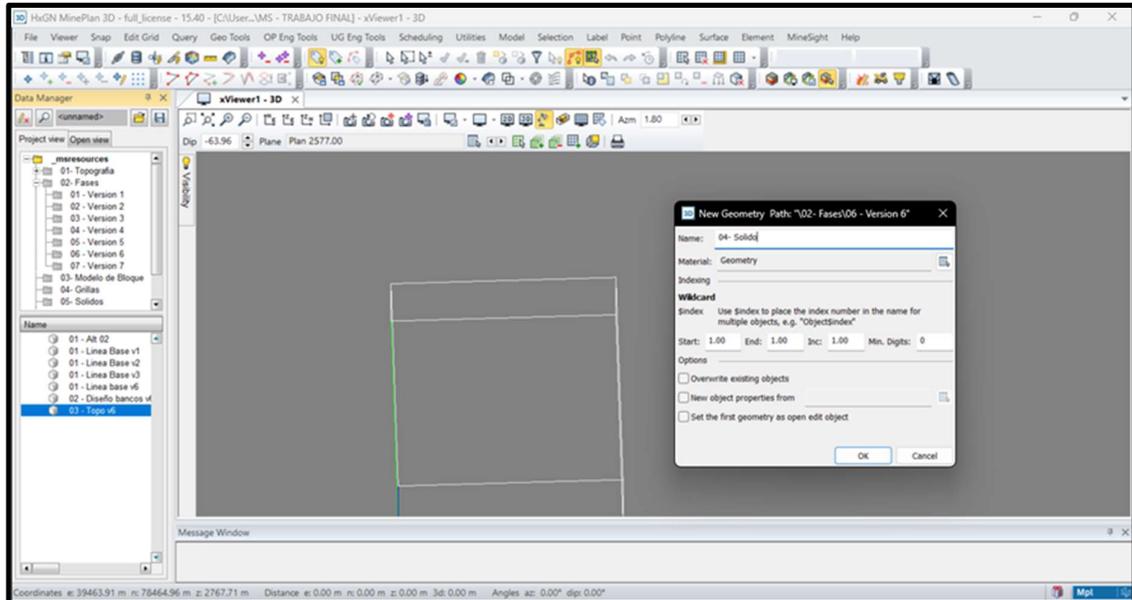
9. Cortar la topografía original con el diseño de bancos usando la herramienta “Intersect Surface Tool” en el menú “Surface”.

- En “Surface Selection”, seleccionar “Diseño de banco” y la topografía original.
- En “Get Results”, seleccionar “Merged Surfaces”.
- En “Operation”, seleccionar “Cut Surface (diff)”.
- Previsualizar y aplicar. Guardar la topografía final en un nuevo objeto geométrico llamado “Topografía Final”.

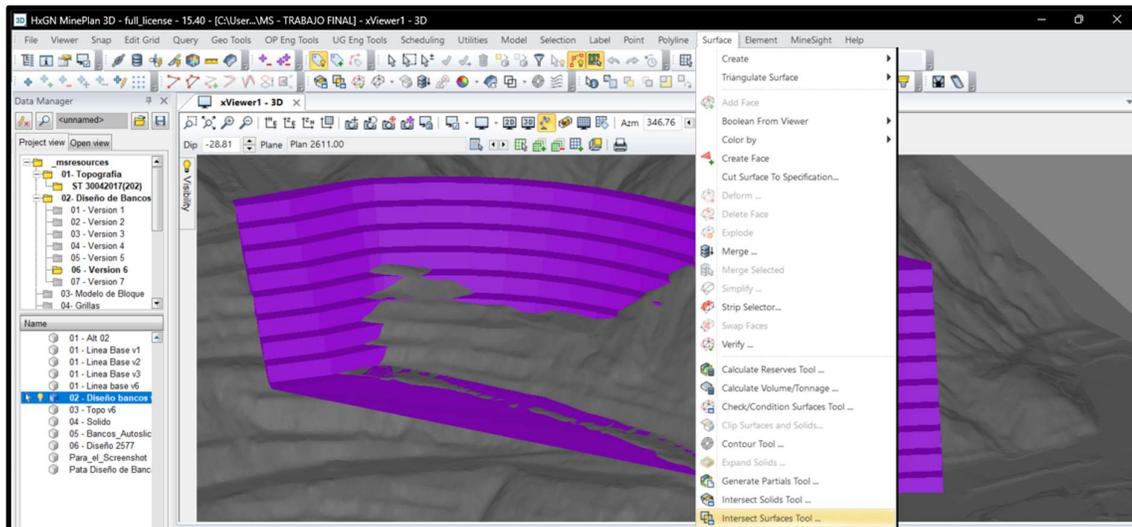


## ANEXO II: Determinación de material a extraer

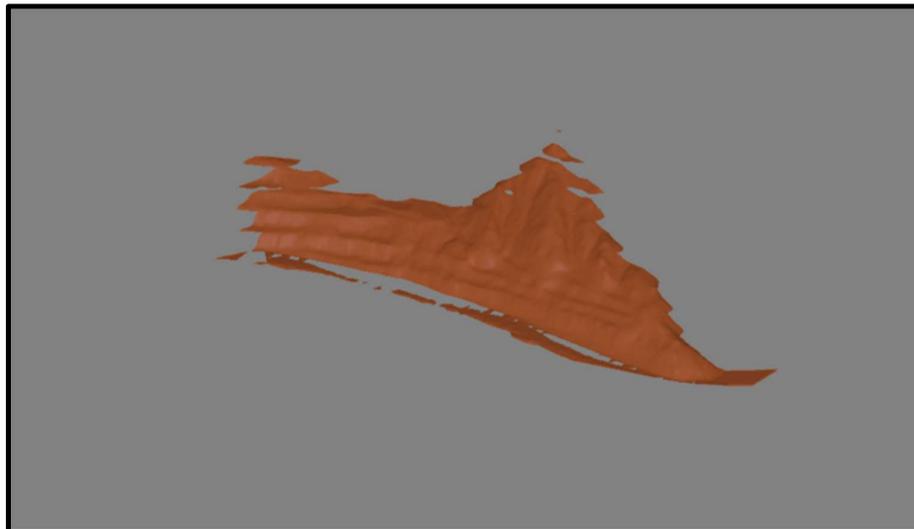
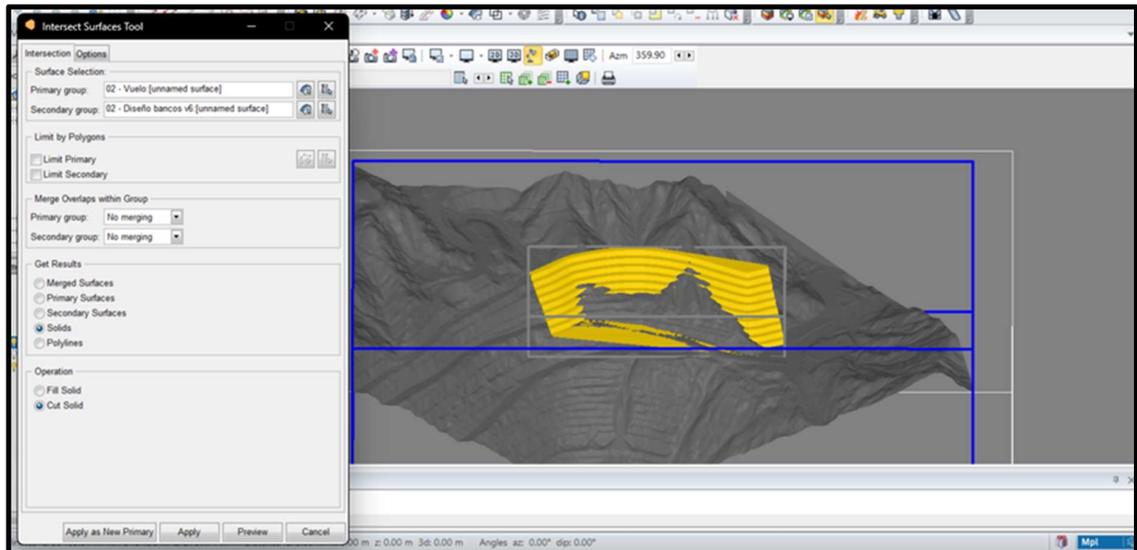
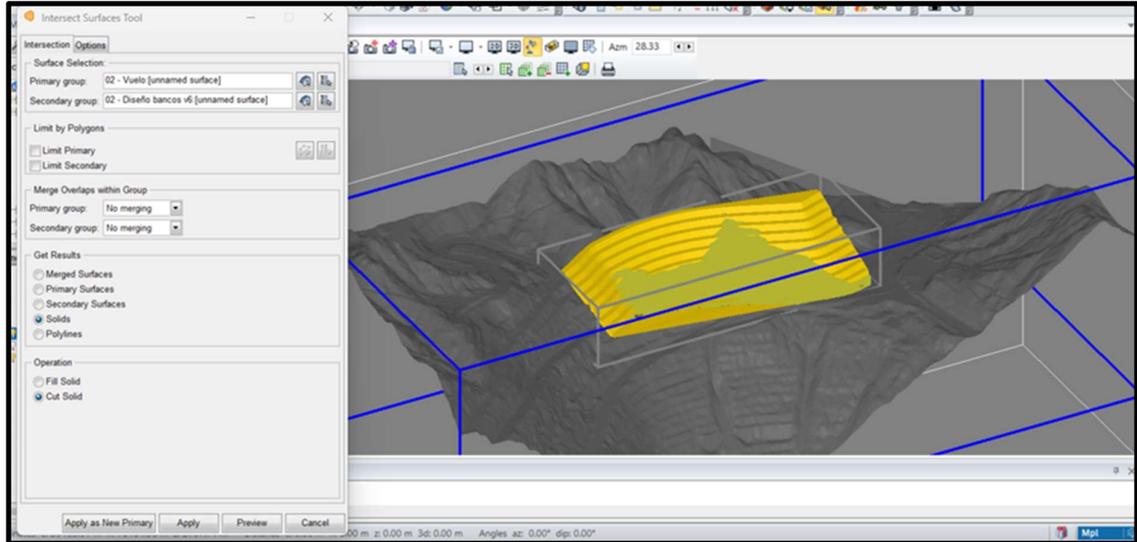
1. Crear un nuevo objeto geométrico y asignarle el nombre “Sólido”.



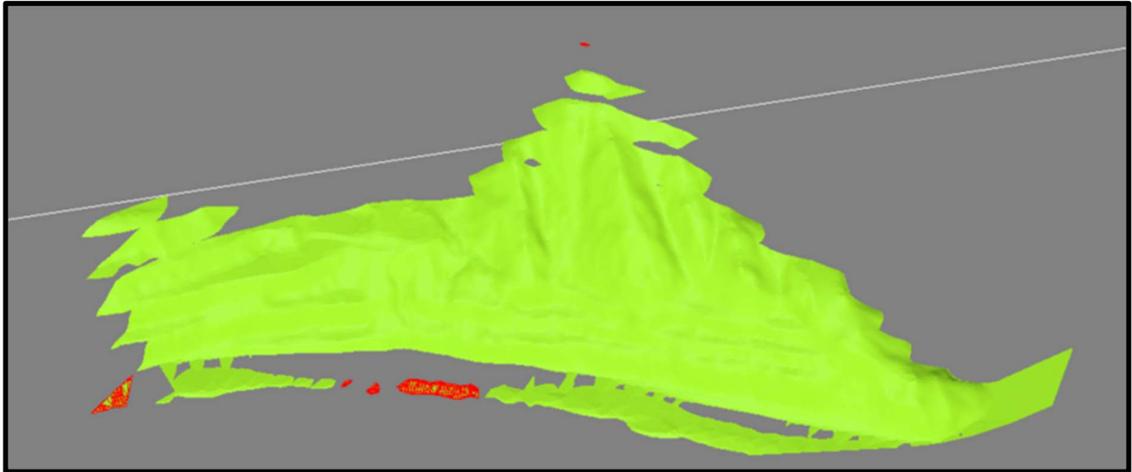
2. Abrir la topografía original y el elemento “Diseño de banco”. En el menú “Surface”, seleccionar la herramienta “Intersect Surface Tool”.



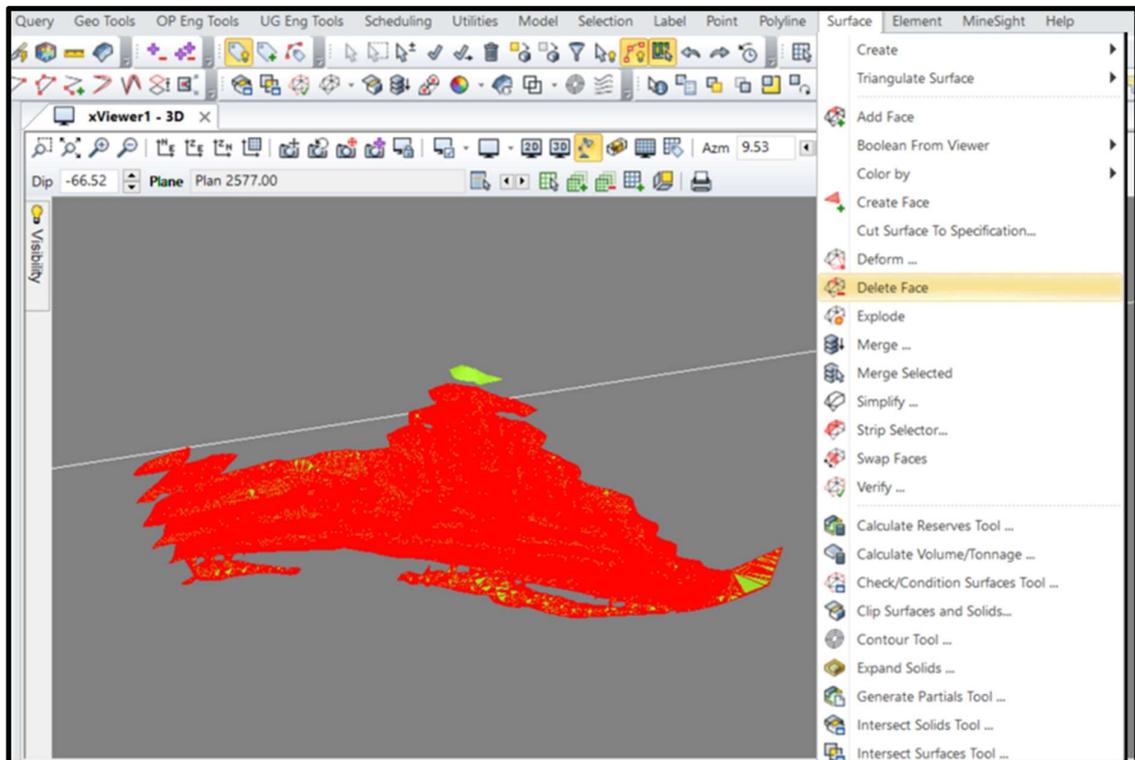
- En “Surface Selection”, asignar la topografía original al “Primary group” y el “Diseño de banco” al “Secondary group”.
- En “Get Results”, elegir la opción “Solids” y en “Operation”, marcar “Cut Solid”.
- Previsualizar el resultado y aplicar. Enviar el resultado al elemento “Sólido”.

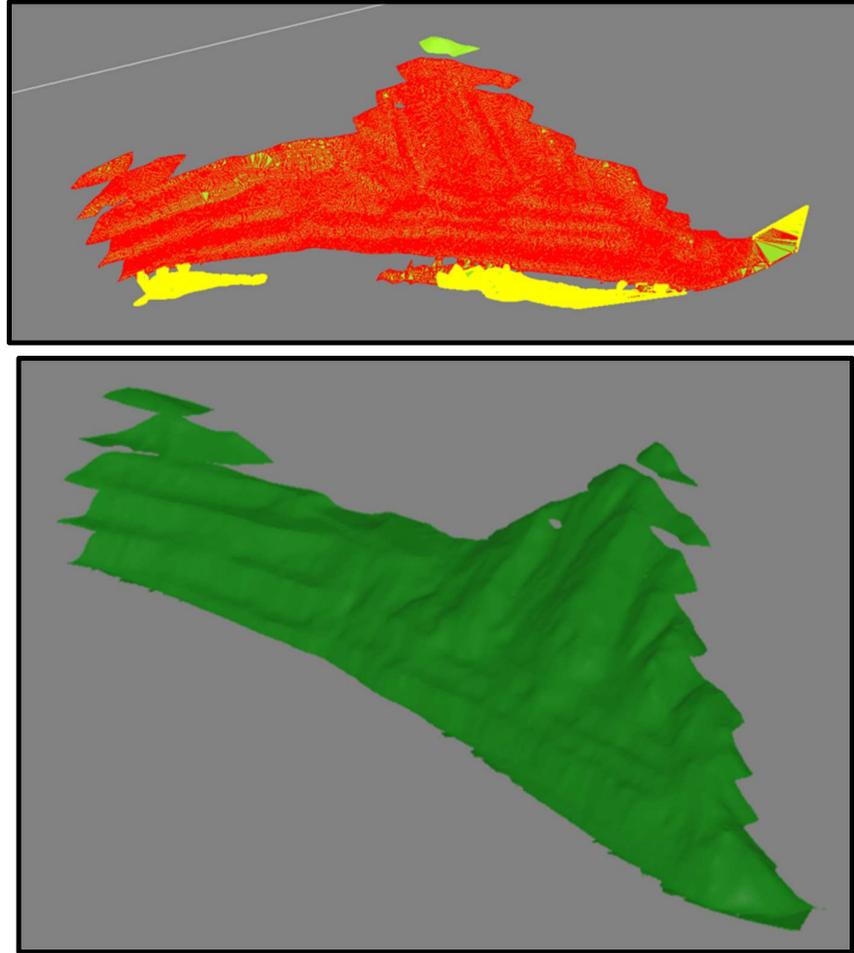


3. Abrir la herramienta “Explode” en la pestaña “Surface”. Seleccionar el sólido, hacer clic derecho y ejecutar. Eliminar los sólidos no relevantes.

