

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



**REDUCCIÓN DE DILUCIÓN MEDIANTE LA APLICACIÓN DE
VOLADURA DIFERENCIADA EN LABORES DE BREASTING
DENTRO DE LA MINA PALLANCATA**

Tesis para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR:

FRANCO HINOSTROZA ARAUJO

GIAN PIERRE YABAR ENCARNACIÓN

ASESOR:

Óscar Cabello Robles

Lima, Febrero, 2023

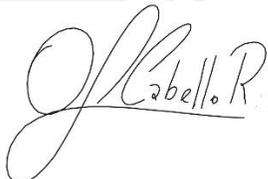
Informe de Similitud

Yo, Oscar Luis Cabello Robles, docente de la Facultad de Ciencias e Ingeniería de la Pontificia Universidad Católica del Perú, asesor(a) de la tesis/el trabajo de investigación titulado “Reducción de dilución mediante la aplicación de voladura diferenciada en labores de breasting dentro de la mina Pallancata”, de los autores: Franco Hinostroza Araujo y Gian Pierre Yabar Encarnación

dejo constancia de lo siguiente:

- El mencionado documento tiene un índice de puntuación de similitud de 33%. Así lo consigna el reporte de similitud emitido por el software *Turnitin* el 31/08/2022.
- He revisado con detalle dicho reporte y la Tesis, y no se advierte indicios de plagio.
- Las citas a otros autores y sus respectivas referencias cumplen con las pautas académicas.

Lugar y fecha: San Miguel 01 de febrero del 2023.

Apellidos y nombres del asesor: Cabello Robles Oscar Luis	
DNI: 40673490	Firma 
ORCID: 0000-0002-8717-1202	

Resumen de tesis

La zona de Pablo que se encuentra dentro de la unidad minera Pallancata no cuenta con anchos de veta constantes (entre 0.8 metros a 10 metros de ancho), por lo que resulta necesario buscar nuevos métodos para poder explotar el yacimiento de forma eficiente. La presente investigación tiene como objetivo disminuir la dilución actual que se tiene en los tajeos de breasting, mediante el uso de voladura diferenciada, la dilución actual es de 250%, para secciones de 3.5m x3.5m con potencias de veta menores a 2 metros.

Se realizó el estudio con los recursos y materiales que ya se contaban dentro de la empresa para evitar incurrir en gastos adicionales, más específicamente, se realizó dentro de dos tajeos pilotos (GL 2087 y BA 1905) dentro de la veta Pablo, los cuales estuvieron acondicionados para la correcta medición de datos. La veta Pablo presenta una zona baja con potencias entre 2 a 5 metros con buzamientos entre 70 a 90 grados donde se realiza Bench and fill y una zona alta donde presenta potencias entre 80 centímetros a 2 metros con buzamientos entre 50 a 70 grados donde se realiza corte y relleno mecanizado, siendo esta ultima el foco de la tesis y en la cual se logró reducir la dilución cerca de un 80%. La maquinaria necesaria para los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo fue brindada por la compañía minera en coordinación con distintas empresas tercerizadas. Las mallas y resultados obtenidos solo podrán ser aplicables a operaciones que cuenten con las mismas características geológicas y geomecánicas. Se plantearon nuevas mallas que se adecúen de mejor forma a los datos obtenidos anteriormente, generando nuevos estándares.

Abstract

The deposit that currently exists at the Pallancata mining unit does not have constant vein widths, so it is necessary to look for new methods to be able to exploit the deposit efficiently.

The objective of this research is to reduce the current dilution in breasting stopes, using segregation blasting, reduce the current dilution from 250% on average to 100%, for sections of 3.5m x3.5m with width vein less than 2 meters.

The study was carried out with the resources and materials that were already available within the company to avoid incurring additional expenses, more specifically; it was carried out within two pilot pits (GL 2087 and BA 1905), at Pablo vein.

The Pablo vein presents a low zone with potencies between 2 to 5 meters with dips between 70 to 90 degrees where Bench and fill is carried out and a high zone where it presents potencies between 80 centimeters to 2 meters with dips between 50 to 70 degrees where it is carried out mechanized cutting and filling, the latter being the focus of the thesis. This vein which was conditioned for the correct measurement of data. The necessary machinery for the unit processes of drilling, blasting and hauling was provided by the mining company in coordination with different outsourced companies. The meshes and results obtained may only be applicable to operations that have the same geological and geomechanical characteristics. New meshes were proposed that better fit the data obtained previously, generating new standards.

Dedicatorias

Gracias viejo por brindarme las lecciones de vida más importantes, esas que todo hombre necesita aprender, por ser mi ejemplo en la vida y mi motivación para ser el hombre que soy. No podré olvidar el dolor de tu partida, pero tampoco olvidaré la mejor experiencia de haberte tenido en mi vida. Vuela alto, Florencio.

Quisiera dedicar esta tesis a mi familia que dio un esfuerzo para poder darme la educación que dio como resultado esta tesis, a mis amigos que estuvieron para brindarme su apoyo cuando lo necesitaba y, por último, pero no menos importante, quiero agradecerme, quiero agradecerme por creer en mi quiero agradecerme por hacer todo este trabajo duro, quiero agradecerme por no tener días libres, quiero agradecerme, por nunca dejar de divertirme.

Índice general

1. Introducción	1
1.1. Justificación del tema.....	1
1.2. Antecedentes.....	2
1.3. Objetivos.....	3
1.3.1. Objetivos Generales.....	3
1.3.2. Objetivos Específicos.....	3
1.4. Hipótesis.....	3
1.5. Plan de trabajo.....	3
1.5.1. Alcance de la investigación.....	3
1.5.2. Metodología propuesta.....	4
2. Marco Teórico.....	5
2.1. Minería Subterránea en Perú.....	5
2.2. Perforación y Voladura.....	6
2.3. Métodos de minado.....	7
2.3.1. Corte y Relleno Mecanizado.....	8
2.3.2. Bench&Fill.....	9
2.4. Tipos de Taladros.....	10
2.4.1. Producción.....	12

2.4.2.	Pre-corte.....	12
2.4.3.	Zanja.	¡Error! Marcador no definido.
2.5.	Voladura Diferenciada.....	13
2.5.1.	Zarandeo.	13
2.6.	Dilución.	13
2.7.	Cut-Off.....	14
2.7.1.	Ley de corte marginal o de planta (Gmill).	15
2.7.2.	Ley de corte de mina (Gmine).....	15
2.7.3.	Costo fijo.	15
2.7.4.	Costo variable.....	16
2.8.	Margen Operativo.....	16
3.	Descripción del lugar de Estudio.....	17
3.1.	Características Generales.....	17
3.2.	Características Geológicas.....	19
3.2.1.	Tipo de Yacimiento.....	19
3.2.2.	Estratigrafía.....	21
3.2.3.	Geología Regional.....	24
3.2.4.	Mineralización.....	25
3.2.5.	Alteración.....	26
3.3.	Operación Minera.....	26

3.3.1.	Perforación y Voladura.....	26
3.3.2.	Voladura de Rocas.....	30
3.3.3.	Diseño de mallas e indicadores de voladura en tajeos de explotación.	31
4.	Metodología para la recopilación de datos.....	35
4.1.	Control geológico	35
4.1.1.	Levantamiento topográfico.....	35
4.1.2.	Marcado y muestreo del frente.....	36
4.2.	Perforación y Voladura.....	37
4.2.1.	Diseño de malla.....	37
4.3.	Acarreo y Transporte.....	38
4.3.1.	Control de viajes de mineral.....	38
4.4.	Zarandeo.....	39
4.4.1.	Cálculo del P80.....	40
4.4.2.	Muestreo de rumas.....	41
4.5.	Reuniones de Control.....	41
5.	Presentación y discusión de resultados.....	43
5.1.	Resultados de voladura.....	43
5.2.	Resultados de dilución.....	45
5.3.	Análisis Económico.....	46
5.3.1.	Valores punto.....	47

5.3.2. Márgenes operativos.....	49
6. Conclusiones y Recomendaciones.	51
6.1. Conclusiones.....	51
6.2. Recomendaciones.	51
7. Referencias.....	54

Índice de tablas

Tabla 1. Parámetros de voladura de GL2087W	43
Tabla 2. Parámetros de voladura de BA1905-1S	43
Tabla 3. Parámetros de voladura de BA1905-1N.....	43
Tabla 4. Distribución de explosivo utilizado en la malla estándar.....	45
Tabla 5. Recopilación de resultados.....	45
Tabla 6. Resumen de costos de explotación y tratamiento.....	48
Tabla 7. Recuperaciones metalúrgicas aproximadas.....	49
Tabla 8. Cotizaciones y onzas equivalentes de plata.....	49
Tabla 9. Márgenes operativos.....	50