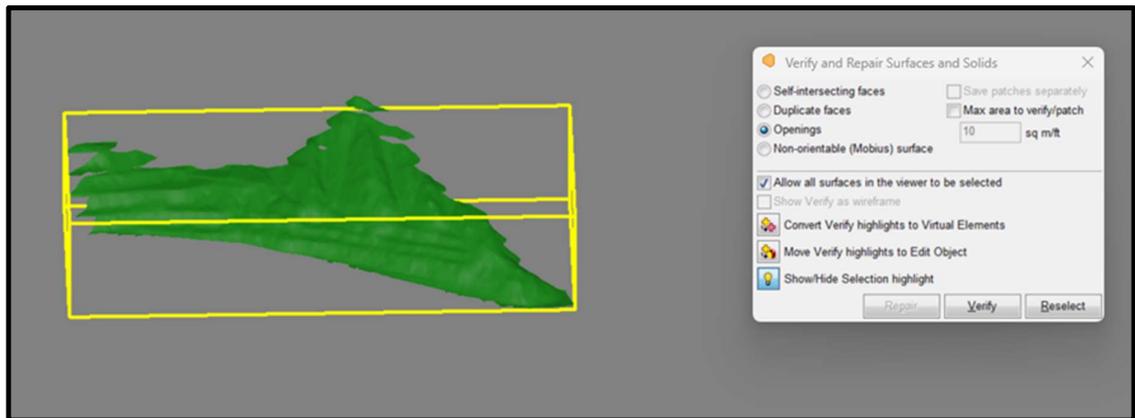
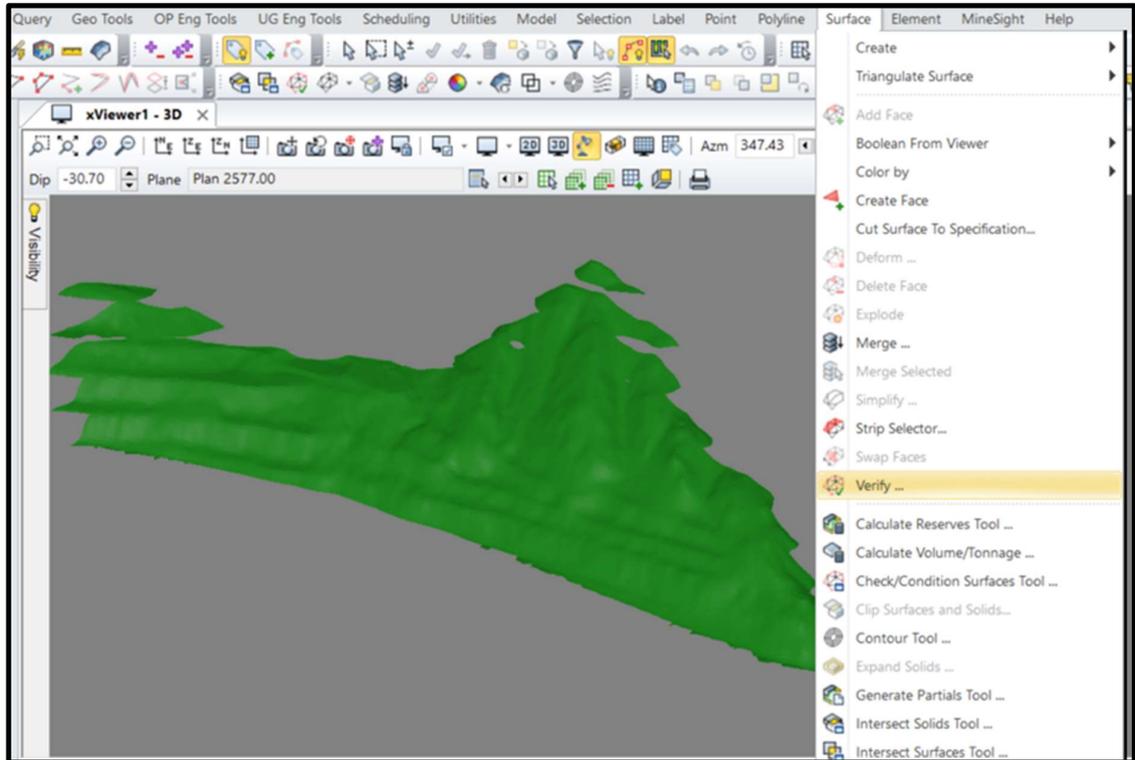


4. Usar la herramienta “Delete Face” (en el menú “Surface”) para eliminar caras innecesarias.

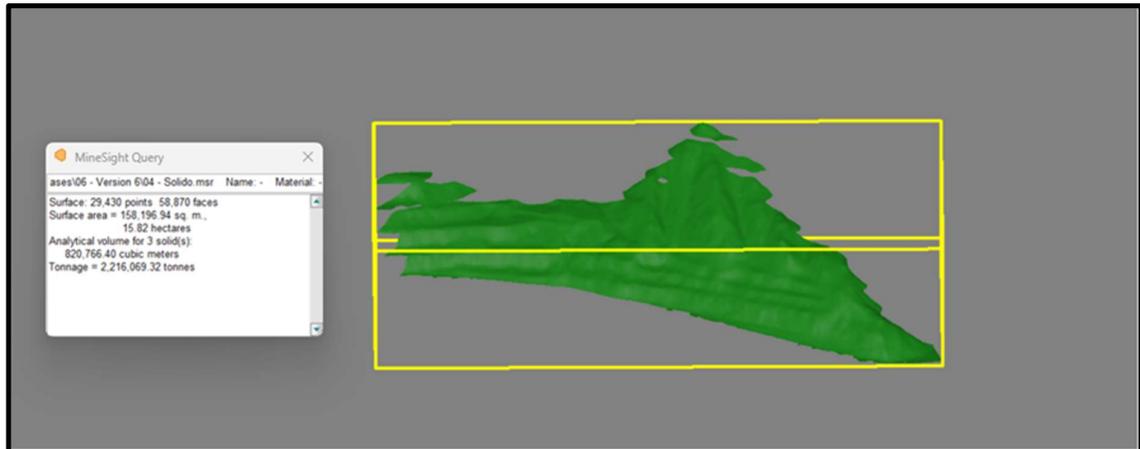
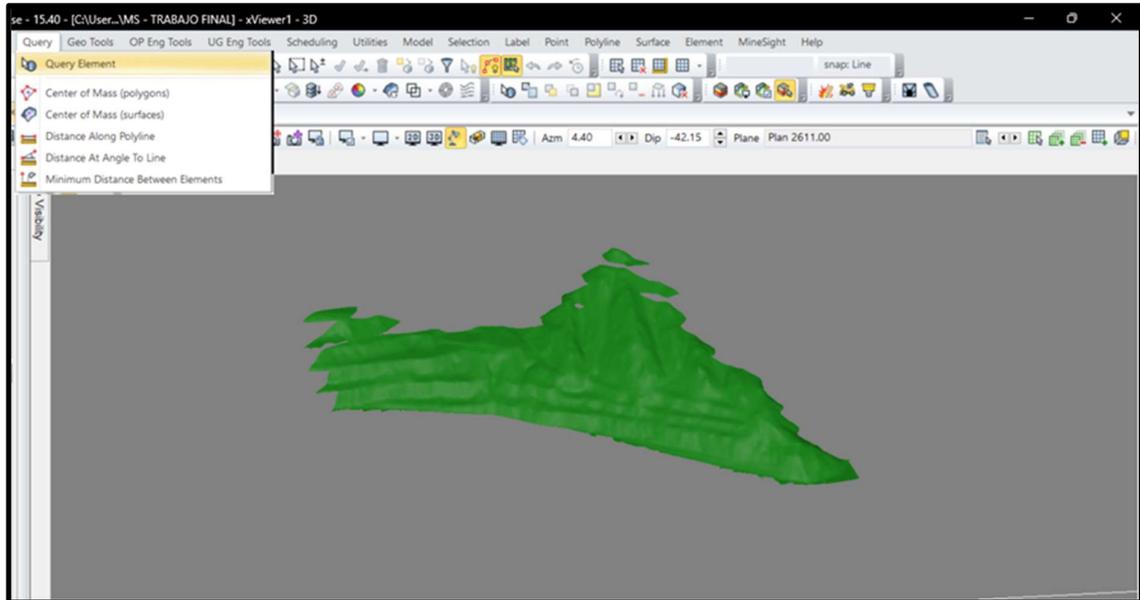




5. Seleccionar el sólido y abrir la herramienta "Verify" en el menú "Surface". Activar las opciones "Self-intersecting faces", "Duplicate faces", "Openings" y "Non-orientable surfaces". Hacer clic en "Verify" para identificar problemas y, si es necesario, usar "Repair" para corregirlos.

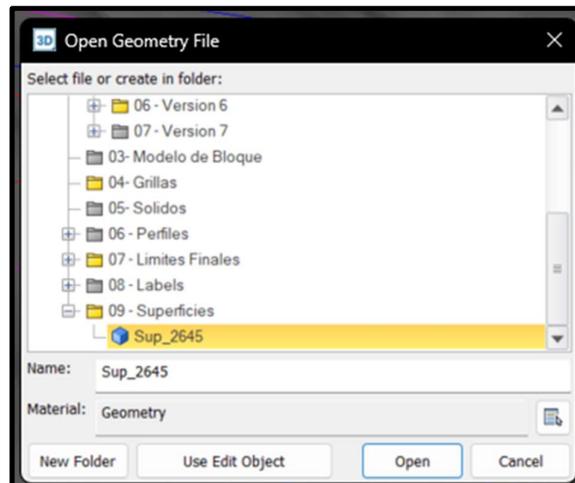


6. Finalmente, cubicar el sólido con la herramienta "Query element".

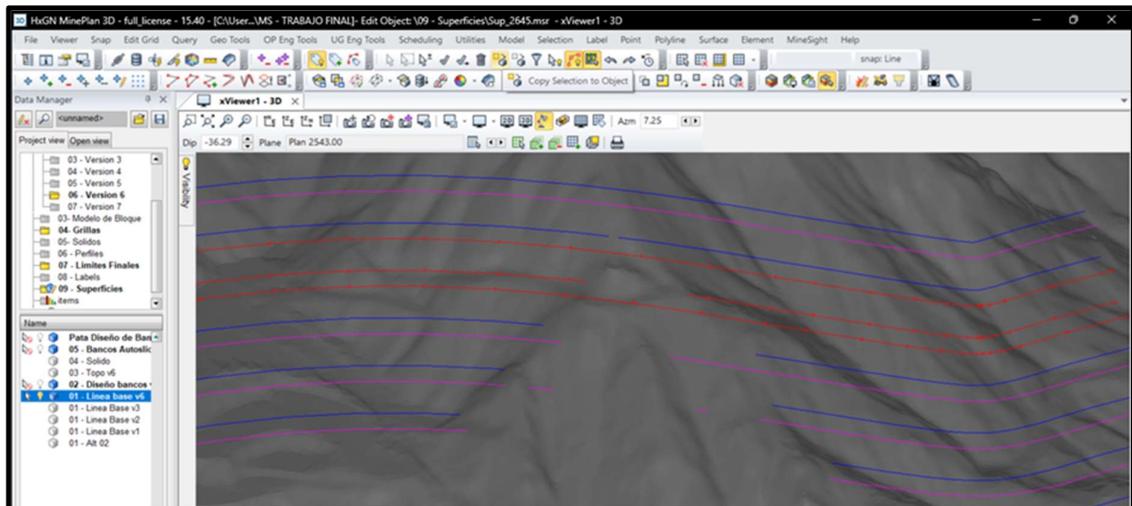


### ANEXO III: Obtención de planos de fase

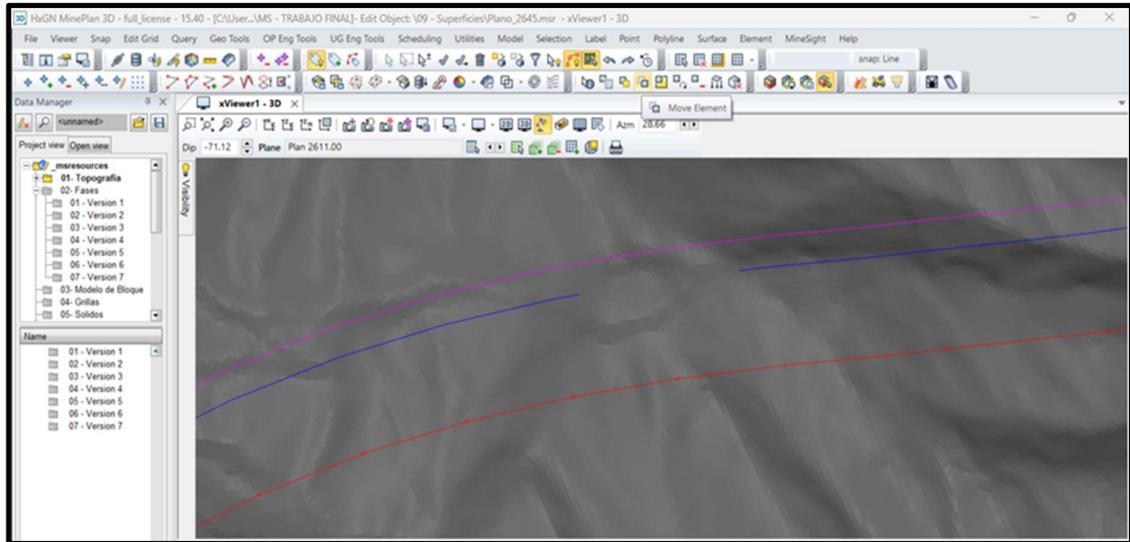
1. Crear un nuevo objeto geométrico y nombrarlo “Sup\_X”, donde X representa el nivel de la superficie, que a fines demostrativos se realizará con el banco 2645.



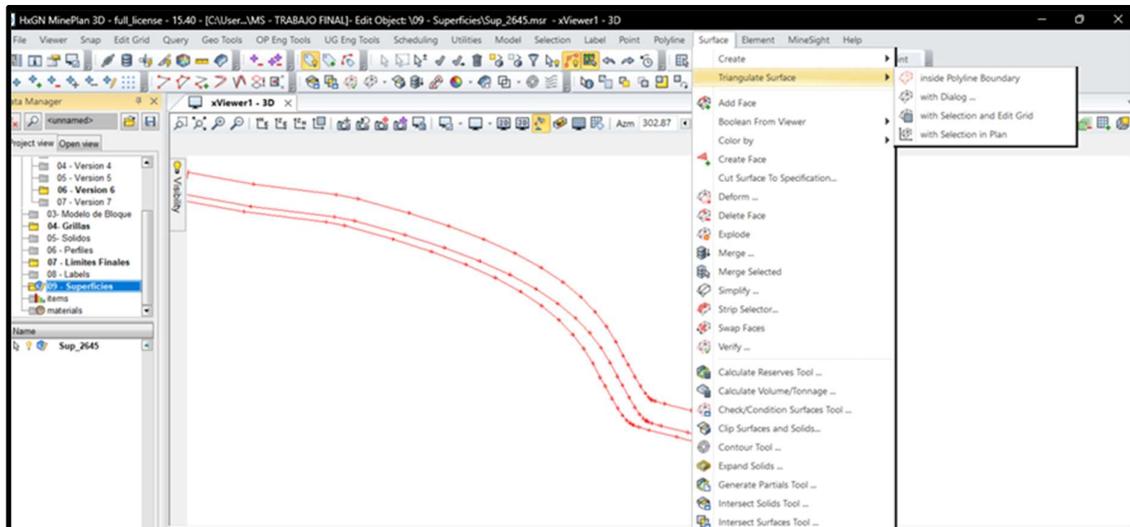
2. Copiar y pegar la pata y cresta del banco 2645 (del elemento “Diseño de Banco”) y la cresta del nivel superior (2662).

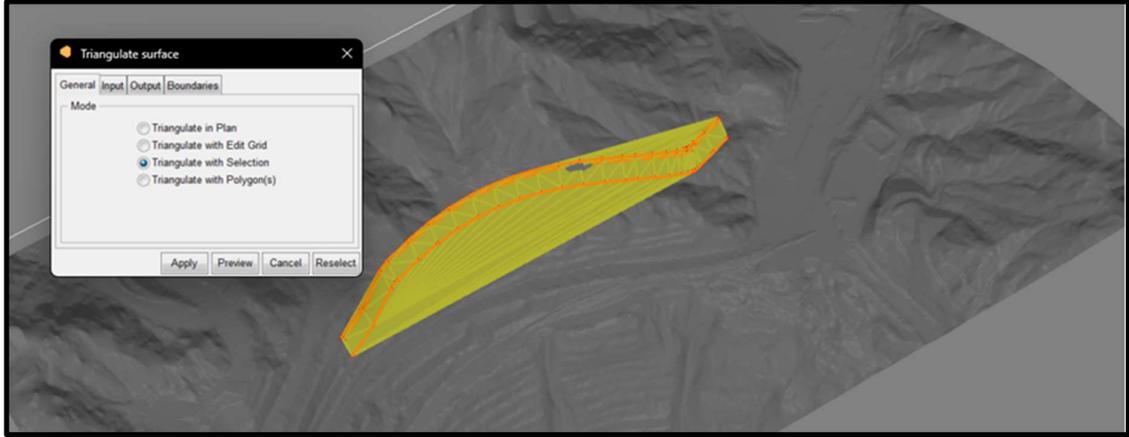


3. Seleccionar la línea de la cresta inferior y usar la herramienta “Move element” para desplazarla fuera de la topografía actual.



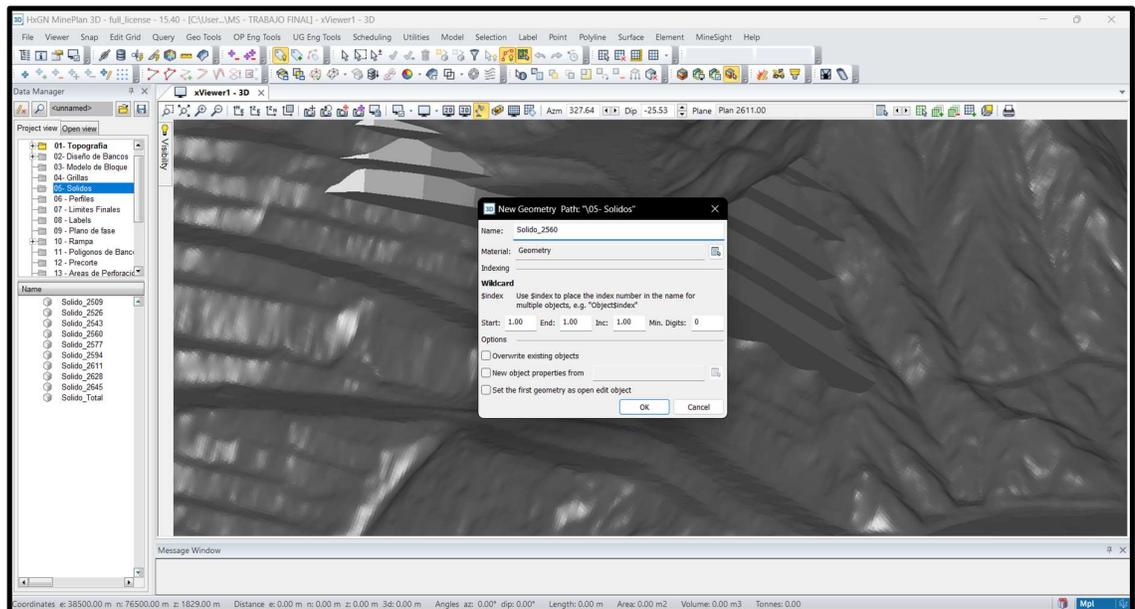
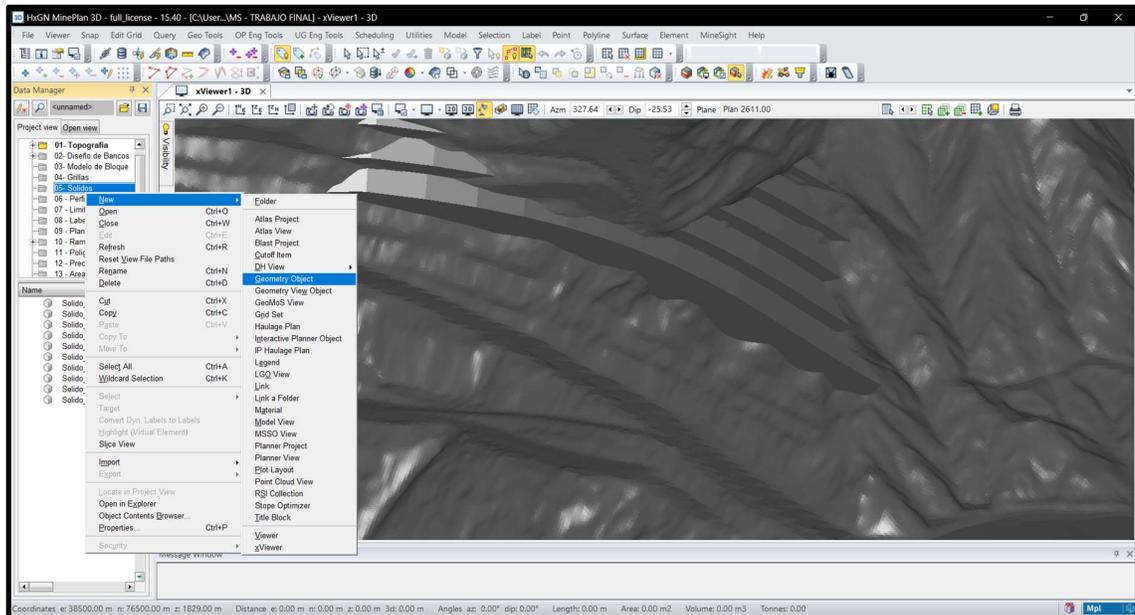
4. Seleccionar las crestas y la pata, luego ir a “Surface” / “Triangulate Surface” / “with dialog”. Previsualizar el resultado y aplicar. Eliminar las superficies sobrantes. Enviar resultado a “Sup\_X”.



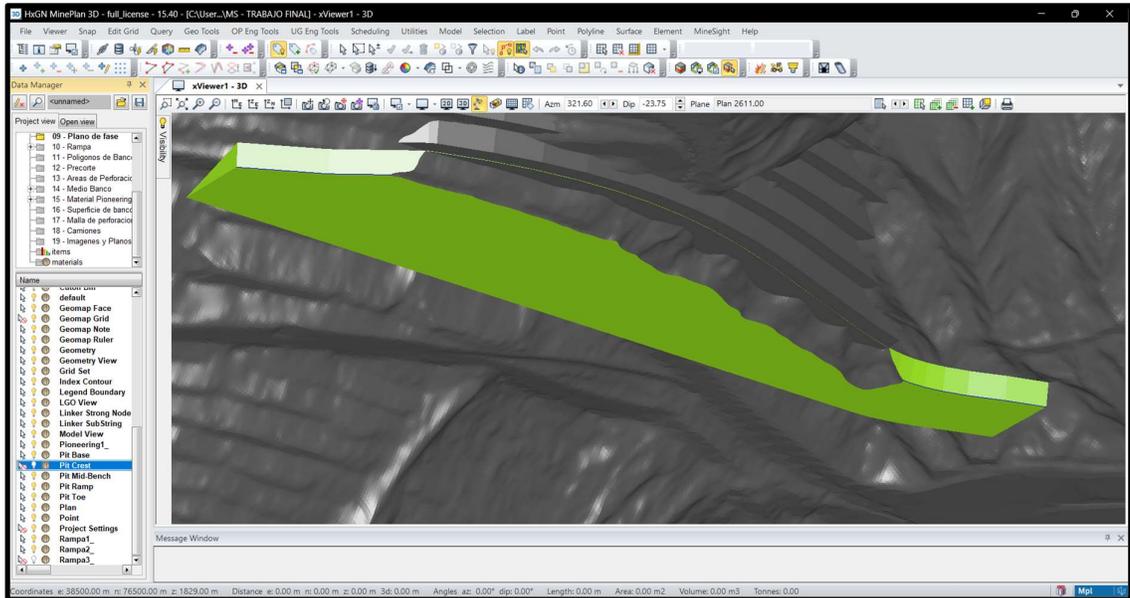


## ANEXO IV: Obtención de volumen y tonelaje de cada banco – Método 1

1. Abrir topografía a utilizar. Crear un nuevo objeto geométrico y nombrarlo “Solido\_...”.

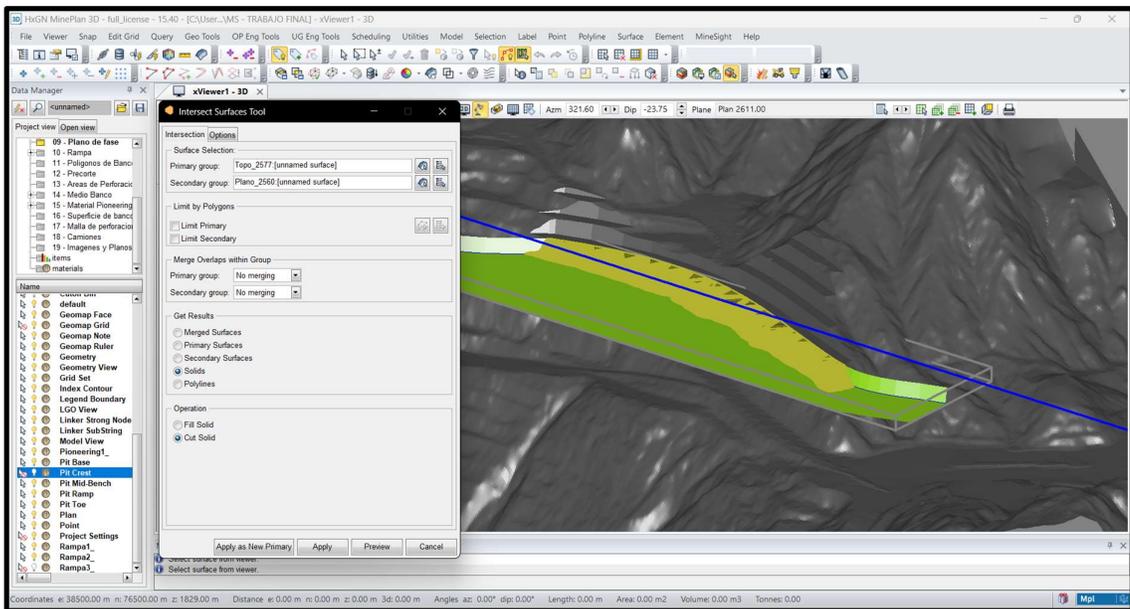


2. Abrir el plano de fase del banco (obtenida en el Anexo III).



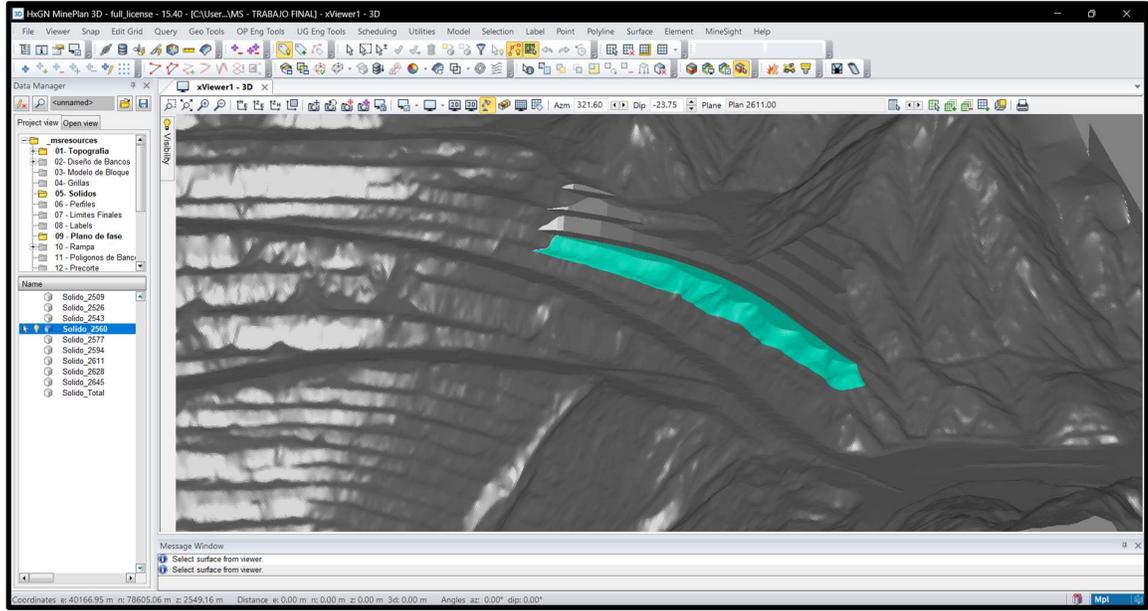
3. Abrir la herramienta “Intersect Surface Tool” en el menú “Surface”. Seleccionar la topografía y el plano de fase.

- En “Get Result”, marcar “Merged Surfaces”.
- En “Operation”, marcar “Cut Surface (diff)”.
- Previsualizar y aplicar. Enviar resultado al elemento “Solido...”.



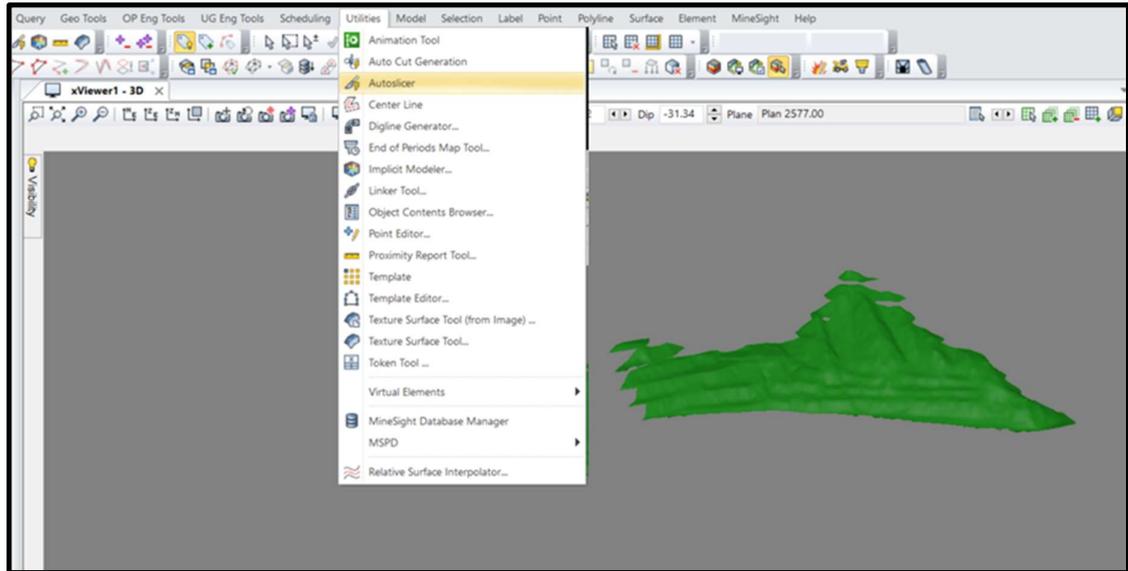


# Diseño de Expansión para la Estandarización del Camino Periférico 2 de la Mina Bajo de la Alumbraera

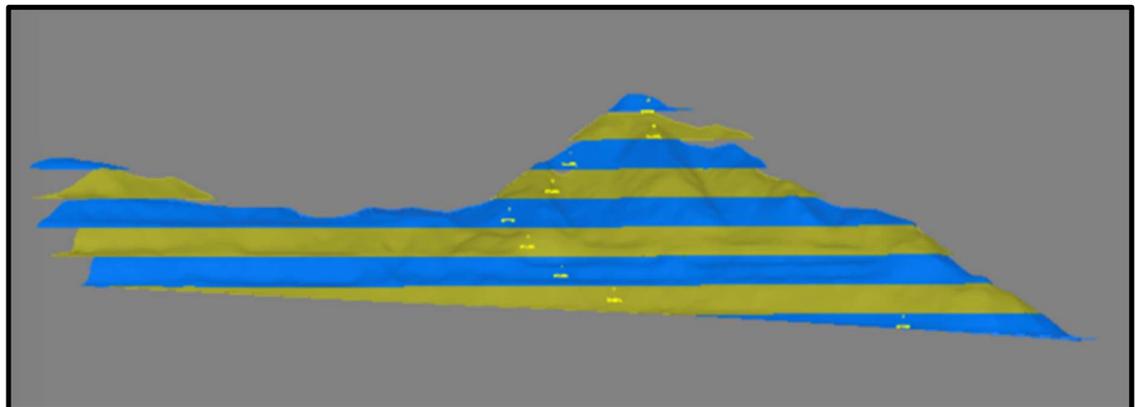
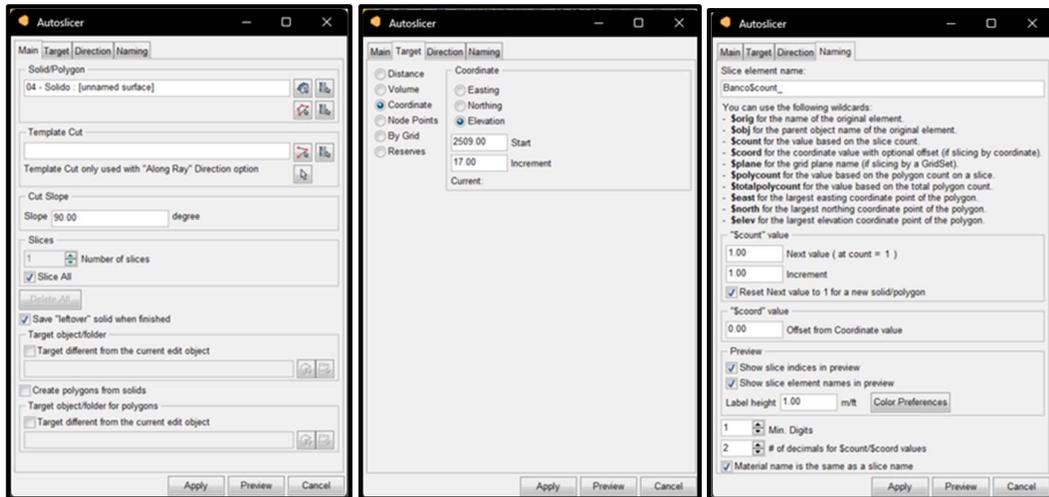
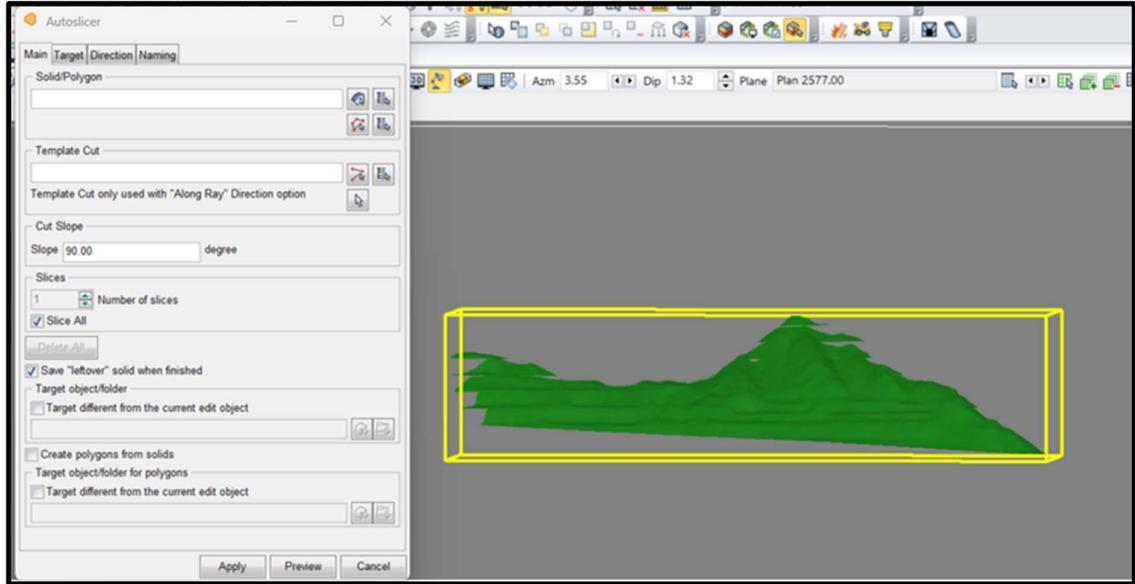


## ANEXO V: Obtención de volumen y tonelaje de cada banco – Método 2

1. Crear un nuevo objeto geométrico y nombrarlo “Bancos\_Autoslicer”.
2. En el menú “Utilities”, seleccionar la herramienta “Autoslicer” y elegir el elemento “Sólido” (obtenido de la intersección entre la topografía original y el diseño de banco).