Índice de figuras

Figura 1. Malla de perforación dentro de la mina subterránea Pallancata	6
Figura 2. Diseño de una malla promedio dentro de Pallancata.	7
Figura 3. Método de corte y relleno ascendente (Fuente: Atlas Copco)	9
Figura 4. Esquema del método Bench and Fill (Fuente: Journal of Engineering Research and Reports).....	10
Figura 5. Tipos de taladros utilizados para la veta Pablo.	11
Figura 6. Distribución de potencias en Pablo	19
Figura 7. Resumen de la distribución de potencias en Pablo.	19
Figura 8. Geología regional del área de estudio	20
Figura 9. Columna litoestratigráfica regional.....	21
Figura 10. Columna litoestratigráfica de Pallancata.....	23
Figura 11. Sección longitudinal geológica	24
Figura 12. Perforación y voladura en breasting dentro de la Unidad Minera Pallancata.	27
Figura 13. Corte y Relleno mecanizado dentro de la unidad minera Pallancata. (Fuente: Hochschild Mining).....	28
Figura 14. Corte y Relleno mecanizado dentro de la unidad minera Pallancata.	29
Figura 15. Corte y Relleno convencional dentro de la unidad minera Pallancata.....	30
Figura 16. Malla y parámetros de voladura para breasting con winche de 0.8m x 2.4m (Fuente: Hochschild)	31

Figura 17. Malla y parámetros de voladura para breasting con winche de 1.2m x 2.4m.(Fuente: Hochschild)	31
Figura 18. Parámetros y mallas de voladura para CRC con realce (Fuente: Hochschild) ...	32
Figura 19. Parámetros y mallas de voladura para SARC (Fuente: Hochschild)	33
Figura 20. Parámetros y mallas de voladura para CRM (Fuente: Hochschild).....	34
Figura 21. Diagrama de flujo de recopilación de datos.....	35
Figura 22. Marcado de frente para veta Pablo con potencia de 1.10 m.....	36
Figura 23. Primera malla obtenida mediante modelos matemáticos.....	38
Figura 24. Croquis de la cancha de mineral donde se lleva el mineral pesado para realizar el zarandeo.....	39
Figura 25. Foto de la ruma del disparo 1905-2605 con el proceso del software Wipfrag (Fuente: Hochschild)	40
Figura 26. Análisis granulométrico de Kuz Ram con gráfica del p80 del disparo 1905-2605. (Fuente: Hochschild)	41
Figura 27. Esquema de pruebas piloto.....	42
Figura 28. Esquema de malla estándar.	44
Figura 29. Gráfica de la dilución en la labor GL2087.....	46
Figura 30. Gráfica de la dilución en la labor BA1905.....	46

1. Introducción

1.1. Justificación del tema.

La minería en Perú es una de las actividades económicas que más aporta al PBI. Las distintas operaciones mineras se han diversificado en métodos de explotación a lo largo del territorio nacional. Así mismo, se pueden dividir las operaciones según el tipo de material explotado y la cantidad de material extraído por día.

La mediana minería está clasificada por el Ministerio de Energía y Minas (MINEM) como aquellas operaciones cuya producción no excede las 5000 Toneladas/día (MINEM, 2014). Dentro de cada operación minera se cuentan con diversas operaciones unitarias, siendo dos de las más representativas la perforación y voladura de roca.

Históricamente se han ido modificando los parámetros en las operaciones unitarias en busca de reducir costos y mejorar la productividad. El proceso de mecanización y automatización de las operaciones ha llevado a buscar operaciones con frentes más amplios, dejando de lado las vetas angostas, las cuales son comunes en la Sierra Central peruana.

Se entiende como dilución dentro del ámbito minero a la mezcla de mineral económico con estéril. El material roto generado no tiene el valor económico previsto o produce pérdidas de reservas, las cuales serán llevadas posteriormente a las desmonteras (Cebrián, 2007).

Por otro lado, la irregularidad de la geología peruana no permite tener anchos de veta constantes y ello afecta directamente a la dilución. La voladura diferenciada fue desarrollada e implementada para controlar y reducir la dilución modificando los parámetros de perforación y voladura de acuerdo con análisis teóricos y modelos simulados dentro de los límites de la veta (Zou et al, 2019).

Limitar la dilución mediante el uso de voladura diferenciada reduce directamente los costos implicados en las operaciones unitarias, permite aumentar la vida útil de la planta concentradora y mejora la seguridad en dentro de mina al disminuir la exposición de los trabajadores.

1.2. Antecedentes.

La propuesta de utilizar voladura diferenciada fue desarrollada principalmente para minas a tajeo abierto, como respuesta a la problemática del control de dilución, pérdidas de mineral en desmonteras y control de pilas de desmorte. Dentro de la mina de cobre y molibdeno Wushan en China y la mina de uranio Hushan en Namibia, se desarrolló e implementó un método de voladura diferenciada para mejorar la segregación de materiales dentro del límite del mineral y el desmorte. Ello permitió reducir la pérdida y dilución del mineral dentro de minas a cielo abierto. Por medio de análisis teóricos y de simulación, se determinaron las mallas y los parámetros de voladura para poder aplicar voladura diferenciada de manera acertada. Se propuso utilizar un tiempo de retardo para lograr producir una zona de separación en el límite de mineral y desmorte. Por otro lado, los resultados del rendimiento de la voladura fueron medidos mediante tecnología de escaneo láser 3D. Los análisis y experimentos indicaron que el método de voladura por segregación consigue fragmentaciones más adecuadas, una mejor distribución de pila de escombros, un tiempo de carga más corto, menos pérdida de mineral y dilución (Zou et al, 2019)

1.3. Objetivos.

1.3.1. Objetivos Generales.

- Disminuir la dilución actual dentro de los tajeos de corte y relleno mediante el uso de voladura diferenciada.

1.3.2. Objetivos Específicos.

- Lograr reducir la dilución promedio actual de 250% a 100%, para secciones de 3.5m x3.5m con potencias de veta menores a 2 metros.
- Mejorar las recuperaciones de minado y reducir costos en el tratamiento del mineral enviado a planta concentradora.

1.4. Hipótesis.

La implementación de voladura diferenciada dentro de la mina subterránea Pallancata logra reducir la dilución de minado dentro de secciones de 3.5m x 3.5m con potencias de veta menores a 2 m.

1.5. Plan de trabajo.

1.5.1. Alcance de la investigación.

Esta investigación será aplicada en una mina subterránea en proceso de explotación, con su actual LOM (Life of Mine), el cual tiene alcance hasta finales del 2023 y con limitados recursos minerales que se tiene actualmente. Desde el inicio de la recopilación de datos hasta la finalización de la tesis dentro de dos tajeos piloto y podrá ser aplicada solo con las características geológicas, geotécnicas y operacionales propias de la mina.

1.5.2. Metodología propuesta.

Para la realización de la presente tesis se coordinó con todas las áreas involucradas (mina, geología, topografía, planta concentradora y empresas tercerizadas). Se trabajó con los recursos y materiales que ya se contaban dentro de la empresa para evitar incurrir en gastos adicionales, más específicamente, se realizó dentro de dos tajeos pilotos (GL 2087 y BA 1905), los cuales estuvieron acondicionados para la correcta medición de datos. La maquinaria necesaria para los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo fue brindada por la compañía minera en coordinación con distintas empresas tercerizadas.

El monitoreo, seguimiento y recolección de datos fue realizado en ambos tajeos por el área de productividad. Los datos que no se pudieron recolectar en campo fueron solicitados a las áreas pertinentes (geología, planta concentradora).

Luego de obtener los datos necesarios, se calculó en gabinete la dilución resultante mediante modelos basados en cálculos matemáticos (hochschild). Por otro lado, debido a los procesos de mejora continua, se plantearon nuevas mallas que se adecúen de mejor forma a los datos obtenidos anteriormente, generando nuevos estándares.

2. Marco Teórico.

2.1. Minería Subterránea en Perú.

Una mina subterránea es aquella que se desarrolla debajo de la superficie del terreno. Para ello es necesaria la realización de túneles, pozos, chimeneas, galerías, entre otros instrumentos que permitan llegar al mineral.

Un aspecto fundamental para la minería subterránea es la ventilación porque – al dar oxígeno para la respiración, reducir temperaturas, y diluir y remover polvos y gases nocivos – se genera un ambiente laboral seguro y confortable.

Según estadísticas del Ministerio de Energía y Minas (MEM), hasta el 2011 se registró 190 concesiones mineras subterráneas y La Libertad era la región que contaba con mayor número de estas concesiones (50), seguida por Arequipa (33) y Lima (23).

Asimismo, hasta aquel entonces, el 38% de las unidades en operación en el país utilizaban el método de explotación subterránea, destacando las minas polimetálicas de Milpo, Atacocha, Volcan, Cobriza, Morococha, Casapalca, Santa Luisa, mina de estaño San Rafael, San Vicente, y las minas de oro Marsa, Horizonte, Poderosa, Orcopampa, entre otras.