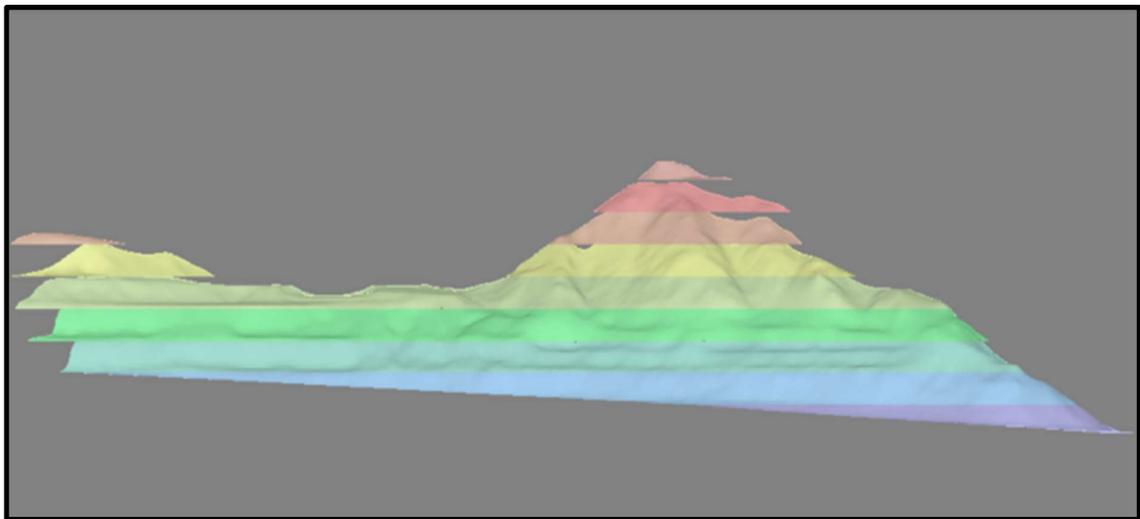
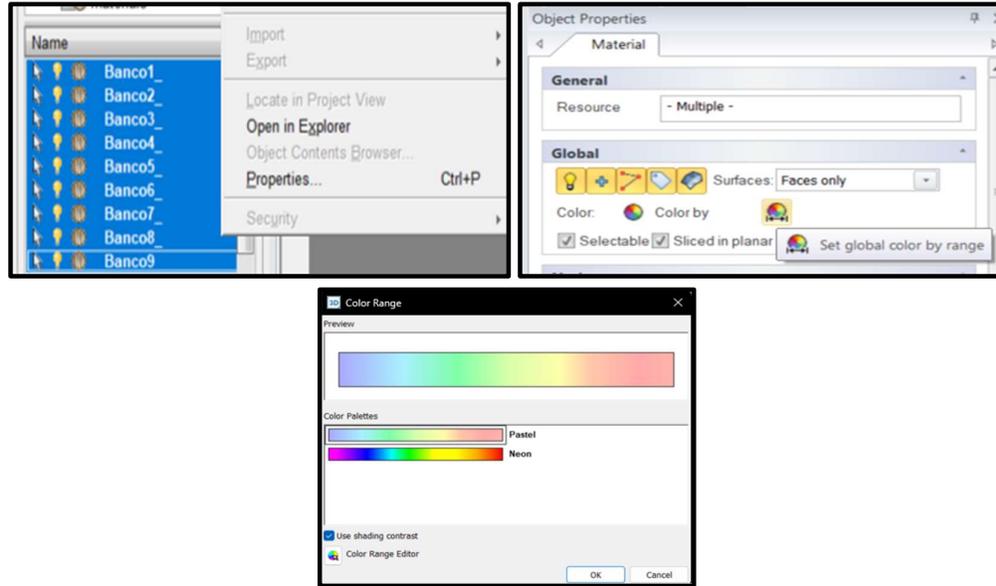


3. Configurar los parámetros del Autoslicer:
  - En la pestaña “Tarjet”, seleccionar “Coordinate” / “Elevation”.
  - En “Start”, introducir la cota inferior del diseño de bancos (2509).
  - En “Increment”, introducir la altura de banco (17 m).
  - En la pestaña “Naming”, en “Slice element name”, introducir “Banco\$count\_”.
  - Previsualizar y aplicar.



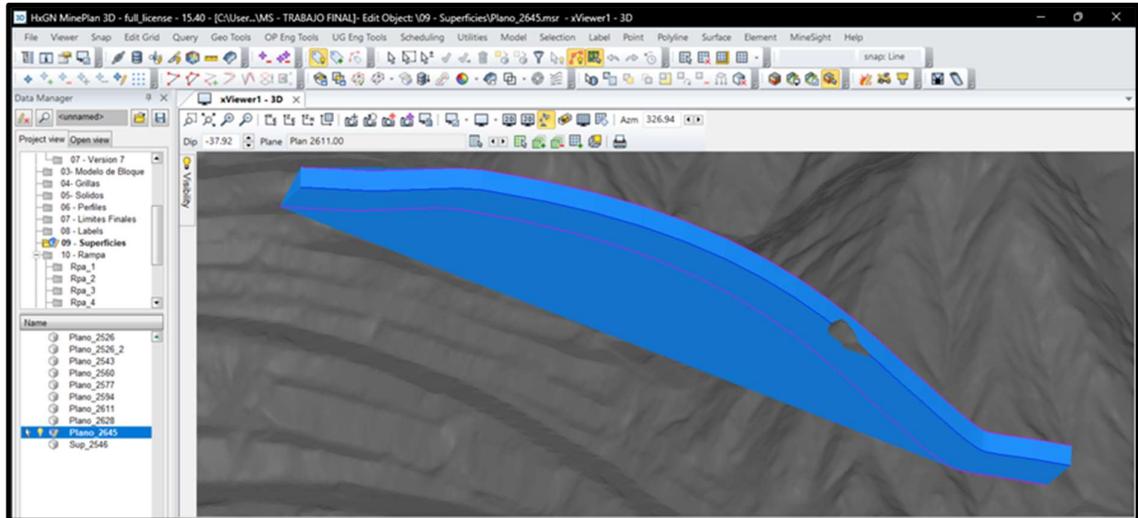
4. Configurar visualmente los sólidos obtenidos:

- En la carpeta “materials”, buscar los materiales generados (nombrados como “BancoX\_”, donde X es el número del banco).
- Seleccionar y abrir las propiedades.
- En la ventana “Object Properties”, en el apartado “Global”, seleccionar “Set global color by range”.
- Configurar el rango de colores en la ventana emergente y finalizar con el botón OK.



## ANEXO VI: Obtención de topografía de cada banco

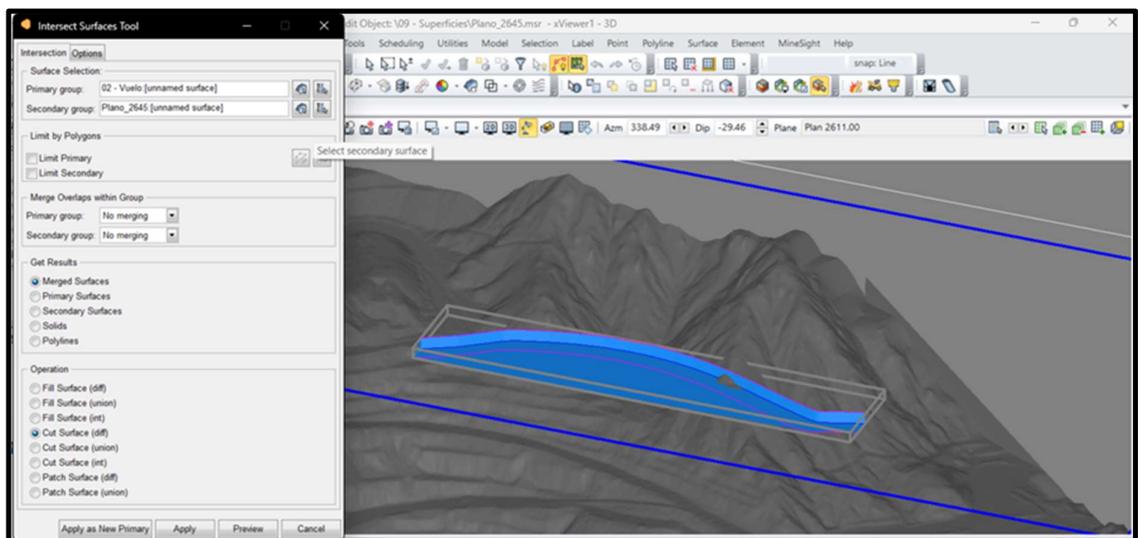
1. Abrir el plano de fase del banco.



2. Crear un nuevo objeto geométrico y nombrarlo “Topo\_NvX” (donde X es la cota del banco). Editar el objeto.

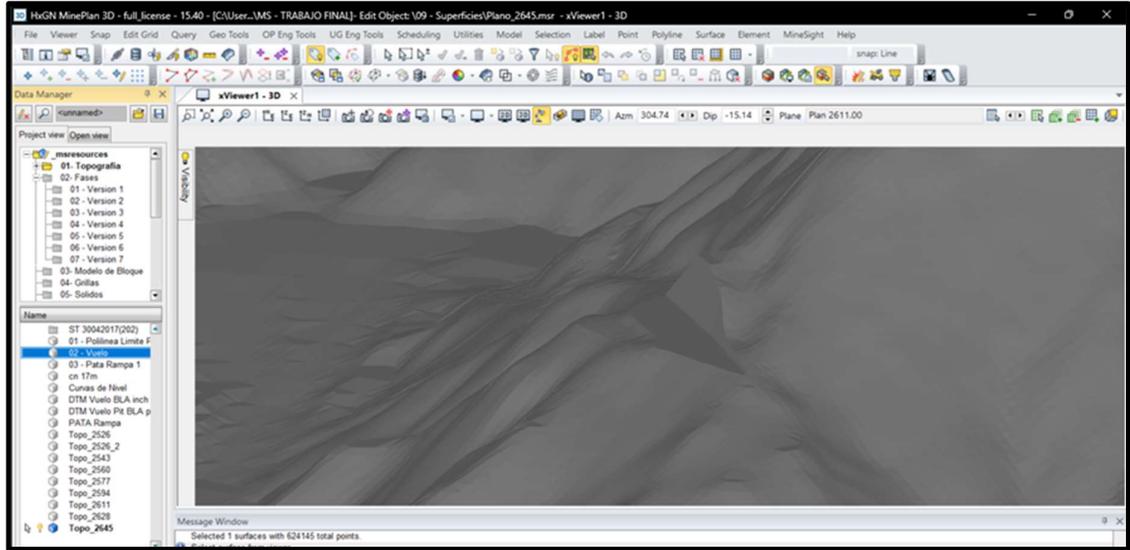
3. Abrir la herramienta “Intersect Surface Tool” en el menú “Surface”. Seleccionar la topografía inicial y el plano de fase del banco.

- En “Get Result”, marcar “Merged Surfaces”.
- En “Operation”, marcar “Cut Surface (diff)”.
- Previsualizar y aplicar. Enviar resultado al elemento “Topo\_NvX”.



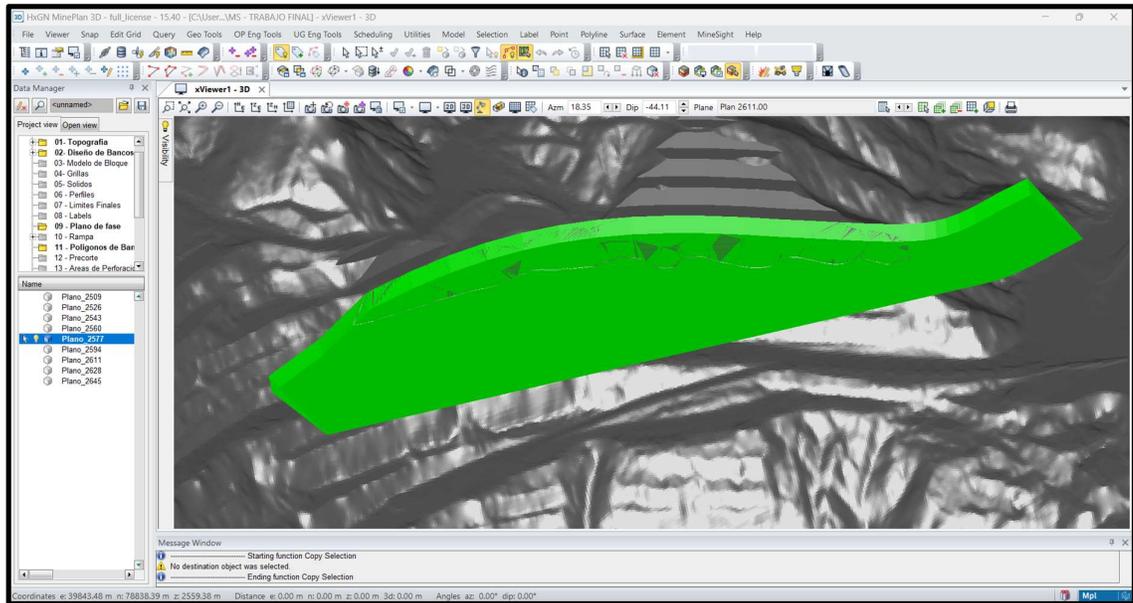


# Diseño de Expansión para la Estandarización del Camino Periférico 2 de la Mina Bajo de la Alumbraera

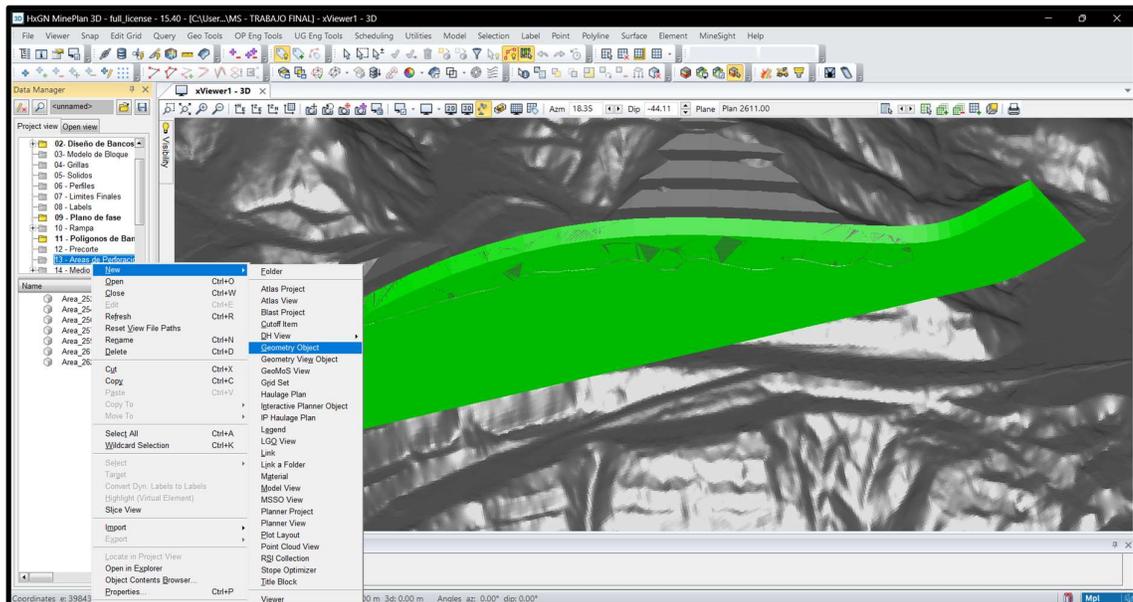


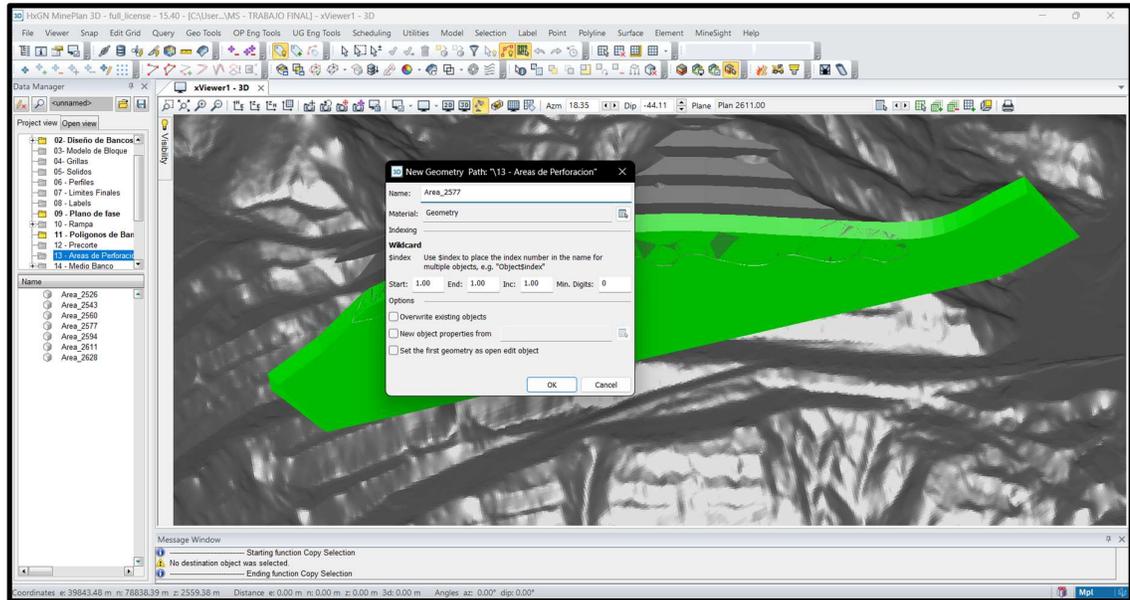
## ANEXO VII: Determinación de las superficies de bancos y áreas de perforación