La minería subterránea peruana tiene, hoy por hoy, mayores exigencias, que se han visto satisfechas con el avance de la tecnología. Y es que las empresas locales y extranjeras, a fin de convertirse en aliados estratégicos de las mineras, vienen apostando por innovaciones que permitan mejorar la productividad de sus unidades. (Rumbo Minero, 2015).



Figura 1. Malla de perforación dentro de la mina subterránea Pallancata

2.2. Perforación y Voladura.

Las operaciones unitarias más básicas consisten en la perforación de taladros para hospedar explosivos que al detonar liberan la energía necesaria para fragmentar el macizo rocoso. Estas son las que inician el proceso productivo de minado ya que ayudan liberar zonas con desmonte o aportan mineral fresco. Estas dos operaciones tienen vital implicancia debido a que inician el proceso de conminución de las rocas, el cual tiene el mayor costo operativo y se acrecienta en procesos posteriores como el chancado y la molienda llegando a elevarse hasta por cien veces. (Hukki, 1961).

En la perforación de bancos a cielo abierto, se utilizan tres de los cuatro principios básicos: rotación, empuje y barrido, la percusión no es utilizada ya que se perforan taladros profundos de grandes diámetros, pero ello se confía solo en el empuje hidráulico sobre la columna de perforación. Los taladros están dispuestos en patrones o mallas que ayudan en la interacción de cada uno en la detonación. (Cornejo y Humanan, 2020)

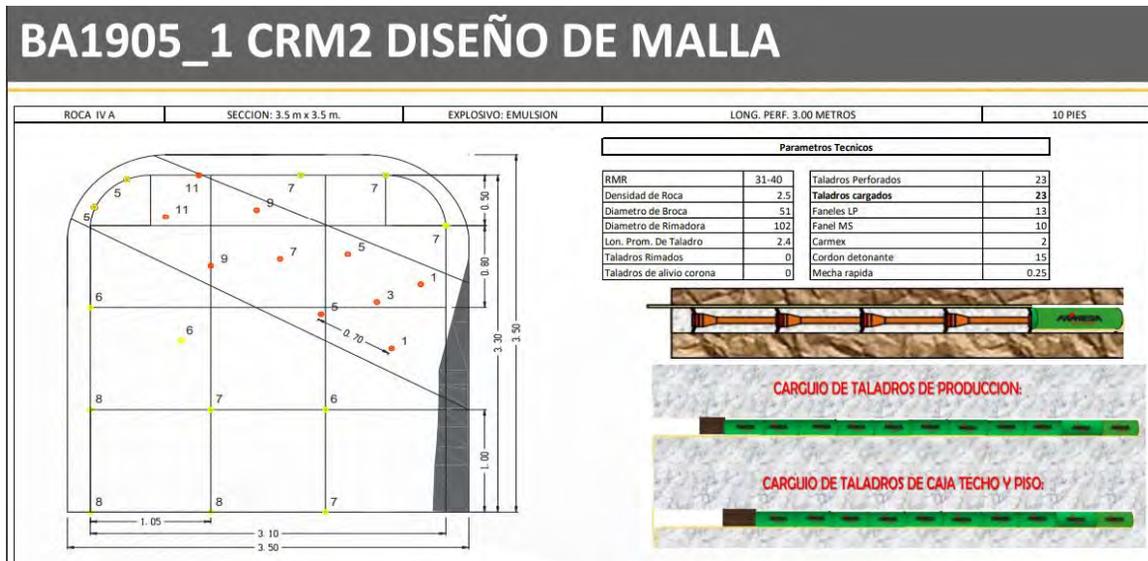


Figura 2. Diseño de una malla promedio dentro de Pallancata.

2.3. Métodos de minado.

Desde hace más de 40.000 años, el hombre ha buscado metales y materiales provenientes de suelos y rocas para ser utilizados en ritos religiosos, agricultura, objetos personales, fuentes de energía y un sinnúmero de utensilios. En esta búsqueda, se ha hecho imprescindible desarrollar técnicas de construcciones subterráneas con el objetivo de alcanzar zonas mineralizadas profundas, que, de otro modo, serían inalcanzables. Famosas son las explotaciones subterráneas de cobre en Israel (mina Timma), España (mina La profunda) ambas de la época del Imperio Romano, como también las explotaciones subterráneas de carbón en la Inglaterra

del Siglo XIII. La época de la revolución industrial a fines del Siglo XIX cambió radicalmente la escala de trabajo en espacios subterráneos, donde se logra desarrollar la explotación minera a un volumen y ritmo jamás antes visto por la humanidad.

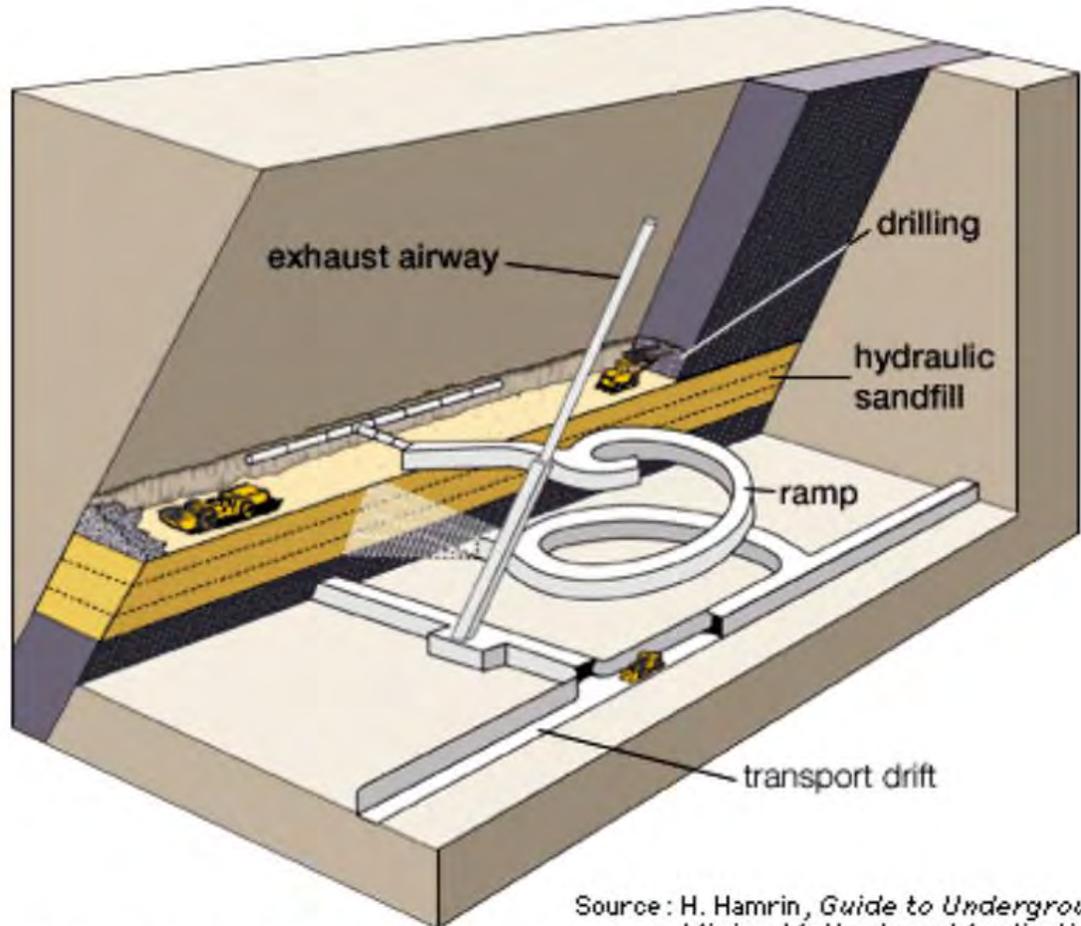
Es así que, actualmente las excavaciones subterráneas para minería persiguen los siguientes principios:

- Lograr generar un diseño de explotación que se acomode a la forma del cuerpo mineralizado.
- Maximizar la extracción del mineral de interés, minimizando el movimiento de material estéril o de poco valor económico.
- Poseer la capacidad de desestabilizar y reducir de tamaño las zonas que poseen valor económico (mena) y mantener estables las que actuarán como pilares estructurales del diseño minero. (Andrés Tapia, 2021)

2.3.1. Corte y Relleno Mecanizado.

El mineral es extraído por labores horizontales y/o verticales, iniciando por la zona inferior de un tajeo y avanzando verticalmente. Después de que se ha extraído la labor en su totalidad, se rellena el espacio vacío generado por la explotación con material estéril, el cual al mismo tiempo sirve de trabajo a los obreros y al mismo tiempo tiene la función de sostener las paredes y en algunos casos especiales, el techo. Este método puede utilizarse en yacimientos que presenten: Buzamiento mayor a los 50°, en roca incompetente o con bajo RMR (35-45), con una estructura mineralizada de potencia media (1 a 3 metros) y de límites regulares. Una de sus principales ventajas es la recuperación es cercana al 100%, siendo altamente selectivo, lo que significa que se

pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar. Es un método eficaz que puede llegar a tener un alto grado de mecanización.



© 2007 Encyclopædia Britannica, Inc.

Source: H. Hamrin, *Guide to Underground Mining Methods and Applications* (Stockholm: Atlas Copco, 1997)

Figura 3. Método de corte y relleno ascendente (Fuente: Atlas Copco)

2.3.2. Bench&Fill.

Se emplea en zonas mineralizadas muy regulares, en los que el mineral y la roca de los hastiales son resistentes. El método se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral. Se aplica a zonas mineralizadas de alta pendiente, en los que el mineral cae por gravedad en las cavidades construidas y que permiten la perforación de barrenos

largos de banqueo o en abanico. Estos métodos necesitan una gran preparación y se requiere en general que el cuerpo mineralizado sea potente. El diseño más empleado es el denominado “Sublevel stopping”.

Las ventajas de este método son: El trabajo es continuo, sin interrupción para rellenar. El costo por tonelada es bajo y exige poca mano de obra. La relación de la producción a la preparación es alta. Hay gran seguridad para el personal. La ventilación es buena. La conservación es mínima. Toda la maquinaria se recupera al terminar cada cámara. (Andrés Tapia, 2021)

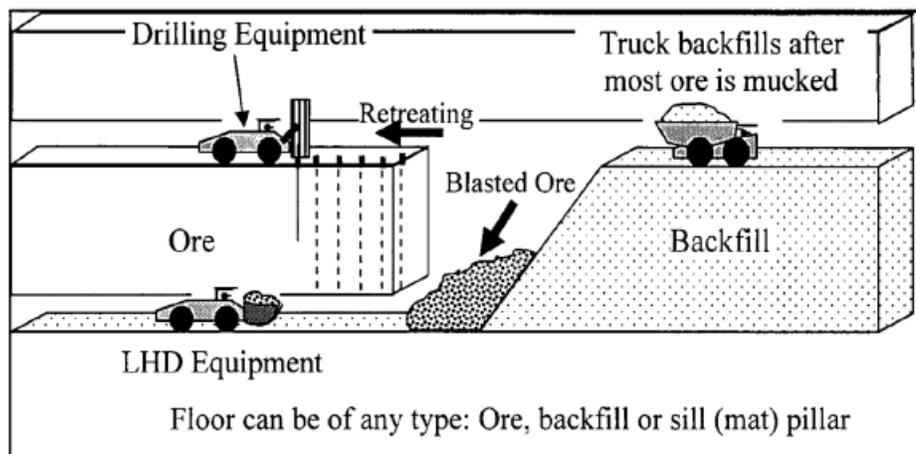
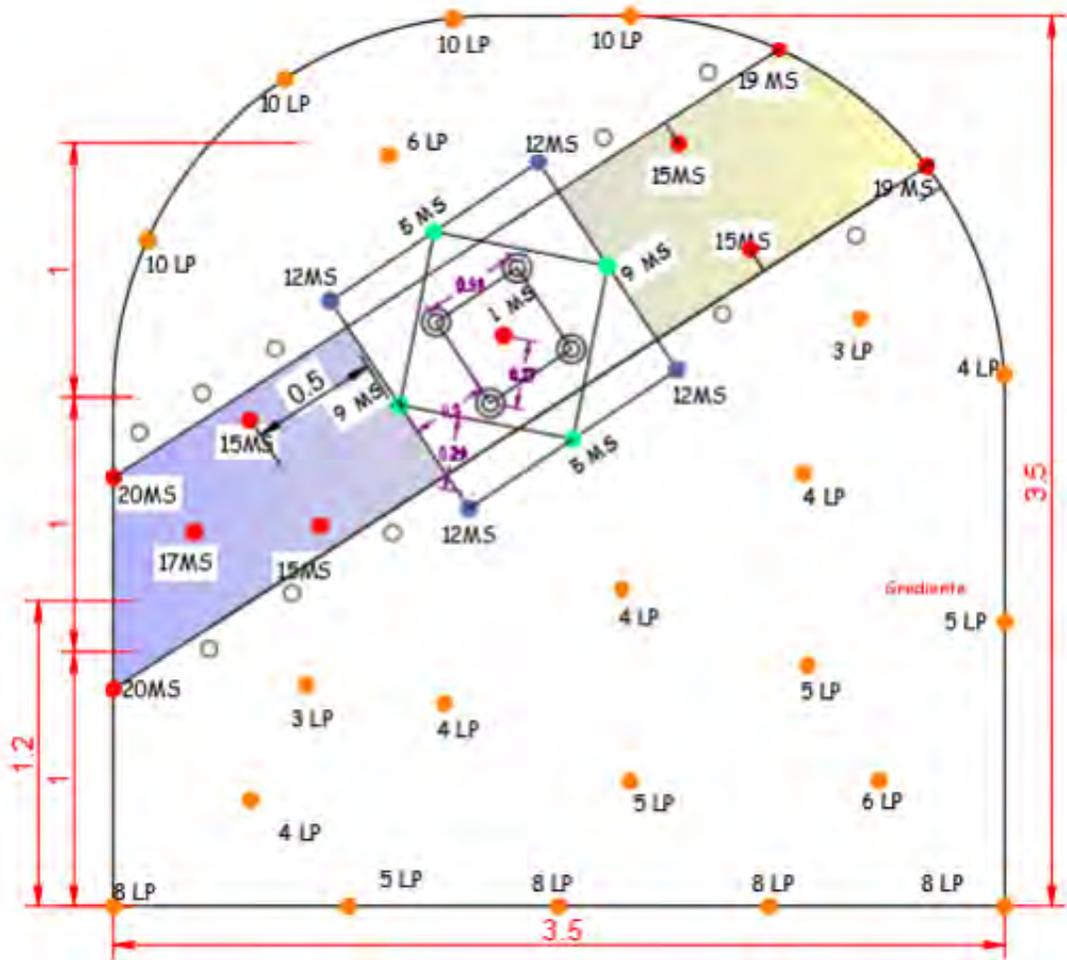


Figura 4. Esquema del método Bench and Fill (Fuente: Journal of Engineering Research and Reports)

2.4. Tipos de Taladros.

Para diseñar las mallas de perforación y voladura se tienen que tomar en consideración la data de valores geotécnicos del macizo rocoso tales como dureza y las estructuras geológicas existentes, esto con el propósito de minimizar la afectación hacia las cajas. Asimismo, se consideran las propiedades del explosivo a utilizar, el método de iniciación y la interacción que pueda tener la carga con el macizo rocoso.

Otro aspecto de suma importancia es la interacción que existe entre los taladros al ser detonados, es así como se tiene que tomar en cuenta: los intervalos de tiempo, el tipo de arranque y el resultado final esperado. A raíz de esto es que existen tres tipos de perforaciones para maximizar la eficiencia del disparo tanto en mineral como en desmonte: Producción, Pre-corte y Zanja.



2.4.1. Producción.

Son los taladros esenciales en la voladura de los tajeos, los cuales tienen mayor carga y en consecuencia poseen un burden y espaciamiento mayor en comparación a los otros. Se encargan de la ruptura principal para conseguir una granulometría óptima y eficiente para el siguiente proceso, el cual vendría a ser en la planta de tratamiento (chancado primario).

“Las perforaciones de estos taladros regularmente son enfocadas a grandes desplazamientos de material y son llevadas a cabo a distancias razonablemente alejadas de las paredes culminantes del tajeo. Poseen la secuencia en la voladura posterior en comparación a los taladros de pre-corte, ya que tienen un factor de carga mayor, con lo que se puede llegar a evitar el daño al macizo rocoso”. (Cornejo y Huamán, 2020)

2.4.2. Alivio.

Este tipo de perforación se caracterizan por ser los primeros en el programa de disparo, distribuidos desde el centro de la malla hasta en todos los hastiales si fuese necesario, estos taladros no poseen carga operante por lo que incrementan el costo de perforación debido a que no se usan durante la tronadura de la roca. Su disposición en la malla es menor, al igual que su espaciamiento que los Buffer, pueden ser perforados con diámetros distintos a los de producción.,

Su principal funcionalidad es la de crear un plano de fracturamiento, evitando así daños a las cajas y evitar mayores diluciones y de la misma forma poder dar lugar al rebote de las ondas, esto evita demoras en percutados y desatados de cuñas en los hastiales.

2.5. Voladura Diferenciada.

La voladura diferenciada es un método que consiste en aplicar diferentes factores de potencia y diferentes intervalos de retardo en los distintos tipos de roca existentes (mineral y desmonte). Este método fue desarrollado para mejorar la dilución del mineral al obtener diferentes tipos de granulometría entre los distintos materiales.