1. Abrir la topografía y el plano de fase del banco a trabajar (a modo de ejemplo se usa el banco 2577).

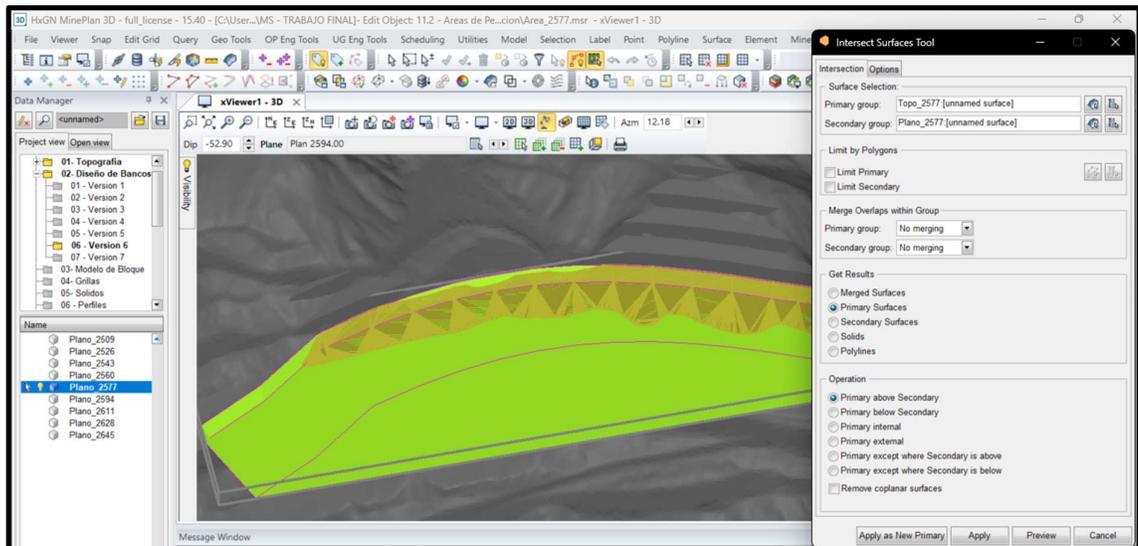


2. Crear un nuevo objeto geométrico y nombrarlo "Area\_...". Editar el objeto.

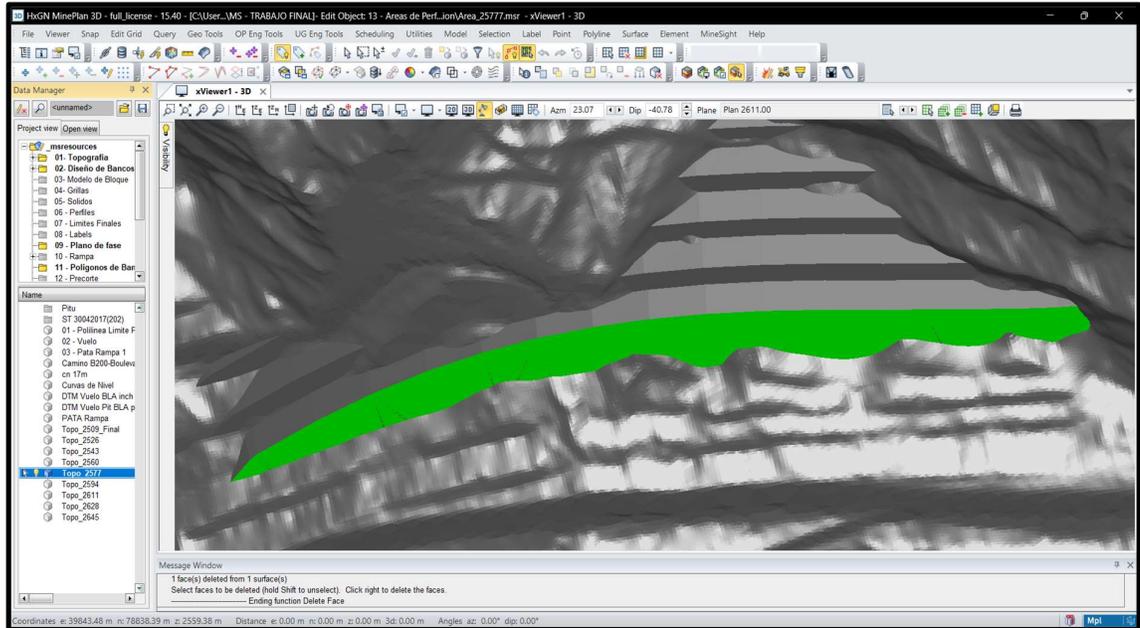
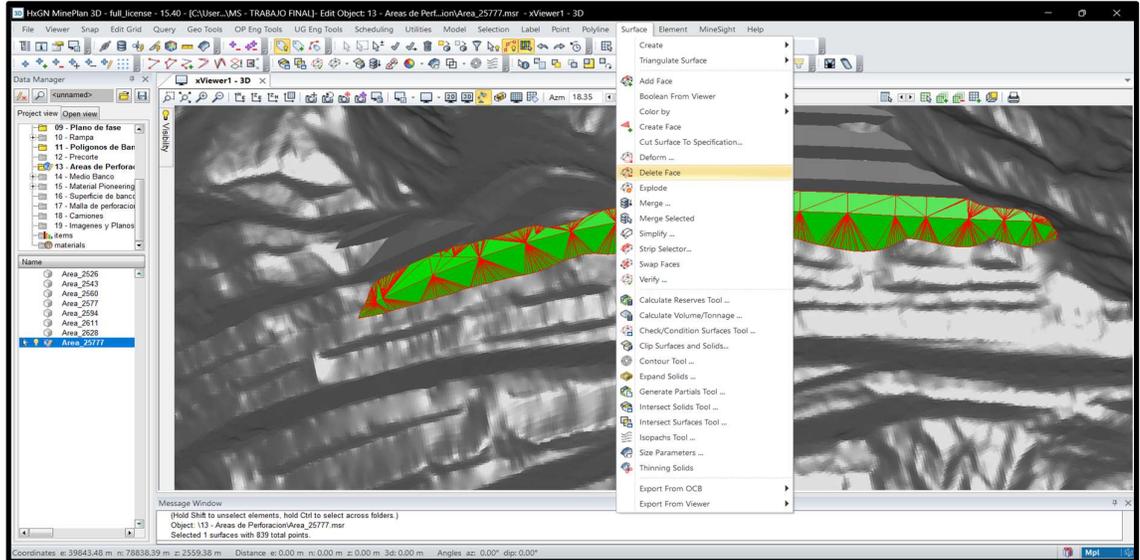




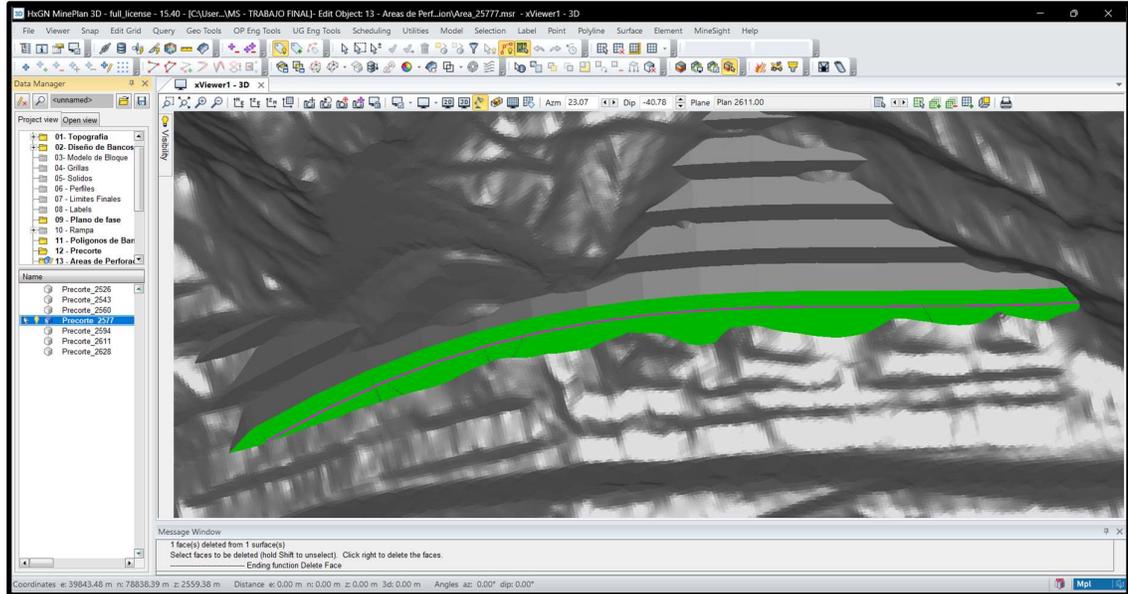
3. Abrir la herramienta “Intersect Surfaces Tool” y realizar la intersección de las superficies. Llamar a la topografía y al plano de fase de banco en “Primary group” y “Secondary group” respectivamente. En “Get Results” marcar la opción “Primary Surfaces”. En “Operation” seleccionar “Primary above Secondary”. Hacer un Preview y luego Apply.



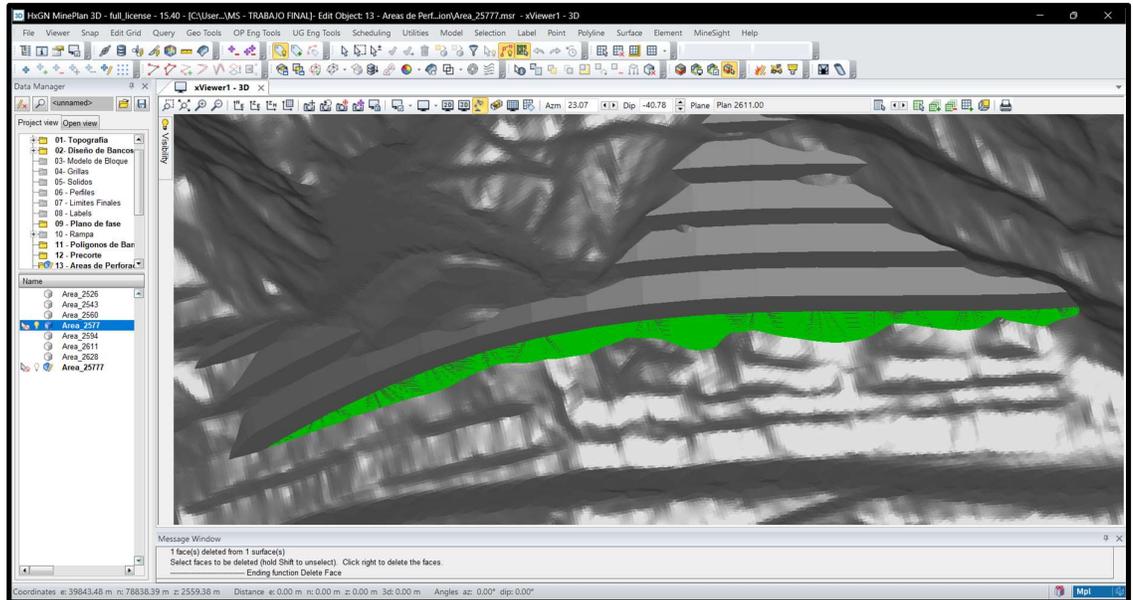
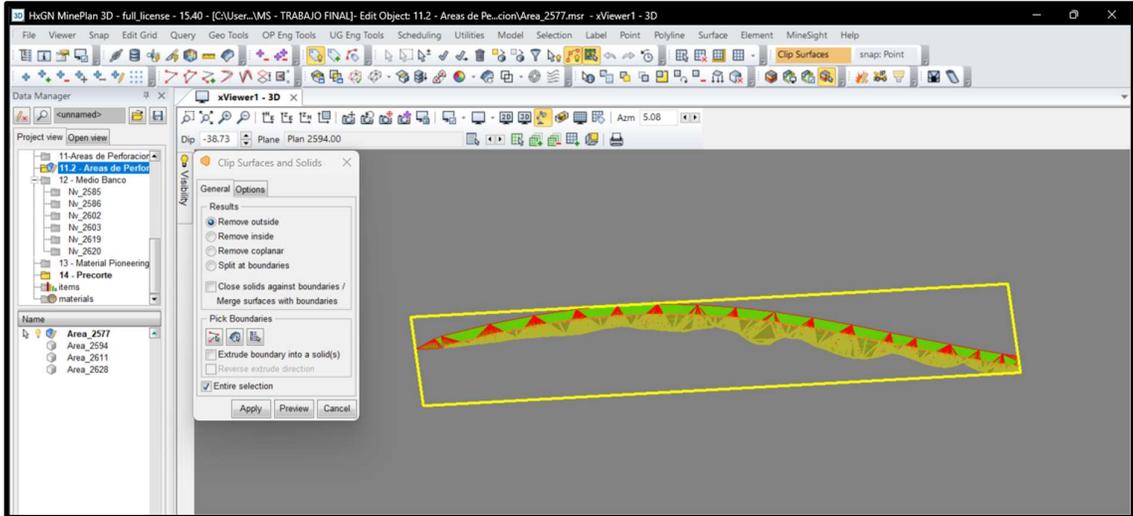
4. Eliminar las caras que no pertenecen al plano del banco usando la herramienta “Delete Face”.



5. Abrir la línea de precorte correspondiente al banco.

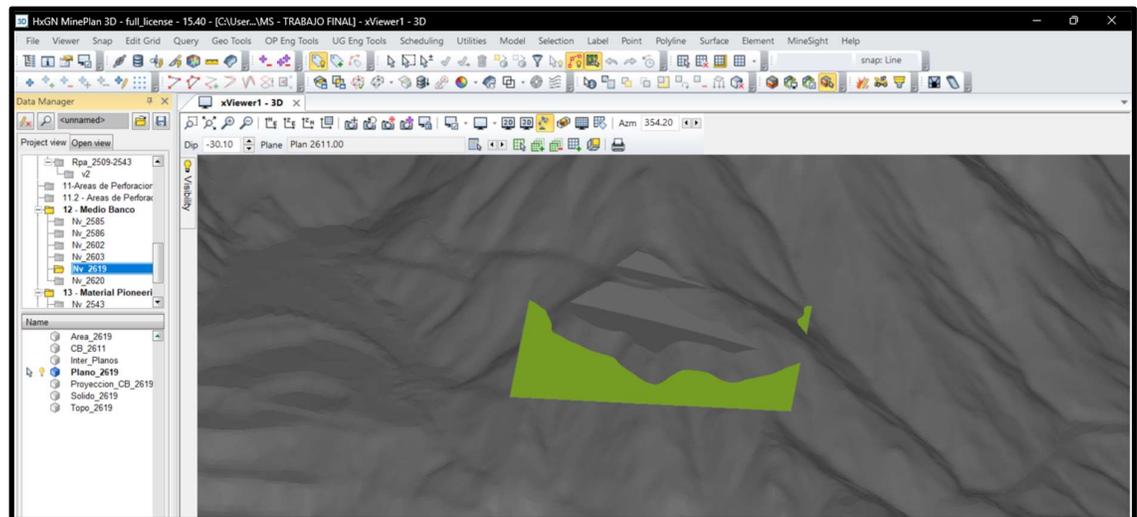
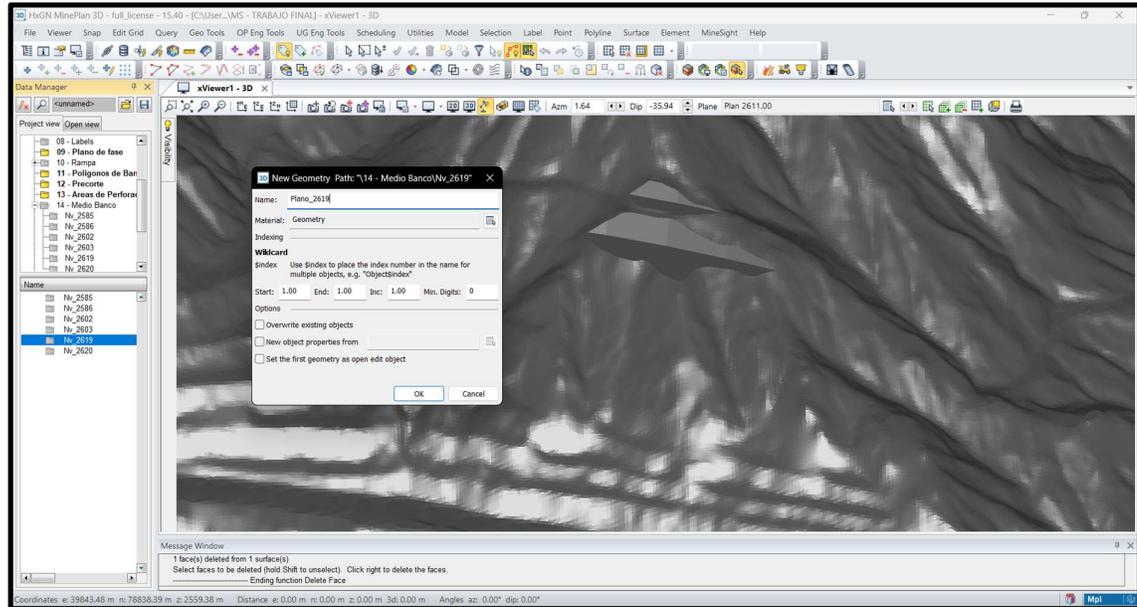


6. Seleccionar la superficie obtenida y abrir la herramienta "Clip Surfaces and Solids".
  - Elegir como límite la línea de precorte (clic en el icono de polilínea en "Pick Boundaries").
  - En "Results", seleccionar "Remove Outside".
  - Previsualizar y aplicar.