Para lograr la voladura diferenciada es necesario reconocer los tipos de roca presentes y reconocer el límite entre ambos para posteriormente determinar sus respectivos RMR. Luego, se diseñan las mallas de perforación y voladura. Finalmente, el material es sometido a voladuras con retardos estimados (corto y largo).

2.5.1. Zarandeo.

El calibrado es la separación general de los productos según su tamaño. La forma más simple de calibrado es el zarandeo, cuyo propósito es separar minerales u otros materiales en tamaños de partícula específicos para crear varios productos finales.

Al seleccionar el equipo para zarandar un producto, se debe tener en cuenta el material que se va a zarandar, como la forma y el tamaño; las aberturas del medio de cribado; la cantidad de material ya calibrado; la presencia de materiales perjudiciales; la necesidad de agua; entre otros. (McLanahan, 2021)

2.6. Dilución.

Se entiende como dilución dentro del ámbito minero a la mezcla de mineral económico con estéril. El material roto generado no tiene el valor económico previsto o produce

pérdidas de reservas, las cuales serán llevadas posteriormente a las desmonteras (Cebrián, 2007).

La dilución afecta directamente a uno de los pasos más importantes dentro de un proyecto minero: la planificación. Se sabe que muchos de los factores son predecibles y necesitan de ser calculados y analizados, la dilución genera discrepancias entre los resultados reportados y los que fueron estimados en gabinete.

Existen varios tipos de dilución

- **Dilución geológica.** Producida por inexactitudes en la delineación de los modelos de recursos, en los contactos de estéril con mineral, en las transiciones de minerales, etc.
- **Dilución interna.** Es la dilución existente dentro de los bloques de minado, los cuales no pueden ser separados debido a los métodos de minado o equipos utilizados.
- **Dilución externa.** Es la dilución no planeada en la que material externo no económico producto de errores o caída de rocas es procesado junto con el mineral.

2.7. Cut-Off.

La ley de corte (cut-off grade) es el grado o ley mínimo requerido para que un mineral o metal sea extraído económicamente. El mineral o metal que se encuentra por encima de este grado se considera como mena (mineral económico), mientras que el material por debajo de este grado se considera desmonte. (Freites, 2017)

La mejor forma de determinar la ley de corte es mediante el cálculo del punto de equilibrio. Esta forma es preferida como primera estimación y es más eficaz en las primeras fases de planificación de un proyecto.

Se define el concepto de ley de corte como "el contenido mínimo" de metal para discriminar el mineral y el estéril en un yacimiento. La ley de corte asume que el bloque en cuestión debe ser extraído y determina si debe ser enviado a la planta. El punto de equilibrio de la ley de corte asume que el bloque no tiene que ser extraído y clasifica el material como mineral o escombro para minar o ignorar, respectivamente. (Freites, 2017)

2.7.1. Ley de corte marginal o de planta (Gmill).

La ley de corte marginal o de planta es el grado o ley mínimo que puede pagar los costos de procesamiento y mercadeo. La ley de corte marginal o de planta (Gmill) determina si el material extraído debería de enviarse a la planta o a la desmontera después de ser minado. La ley de corte marginal es utilizada como criterio de selección de mineral. (Freites, 2017).

2.7.2. Ley de corte de mina (Gmine).

La ley de corte de mina (Gmine) es la ley que cubre el costo de mina y el costo de planta. Todo bloque que tenga un grado o ley por encima a la ley de corte de mina se considera como mena. Si el grado del bloque es menor que la ley de corte de mina (Gmine), el bloque no se mina si no se está en la obligación de hacerlo (factores externos). Si excava un bloque que es menor que la ley de corte de mina, puede considerarse bloque como desmonte. (Freites, 2017).

2.7.3. Costo fijo.

Son los que no dependen del volumen de producción de una empresa; es decir, no cambian en absoluto y si lo hacen tienen que ver con el contexto y en función de las circunstancias. Entre los ejemplos más comunes encontramos el alquiler de un local, pagos de seguros, salarios anuales, entre otros, pues al ser todos iguales durante un año pueden ser presupuestados. El negocio deberá realizar estos gastos, a pesar de que no produzca nada. (Redacción Gestión, 2019).

2.7.4. Costo variable.

Son los que cambian en nivel a la producción y varían todos los días, meses y años. Así tenemos el precio de la materia prima que varía constantemente. Por ejemplo, agua para elaborar gaseosa; tela, hilo y botones para una prenda de vestir; cacao para chocolates; etc.

Estos pueden dividirse en: costos de operación que incluyen servicios como agua y luz, suministros de oficina, servicios profesionales cobrados por hora, entre otros; y los costos de bienes vendidos; es decir, a medida que aumenta la producción, los costos variables también aumentarán como mayores gastos en materia prima, costos laborales directos y comisiones por ventas. (Redacción Gestión, 2019)

2.8. Margen Operativo.

El margen operativo es un indicador de gestión que se puede definir en algunos casos como:

$$MgO = \frac{UO_i}{I_i}$$

Donde:

MgO: Margen operativo

UO_i: Utilidad trimestral del sujeto i

I_i: Ingresos generados por ventas realizadas de los recursos minerales metálicos y no metálicos en cada trimestre calendario del sujeto i.

(Fuente:MEF)

3. Descripción del lugar de Estudio.

El presente capítulo consta de la descripción del lugar de estudio y sus principales características geomecánicas, geológicas y operacionales relacionadas con el motivo de la investigación. Se resaltarán parámetros técnicos de perforación y voladura, los cuales son necesarios para entender el contexto actual dentro de la operación minera. Asimismo, este capítulo sirve como una introducción al Capítulo 4 en donde se explica la metodología empleada.

3.1. Características Generales.

Según la Compañía Minera Ares, el yacimiento de Pallancata se ubica aproximadamente a 520 km al Sureste de Lima, en el distrito Coronel Castañeda, provincia Parinacochas, departamento de Ayacucho, sobre los 4200 m.s.n.m. La mina Selene-Explorador del grupo Hochschild, es la operación más cercana y se encuentra a 10 km al Noreste. Se accede al Proyecto, vía Lima-Nazca-Puquio-Izcahuaca a través de 770 km. de carretera

asfaltada. Desde ese punto se recorren 45 km. de trocha carrozable hasta Pallancata. El viaje toma aproximadamente 13 horas.

La Compañía Minera ARES S.A.C. es una organización empresarial del sector minero-metalúrgico, que se dedica a la explotación de minerales de oro y plata; para el periodo 2022 se tiene previsto la extracción de mineral de 41,067 Toneladas/mes y un avance promedio de 1,123 metros/mes.

Los minerales se benefician en la Planta Concentradora de la Unidad Minera de Explorador-Selene de la Compañía Minera Ares S.A.C., distante a 12 km de Pallancata, que está conectada por una carretera afirmada.

Los trabajos de explotación minera se realizan mediante laboreo subterráneo mecanizado, Bench and Fill (Taladros Largos), y Corte y Relleno Convencional y Mecanizado. El método de explotación contempla la utilización de relleno cementado (tajeos de Bench and Fill), relleno hidráulico (tajeos de corte y relleno convencional) y detrítico (tajeos de corte y relleno mecanizado) constituido por los desmontes y relaves producidos en las labores de exploración minera, desarrollo y preparación según corresponda el método de minado.

La veta “Pablo” fue designada para realizar el estudio de dilución. Pablo es una veta típica de la unidad minera y tiene las siguientes distribuciones de potencias.

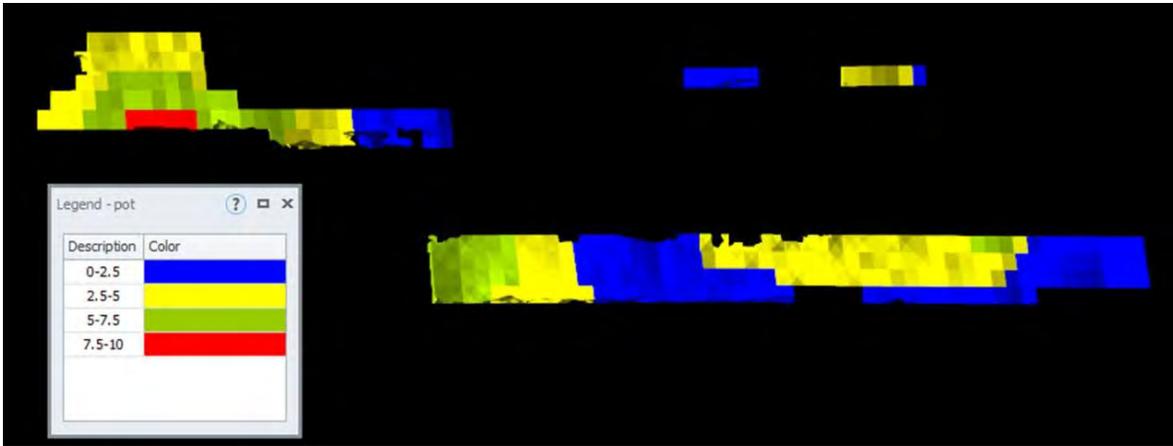


Figura 6. Distribución de potencias en Pablo

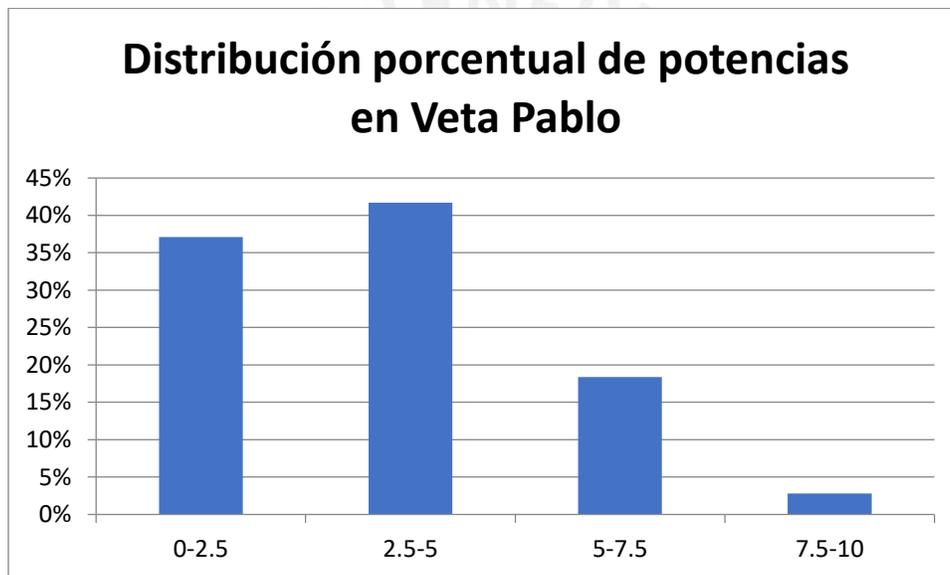


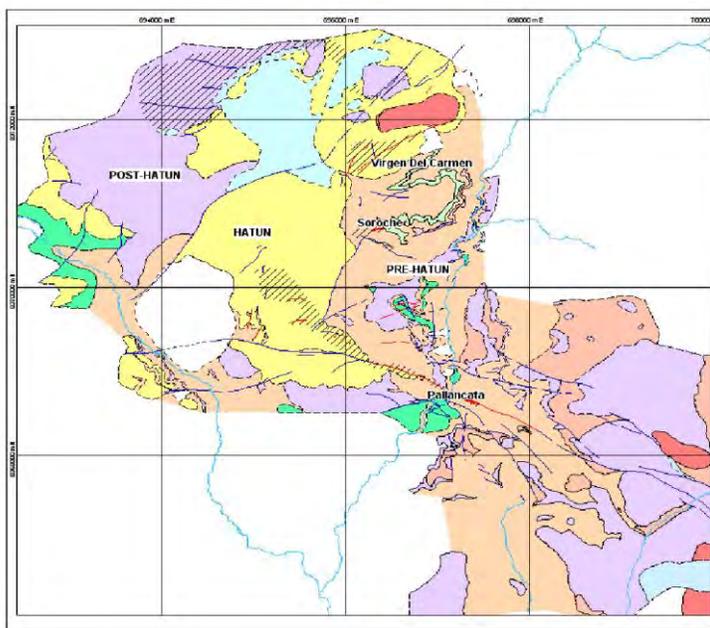
Figura 7. Resumen de la distribución de potencias en Pablo.

3.2. Características Geológicas.

Para entender el contexto de la investigación es necesario describir los múltiples factores geológicos que generaron el yacimiento y las diferentes características que éstos fueron adquiriendo. Además, es necesario mencionar los tipos de rocas presentes, los minerales económicos y el macizo rocoso donde se realizarán los trabajos de perforación y voladura.

3.2.1. Tipo de Yacimiento.

Según la Compañía Minera Ares, la estratigrafía regional dentro de Pallancata consiste en un basamento de rocas sedimentarias pertenecientes al periodo Jurásico y Cretáceo, cortado por una superficie antigua de erosión, sobre la cual se depositó una secuencia de volcánicos, de amplia distribución en el Sur peruano (Formación Tacaza). Inmediatamente de la erosión post - Tacaza sobrevino un vulcanismo explosivo, entre el Mioceno y Pleistoceno, que implicó la acumulación de aproximadamente 3km de piroclásticos y productos efusivos junto con sedimentaciones locales de productos clásticos lacustres. Dicho vulcanismo estuvo acompañado de intrusiones de diversos cuerpos subvolcánicos de tipo andesíticos y dacíticos (Ver figura de abajo).



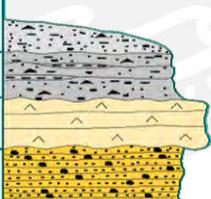
Compañía Minera Ares (2022). Figura 8. Geología regional del área de estudio.

Por otro lado, la Compañía Minera Ares menciona que Consta el sistema epitermal de baja sulfuración está caracterizado principalmente por vetas de cuarzo con presencia de oro y plata. La geología regional del lugar comprende los volcánicos y

secuencias sedimentarias desde el Jurásico hasta el Cuaternario. Las rocas volcánicas del periodo Terciario medio que pertenecen a las formaciones de Anizo y Saycata son predominantes dentro de la geología local en el área de Pallancata. El área fue mapeada en noviembre del 2004 por el Dr. Warren Pratt y Julia Crummy a escala 1:5000. A esta escala fue necesario subdividir las formaciones Aniso y Saycata en: Pre-Hatun, Hatun, Post-Hatun, e Intrusivo.

3.2.2. Estratigrafía.

La Compañía Minera Ares sostiene que, regionalmente, el proyecto Pallancata se encuentra ubicado en la Cordillera Occidental, abarcando rocas volcánicas y secuencias sedimentarias, desde el Jurásico hasta el Cuaternario. Las rocas volcánicas del Terciario Medio pertenecientes a las formaciones de Aniso y Saycata, subyugan la geología local.

CRONOESTRATIGRAFÍA			COLUMNA LITOESTRATIGRÁFICA		
ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD	COLUMNA	DESCRIPCIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	RECIENTE	Depósitos: Aluviales, fluviales y deslizamiento.		Bloques, grabas, arenas y limos inconsolidados. Estratificado.
		PLEISTOCENO	Depósitos: Morrenicos y glaciofluviales.		Bloques, grabas, arenas y limos algo consolidados. Levemente estratificado.
	TERCIARIO	MIOCENO	Formación Saycata		Lavas Andesíticas gris a gris oscura.
			Formación Aniso		Intercalación de areniscas tobaceas de coloración gris a verdosa con areniscas conglomerádicas. La estratificación es delgada y definida.

Compañía Minera Ares (2022). Figura 9. Columna litoestratigráfica regional

3.2.2.1. Formación Aniso

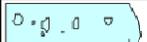
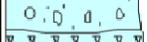
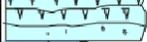
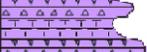
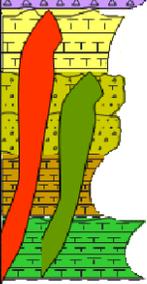
Los informes geológicos realizados por la Compañía Minera Ares indican que la formación Aniso se ubica suprayaciendo de forma concordante a la Formación Alfabamba y de forma discordante infrayaciendo a las lavas de la Formación

saycata. Está formada por una secuencia tobácea con areniscas conglomerádicas de fragmentos subredondeados a subangulares de tobas o lavas andesíticas. Las tobas redepositadas de coloración blanco amarillentas son características en estas zonas. Además, se presentan estratos delgados y definidos, con estratificaciones de tipo gradada y sesgada. Por otro lado, se evidencia un ambiente lacustre y subaéreo, debido a los tipos de estratificación (laminar, gradada, delgada, sesgada), a el adelgazamiento de los estratos y a la naturaleza litológica. Debido a ello, se puede ver una variación lateral de la granulometría que muestra la dirección del aporte de esta como la energía de transporte.

3.2.2.2. Formación Aycaza.

Compañía Minera Ares sostiene que litológicamente, la formación Aycaza se caracteriza por ser una secuencia lávica de andesitas grises de oscuras a claras, con textura fluida, porfíricas fenocristales de feldespatos y máficos, con textura fluida. Además, la geomorfología de la zona muestra las secuencias eruptivas y la fuerte acción glacial, dejando como evidencia las artesas y valles glaciares que no sirven como patrón de distinción con el Grupo Barroso.

El Dr. Warren Pratt (2004) subdividió las formaciones Aniso y Saycata en Pre-Hatun, Hatun, Post-Hatun e Intrusivos. La mineralización corresponde a un sistema epitermal de baja sulfuración caracterizado por vetas de cuarzo con contenidos de oro y plata.