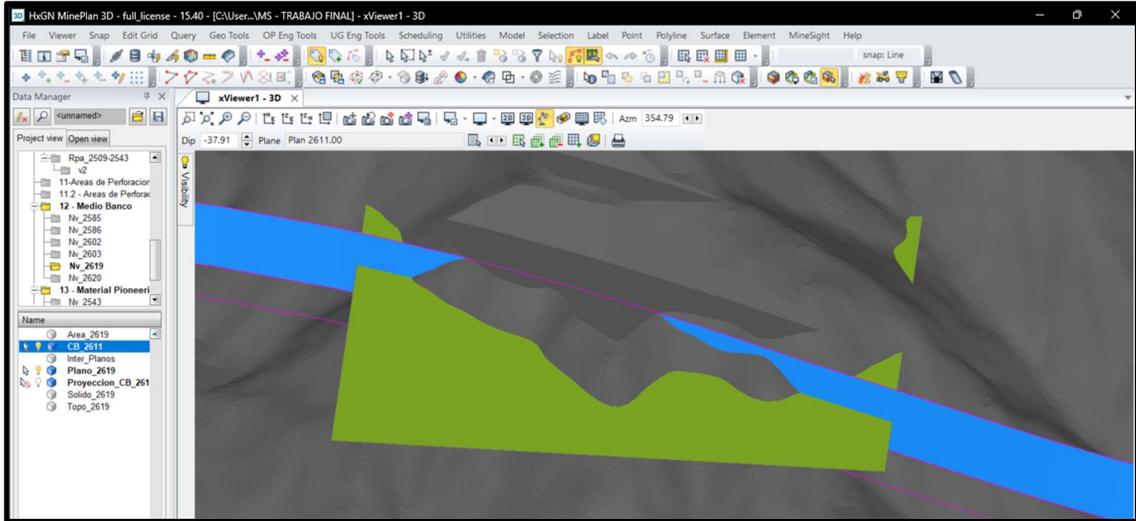


## ANEXO VIII: Diseño de medios bancos

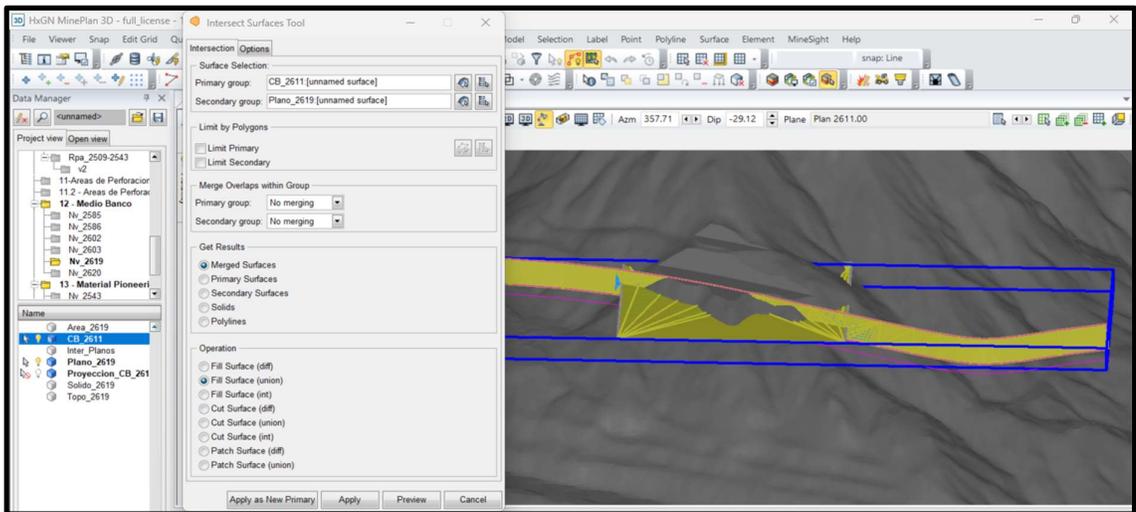
1. Crear un nuevo objeto geométrico y nombrarlo “Plano\_...”, asignándole la cota correspondiente del medio banco y editar. Crear un rectángulo en 2D y usar la herramienta “Adjust Elevation” para ubicarlo en la cota del suelo del medio banco. Dicho plano debe atravesar la topografía.

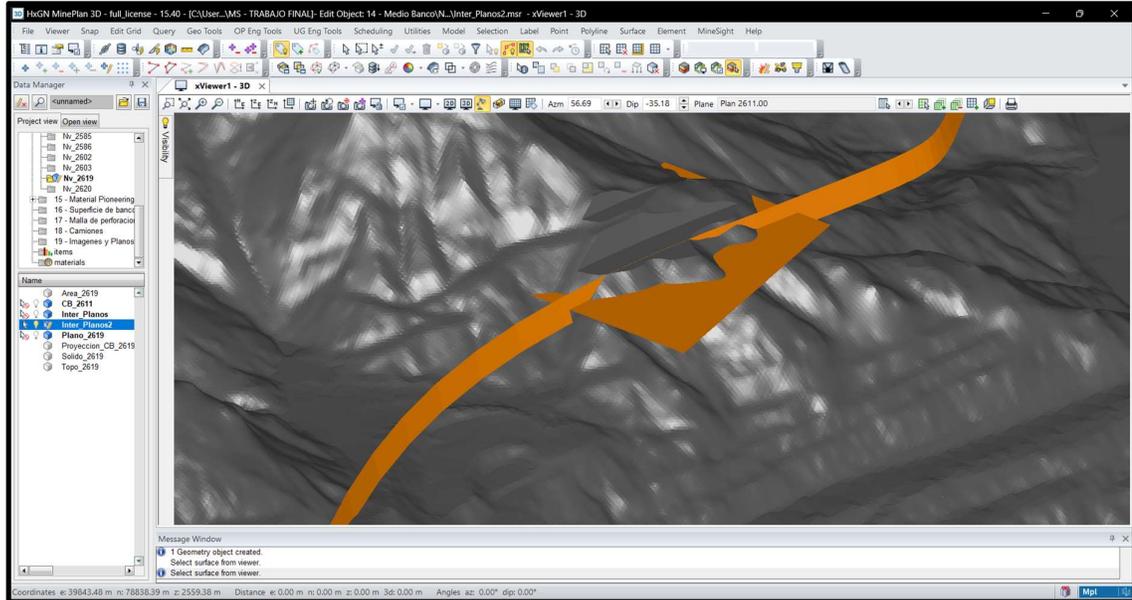


2. Crear la proyección de la cara de banco a partir de la cresta del banco superior y la pata de banco inferior al medio banco. Para esto vamos a crear un nuevo Objeto Geométrico llamado “CB\_...” nombrando en función de la cota en la que se encuentra la pata del nivel inferior. Copiar y pegar la pata y la cresta correspondiente desde el elemento “Diseño de banco”. Acto seguido, con la herramienta “Triangulate Surface Inside Polyline Boundary” creamos la superficie.

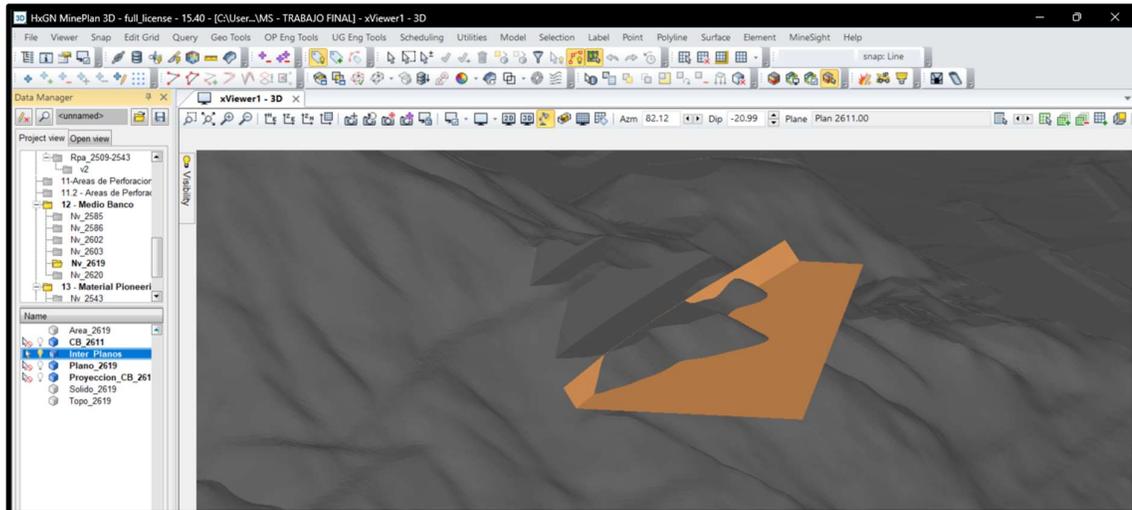


3. Abrir “Intersect Surfaces Tool” y seleccionar los elementos “CB\_...” y “Plano\_...”. En “Get Results”, marcar “Merged Surface” y en “Operation”, seleccionar “Fill Surface (union)”. Previsualizar y aplicar. Guardar los resultados en un nuevo elemento llamado “Inter\_planes”.

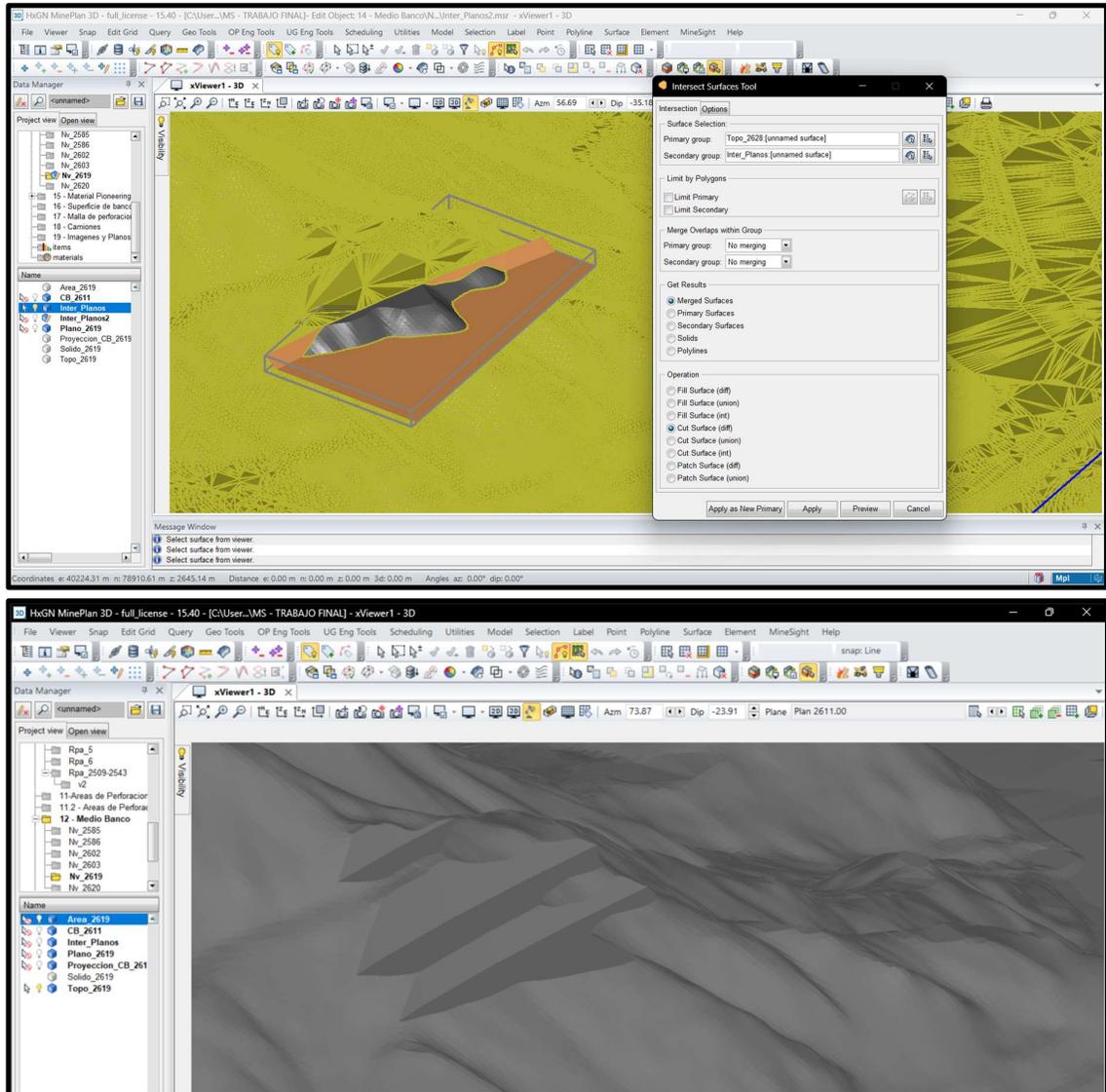




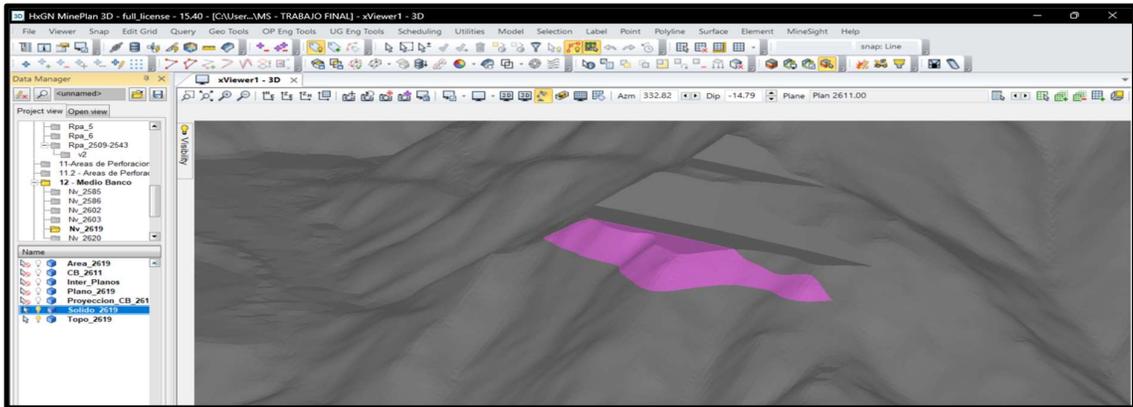
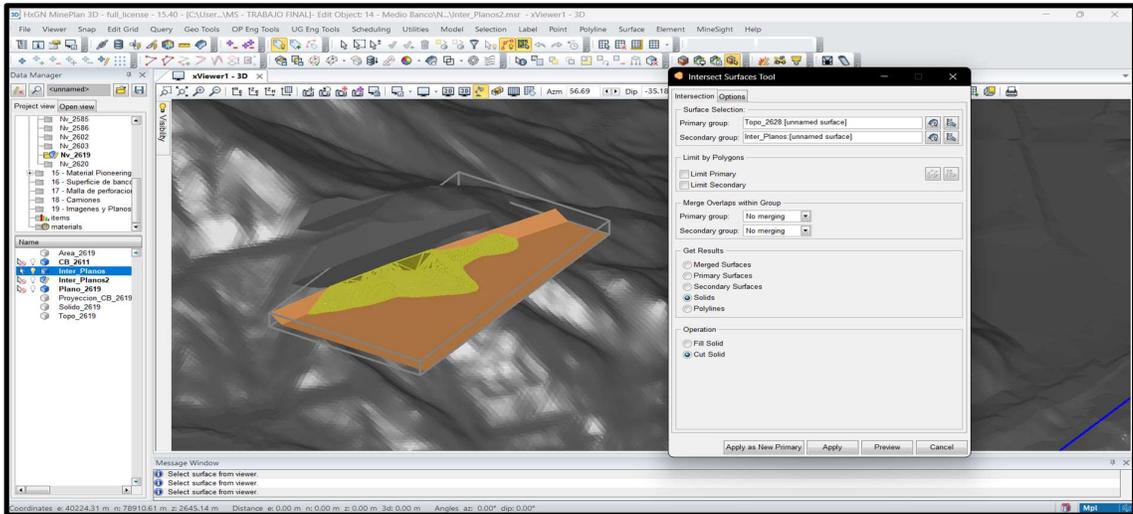
4. Usar la herramienta “Delete Faces” para eliminar las caras fuera del plano y la cara de banco, obteniendo la superficie de fase del medio banco.



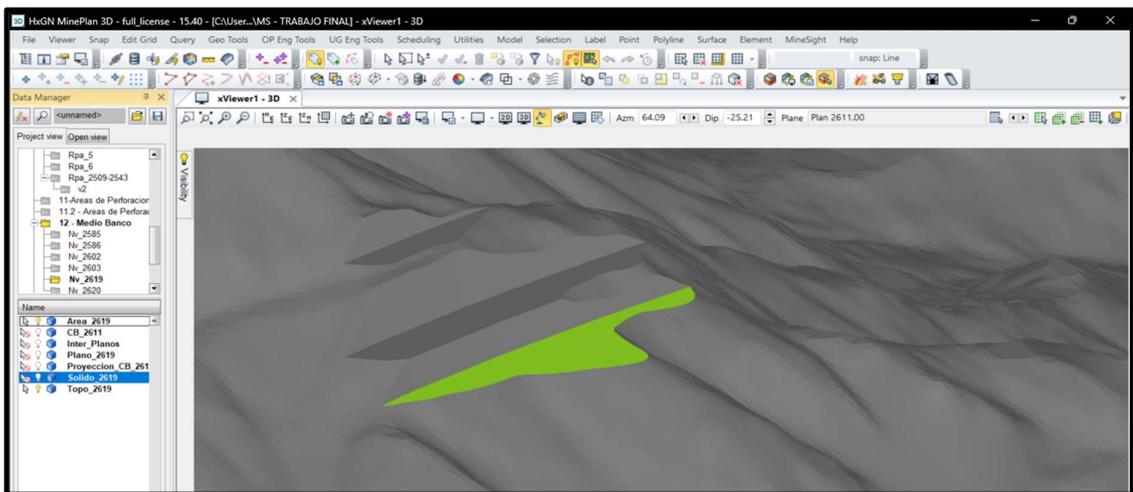
5. Para obtener la topografía del medio banco, abrir “Intersect Surfaces Tool” y seleccionar la superficie de fase del medio banco y la topografía del banco superior. En “Get Results”, seleccionar “Merged Surfaces” y en “Operation”, marcar “Cut Surface (diff)”. Previsualizar y aplicar.



6. Para determinar el volumen del material a extraer del medio banco, crear un nuevo objeto geométrico llamado “Sólido\_...”. Abrir “Intersect Surfaces Tool” y seleccionar la topografía del banco superior y la superficie del medio banco. En “Get Results”, seleccionar “Solids” y en “Operation”, marcar “Cut Solid”. Previsualizar y aplicar.

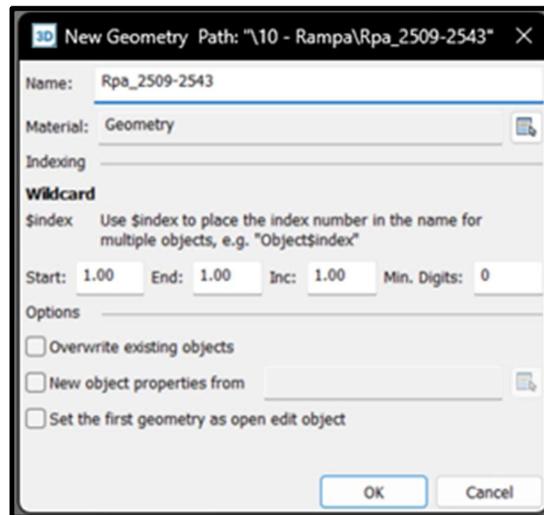


7. La determinación de las superficies de perforación se realiza de la misma forma descrita en el Anexo VII, pero en el caso de los medios bancos no tendremos una línea de precorte.



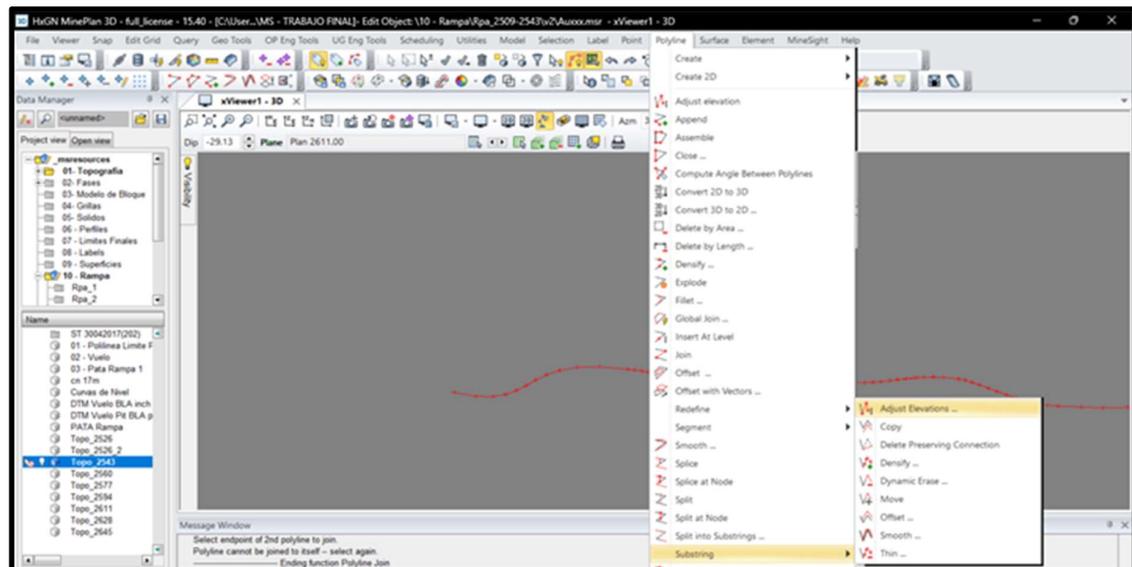
## ANEXO IX: Construcción de rampa de producción

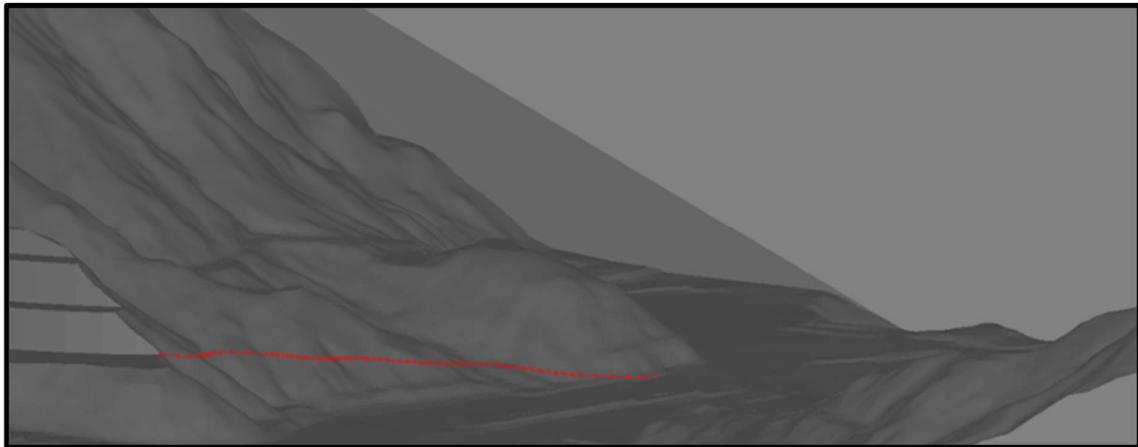
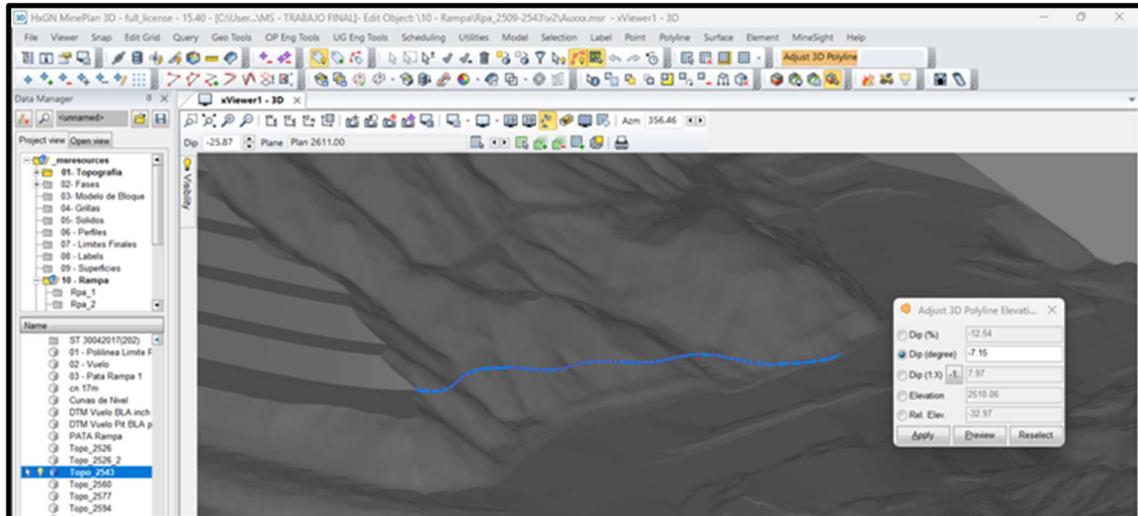
1. Crear un nuevo objeto geométrico y nombrarlo “Rpa\_2509-2543”, donde 2509 y 2543 representan las cotas inferior y superior de la rampa.



2. Abrir la topografía del nivel 2543 y crear una polilínea (“Polyline/Create/Polyline”) desde la pata del nivel superior. Usar el “Snap Face” para rodear la topografía hasta llegar a la cota inferior (bulevar).

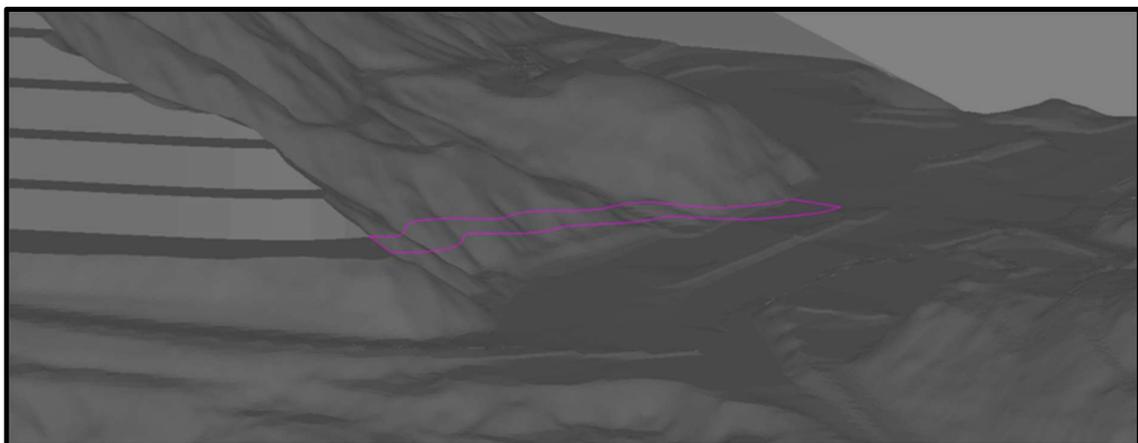
- Con las herramientas “Adjust 3D Polyline Elevation”, “Move Point (with fix elevation)” y “Add Point”, ajustar la polilínea para lograr una pendiente del 12%.





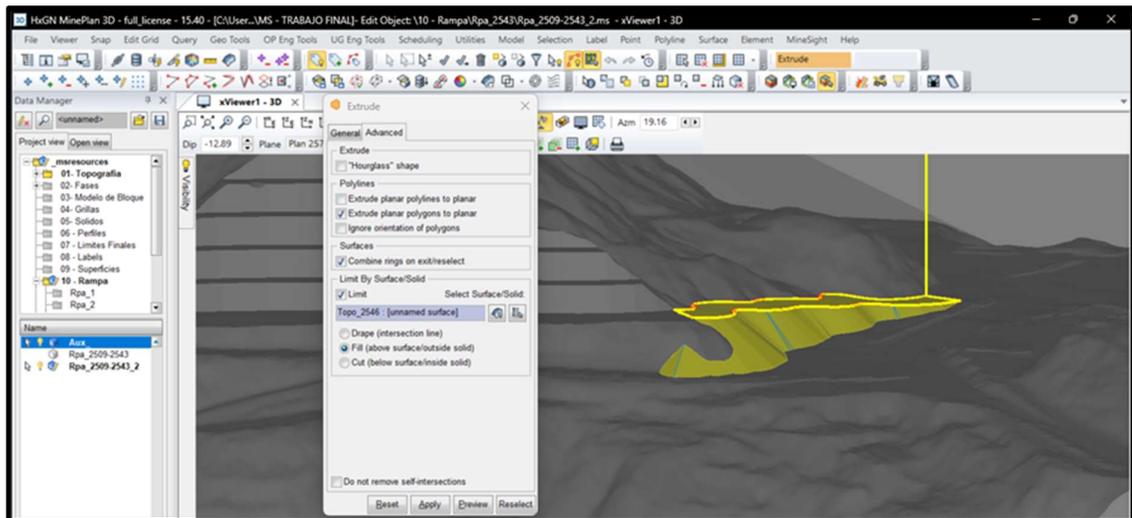
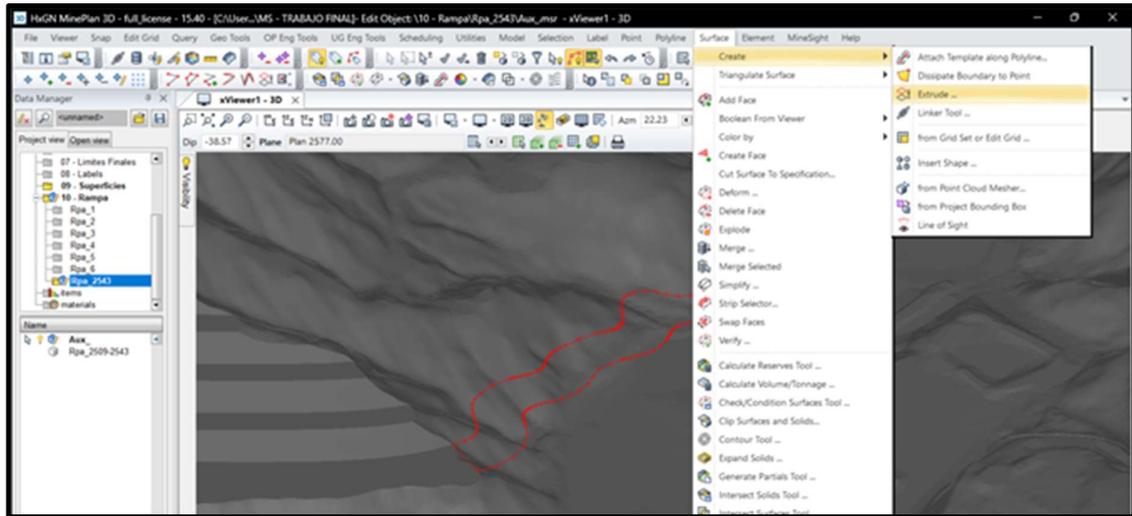
3. En el menú "Polyline", seleccionar la herramienta "Offset" y aplicar un offset de 25 m (ancho de la rampa). Previsualizar y aplicar.

- Ajustar la nueva línea para que tenga la misma pendiente que el límite interior.
- Unir las dos polilíneas con "Join Polyline" y cerrar con "Close Polyline".

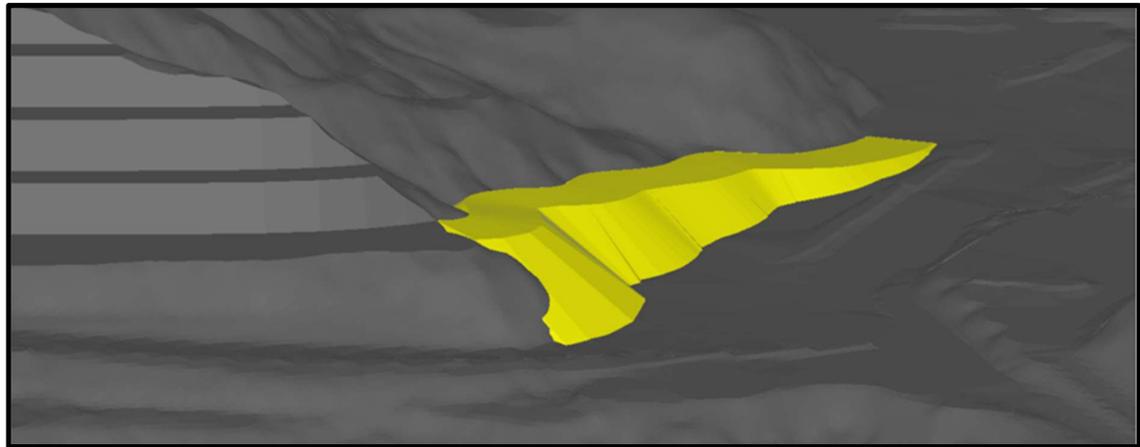
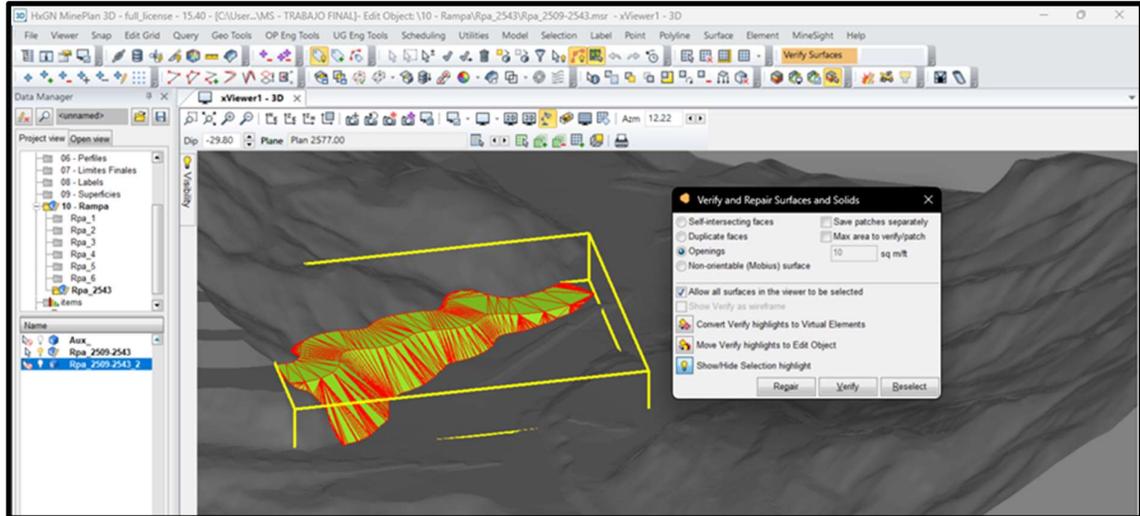


4. Crear un nuevo objeto geométrico y editar. Seleccionar la base de la rampa y usar la herramienta “Extrude” en el menú “Surface” / “Create”.