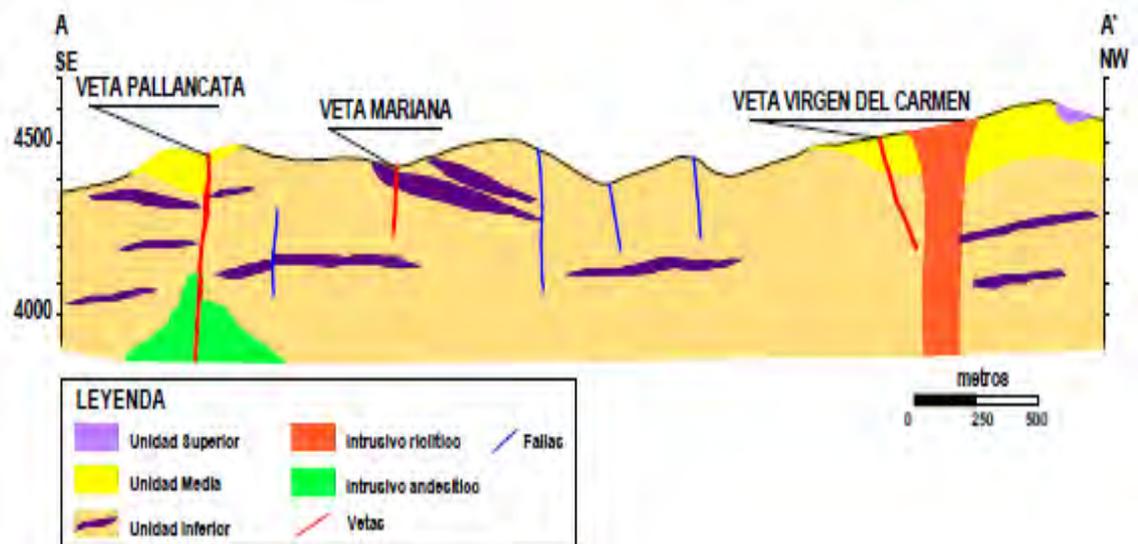
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRAFICA	LITOLOGIA	DESCRIPCION	
CENOZOICO	TERCIARIO	Holoceno	Fluvio Aluvial		Depósitos arcillas y arenas	
			Fluvio Glacial		Depósitos arcillas y limos plásticos	
			Bofedal		Fango-arcilloso, con materia orgánica.	
			Coluvio glacial		Depósitos heterogéneos con clastos	
			Morrenas		Depósitos heterogéneos con clastos y finos	
		Mio-Plioceno	Saycata		Flujos andesíticos, afaníticos con auto brecha local, color gris a gris oscuro.	
		Mioceno medio a superior	Anizo			Toba blanco masivo rico en pómez con abundante cristales de cuarzo (Hatun Tuff)
						Unidad sedimentaria – volcánica, intercalaciones areniscas tobaceas grises a verdosas.
						Tobas color verde y rojo abundante anfíboles (Tufo soroche)
						Tobas masivas verde claro (Toba pitufo)
		UNIDADES INTRUSIVAS		Obsidiana, Riolita con bandeamiento flujo		
				Andesita porfirítica, sills, cuerpo sub volcánico		

Compañía Minera Ares (2022). Figura 10. Columna litoestratigráfica de Pallancata

La compañía Minera Ares subdivide a la formación Aycaza en:

- Pre-Hatun: Dominada por los volcanoclásticos redepositados, intercalados con flujos de lavas y sills de alto nivel, de andesitas afaníticas y porfiríticas.
- Toba Hatun: Muy caracterizada por afloramientos blanquecinos masivos, rica en pómez, con abundantes cristales de cuarzo y biotitas euhedrales, a veces alteradas a clorita o en zonas cercanas a las vetas a moscovita. Es el resultado de una gran erupción ignimbrítica. Yace discordantemente a la secuencia Pre-Hatun y rellena paleo-superficies de valles y montañas.

- Post Hatun: Flujos de lavas andesíticas y sills de alto nivel, representan a la formación Saycata, afaníticas a débilmente porfíricas frecuentemente con una foliación de flujo fuerte.
- Intrusivos: Existen tres intrusiones post-minerales, las cuales son: San Javier, cerro Suyamarca y Sarnahuri. Estos tres intrusivos son stocks de rocas ígenas, en su mayoría riolita, las cuales cuentan con contactos verticales, éstos se emplazaron posteriormente en superficie para formar domos. En profundidad, debajo de la estructura de Pallancata, hay un gran cuerpo de andesita porfírica caracterizada por feldespatos euhedrales, anfíboles y biotitas.



Compañía Minera Ares (2022). Figura 11. Sección longitudinal geológica

3.2.3. Geología Regional.

La Compañía Minera Ares contempla que, dentro del aspecto general de la geología local de la zona del Proyecto Pallancata, se encuentra cubierto de

volcánico sedimentarios como las deposiciones morrénicas, fluvio-glaciares, aluviales, eluviales cuaternarios, “Insitu” se observa en el cerro Huararani aflora las rocas volcánicas de tobas dacíticos, riolíticos en discordancia angular con afloramientos andesíticos superficialmente compuesto de sedimentos detritus tobáceas. En tanto en el área de Pallancata Oeste y central aflora las rocas andesíticas, mientras en el cerro Huararani Sureste próximo a la veta Elisa y el punto “E” topográfico aflora tobas riolíticos, tufos de lapille, andesitas y cuarcitas, evaluados superficialmente en las áreas, de prospección, se observa erosionado meteorizado y en partes fracturado y agrietado.

También, en el área de estudio, se identificaron satisfactoriamente brechas, tufos, brechas de flujo, lavas andesíticas y dacíticos, con alternancia de sedimentos clásticos lacustres todos intruidos por cuerpos y domos de dacitas y pórfidos dacíticos.

En rasgos generales, se observan vetas con potencias aproximadas de 0.6 m, con zonas de brechas con relleno de cuarzo blanco y gris aflorando en diversas partes. La mineralización está constituida por variable proporción de sulfosales de plata, con muy poca pirita asociada a alteración cuarzo - adularia - sericita – clorita.

3.2.4. Mineralización.

La Compañía Minera Ares sostiene que los volcánicos pertenecientes al Terciario Medio fueron depositados en un ambiente tectónico muy activo. La mineralización corresponde a un sistema de baja sulfuración con contenidos de

Plata y Oro, en un sistema complejo de vetas, brechas y algunas zonas silicificadas. La mineralización, principalmente es de Plata, está relacionada con zonas de veta brecha con textura de reemplazamiento de carbonatos, lixiviación parcial y bandeamiento.

3.2.5. Alteración.

La Compañía Minera Ares menciona que la alteración argílica avanzada (formación de arcillas) ocurre en un gran cuerpo al Oeste de la Zona de San Javier (Cerro Ranichico). Esta alteración mide al rededor 2 kilómetros cuadrados con un espesor que varía entre los 50 y 75 metros, aproximadamente. Constituye cavernas grandes, algunas peñas teñidas con jarosita, alunita y limonita.

3.3. Operación Minera.

Se contemplan todas las actividades que se han de realizar en la etapa de operación.

3.3.1. Perforación y Voladura.

La perforación se realiza por medio de equipos de perforación convencionales y mecanizados. Los equipos Jack Leg se usan para los métodos de explotación convencionales y los equipos mecanizados como los T1D y Raptor se utilizan para el minado masivo. Estos equipos cuentan con funciones roto percusivas haciendo uso de aceros y barras de perforación para fragmentar la roca.

3.3.1.1. Perforación en tajeo de explotación.

La perforación en tajeos de explotación se realiza en la gran mayoría de casos con equipos mecanizados. Los métodos de explotación se dividen principalmente en Bench & Fill y corte y relleno ascendente. Para el método de Bench&Fill, la perforación se realiza de manera negativa desde un nivel superior a otro inferior en todo el ancho de veta siguiendo un diseño óptimo de malla de perforación, tomando en consideración el tipo de roca, potencia y buzamiento. En cambio, para el método de corte y relleno, la perforación se realiza en breasting siguiendo el diseño de malla planteada.

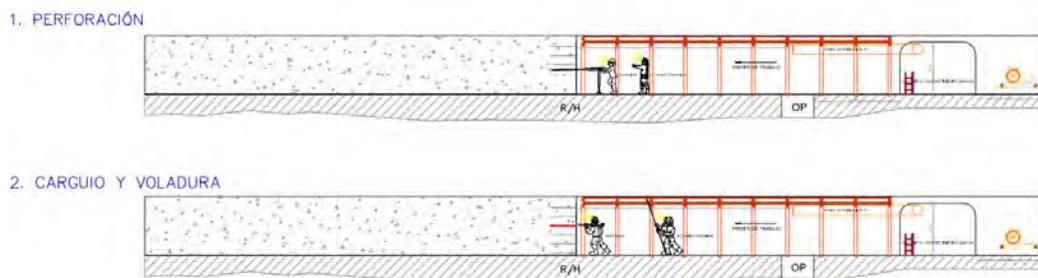


Figura 12. Perforación y voladura en breasting dentro de la Unidad Minera Pallancata.