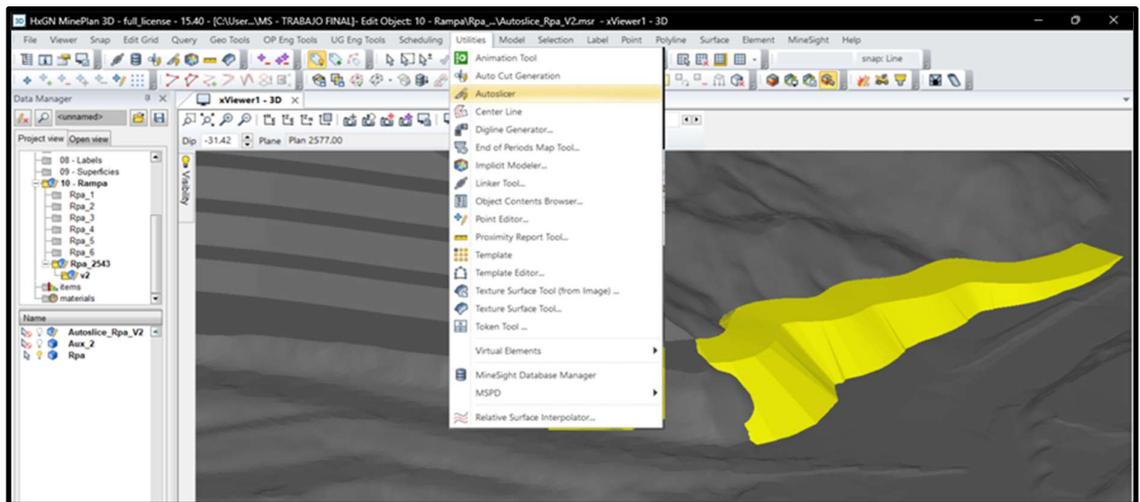
- En “Mode”, seleccionar “Distance + Slope”. Configurar “Distance” a 30 m y “Slope” a 37°.
- En “Extrude”, seleccionar “Against” (hacia abajo) y en “Advanced”, establecer la topografía como límite. Previsualizar y aplicar.
- Refinar el diseño eliminando superficies innecesarias con “Delete Faces”.

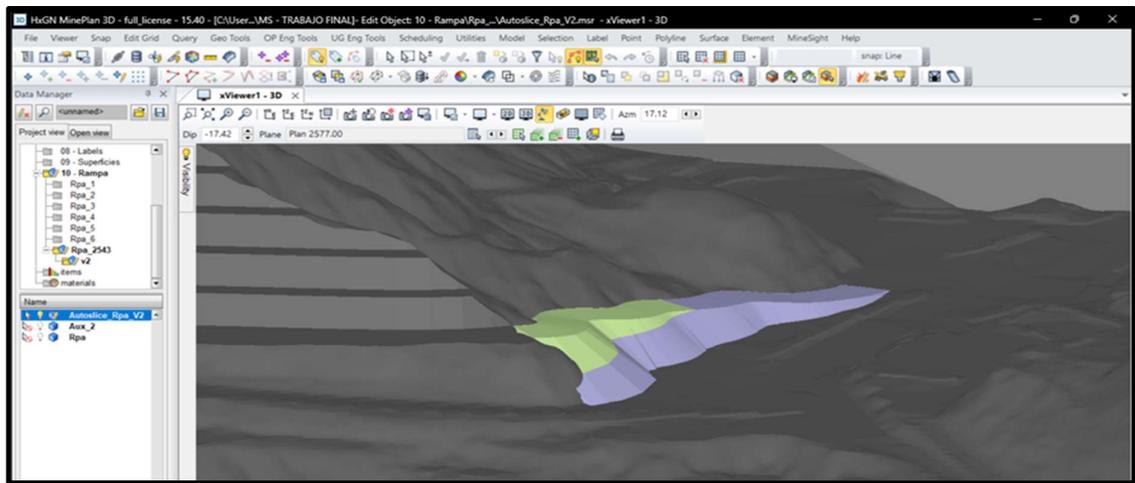
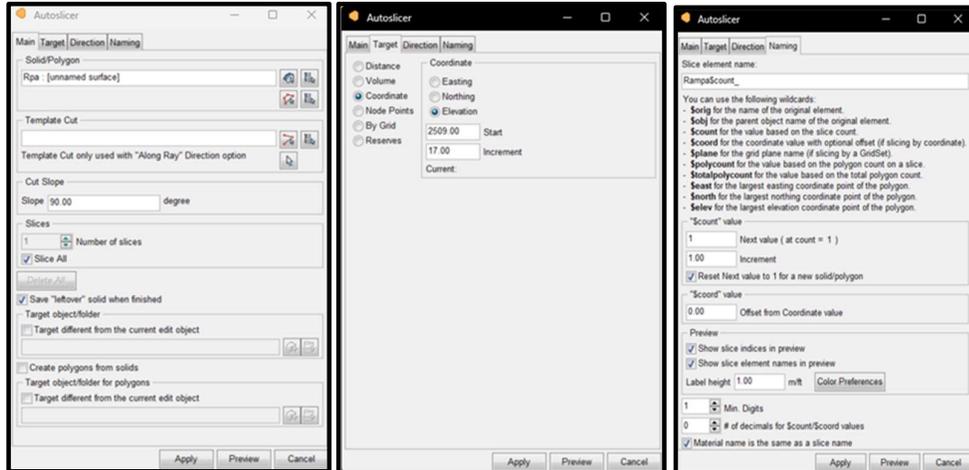


5. Verificar la rampa con la herramienta “Verify and Repair Surfaces and Solid” en el menú “Surfaces”. Hacer clic en “Verify” y luego en “Repair”.



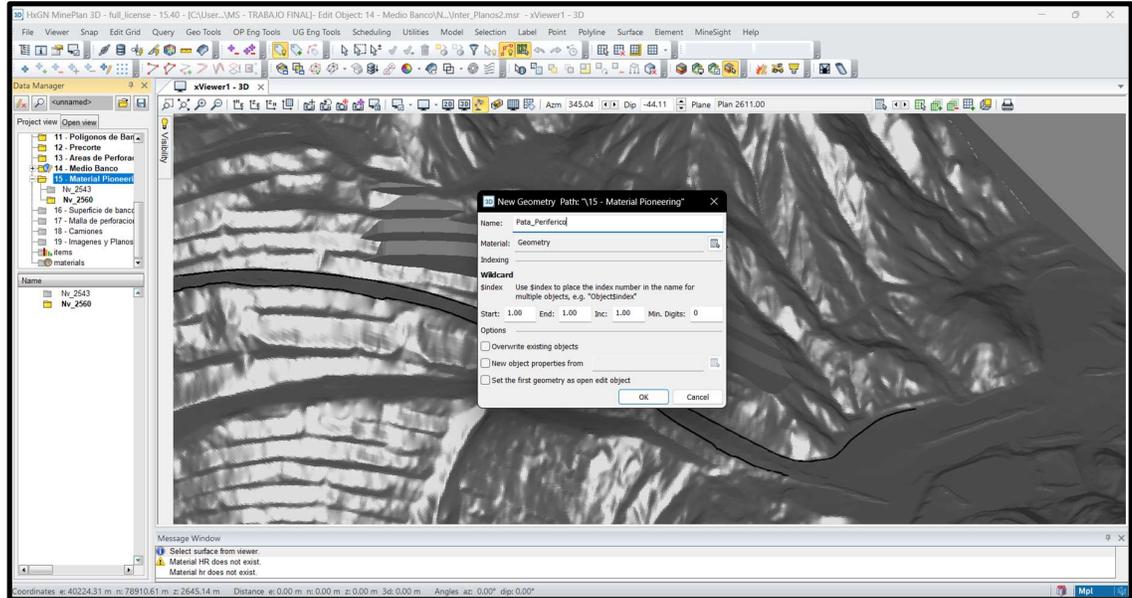
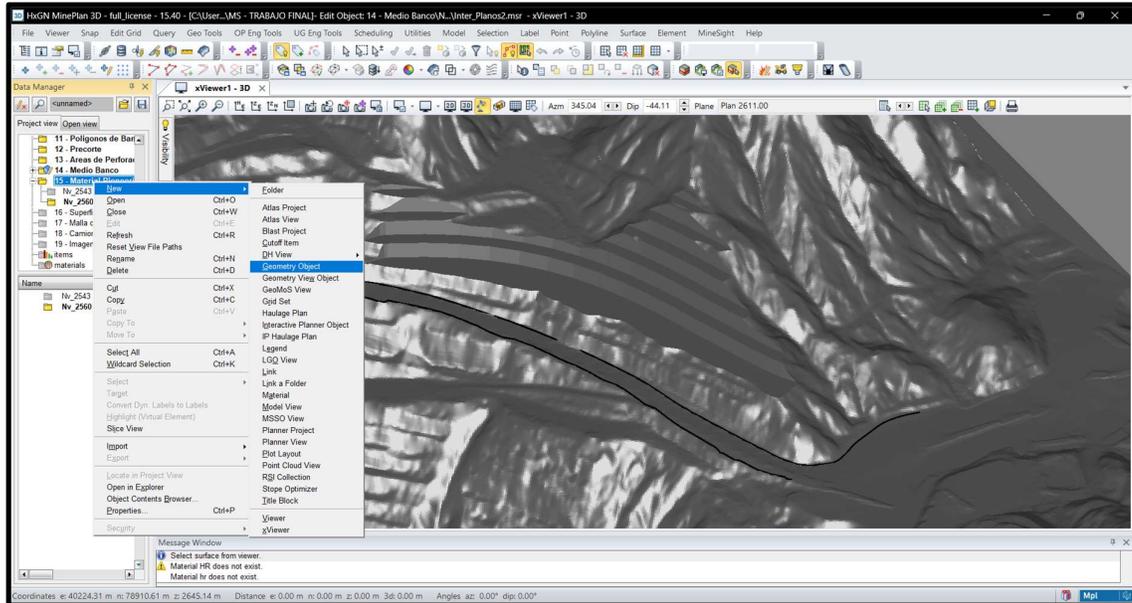
6. Cortar la rampa con la herramienta “Autoslice” (en el menú “Utilities”), utilizando los parámetros configurados previamente en el Anexo III.



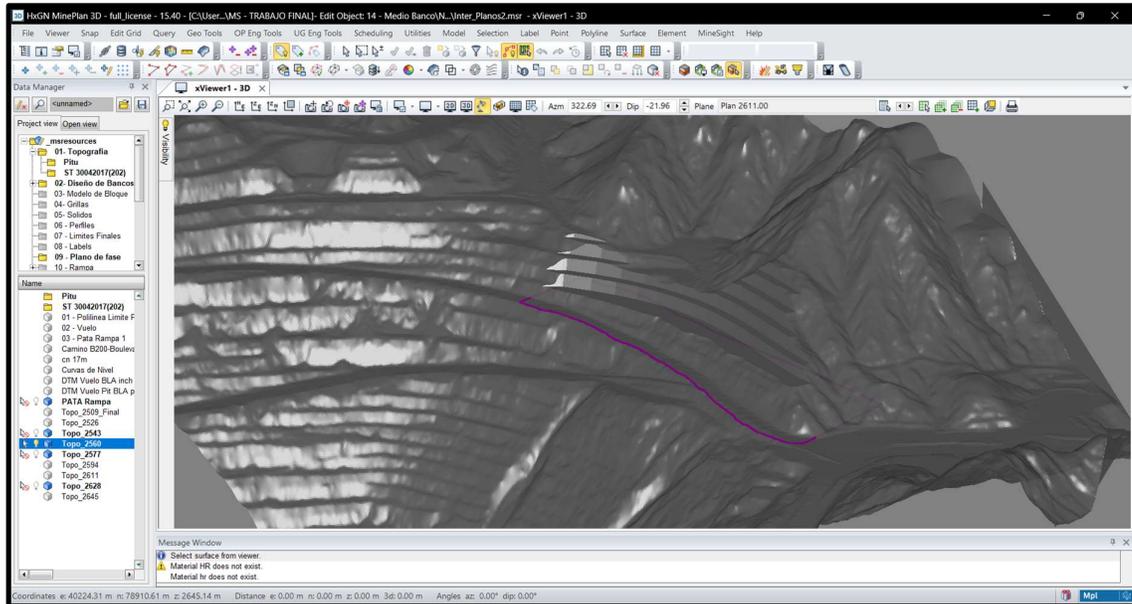


## ANEXO X: Determinación de derrame en periférico 2

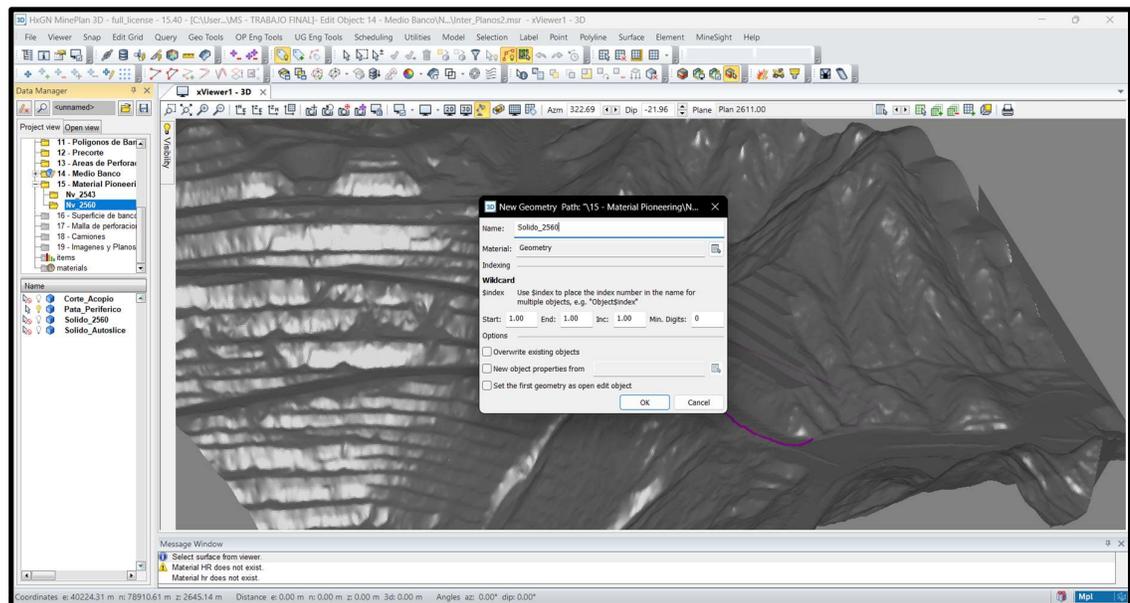
1. Abrir la topografía correspondiente a la cota donde se proyectará la deposición del material de Pioneering (en este caso la topografía del banco 2560). Crear un nuevo objeto geométrico llamado “Pata\_Periférico”; copiar y pegar la pata del periférico del elemento geométrico “HR”.



2. Crear un polígono cerrado basado en la pata del periférico. Usar las herramientas “Copy Element”, “Join Polyline”, “Close Polyline”, “Smooth Substrings” (en el menú “Polyline”) y “Move point with fix elevation” (en el menú “Point”).

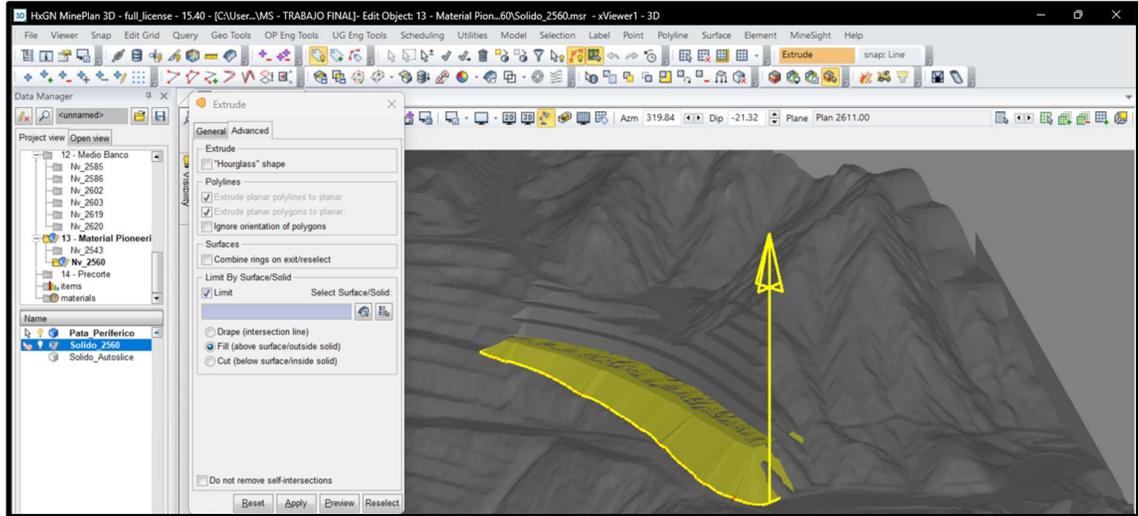


4. Crear un nuevo objeto geométrico llamado “Solido\_...” y editarlo.



5. Seleccionar el polígono creado y abrir la herramienta “Extrude” en el menú “Surface”.

- En la pestaña “General”, seleccionar el modo “Elevation + Slope” y configurar la cota final y el ángulo del talud.
- En el apartado “Surfaces”, marcar “Connect polylines” y ambas opciones de “Close ends”.
- En la pestaña “Advanced”, seleccionar “Limit” en “Limit by Surface/Solid” y elegir la topografía.



6. Hacer una previsualización (Preview) y luego aplicar (Apply).