3.3.1.2. Bench&Fill (Taladros largos longitudinal)

Este método es aplicable a potencias de mineral entre 2 metros y 10 metros, con buzamientos mayores a 60° . Se tienen longitudes de banqueo de entre 10 a 12 metros con diámetros de perforación de 51 a 64 mm. Se utilizan los T1D y Raptor debido a la flexibilidad operativa que estos brindan, se utilizan barras acoplables de 1.5m. Este método ofrece elevada productividad y costo bajo de minado.

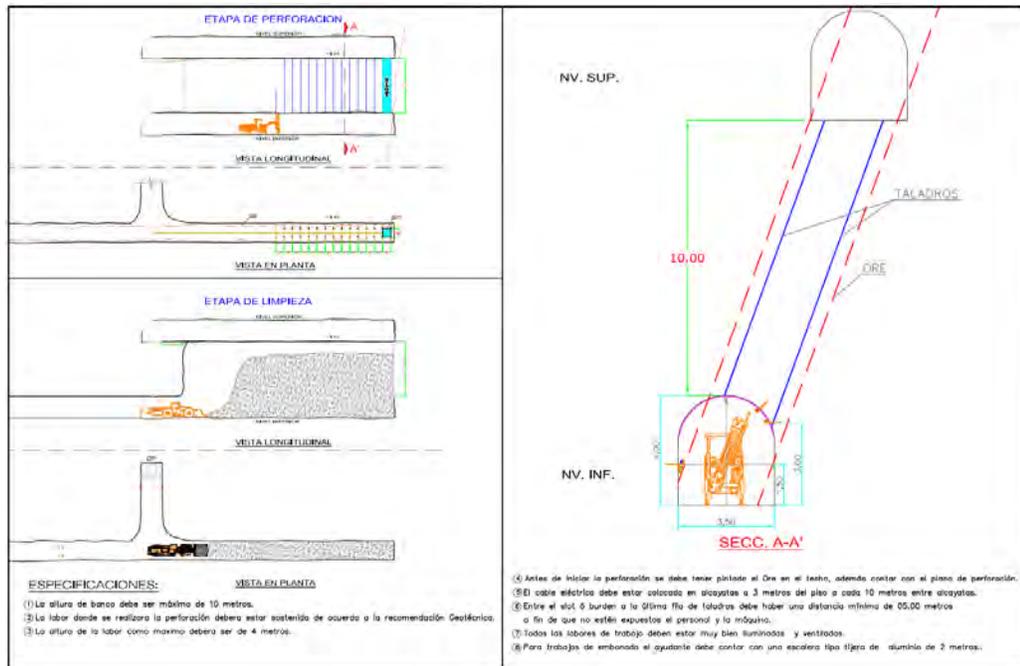


Figura 13. Corte y Relleno mecanizado dentro de la unidad minera Pallancata. (Fuente: Hochschild Mining)

3.3.1.3. Corte y Relleno Mecanizado (CRM)

Este método es aplicable a tajeos con una potencia de mineral entre 0.8 y 2 metros con buzamiento menor a 45°. Se utilizan diámetros de perforación de 45mm dentro de calidad de roca regular a mala con barras de perforación de 4, 5 y 6 pies. La perforación puede ser horizontal o vertical.

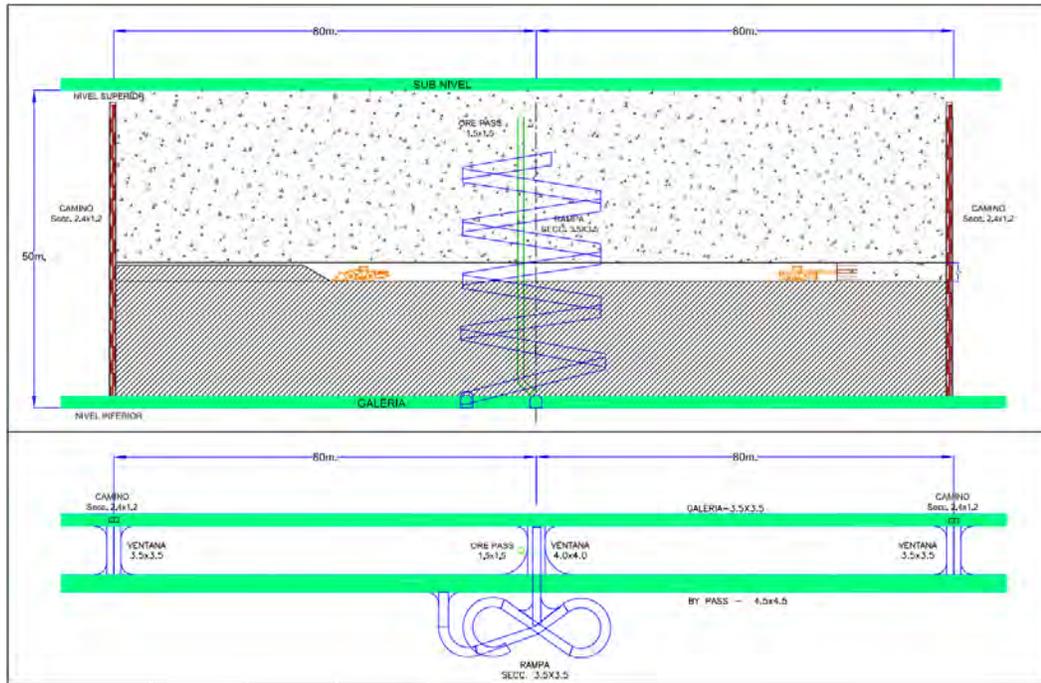


Figura 14. Corte y Relleno mecanizado dentro de la unidad minera Pallancata.

3.3.1.4. Corte y Relleno Convencional (CRC)

Este método es aplicable a tajeos con una potencia de mineral mayor igual a 0.8 m, con buzamientos mayores a 45°. La productividad es baja, se realizan diámetros de perforación de 38 mm con barras de perforación de 3, 4, 5 y 6 pies.

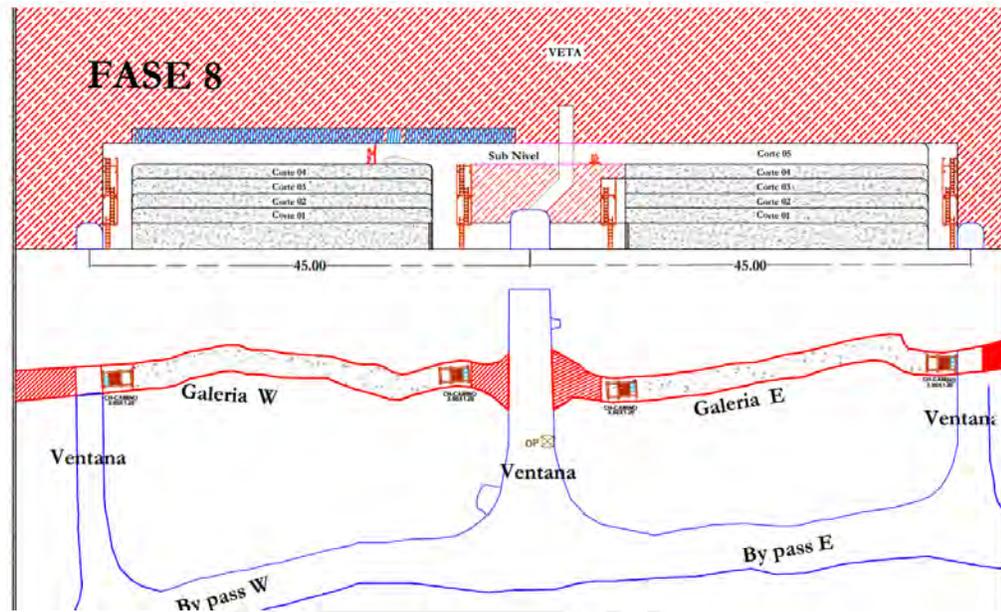


Figura 15. Corte y Relleno convencional dentro de la unidad minera Pallancata.

3.3.2. Voladura de Rocas.

La voladura de rocas es la fragmentación instantánea que se produce en la roca producto de la detonación de agentes explosivos depositados en su interior (Gobierno de Chile, 2021). Para el caso de Pallancata se utiliza una emulsión con un factor de potencia variable según el tipo de roca, con la finalidad de obtener una fragmentación adecuada y evitar los daños al macizo rocoso.

3.3.2.1. Accesorios de Voladura.

- Armada de Mecha Lenta.
- Cordón Detonante.
- Detonador no Eléctrico.
- Emulsión encartuchada.
- Mecha Rápida.

3.3.3. Diseño de mallas e indicadores de voladura en tajeos de explotación.

3.3.3.1. CRC-Breasting.

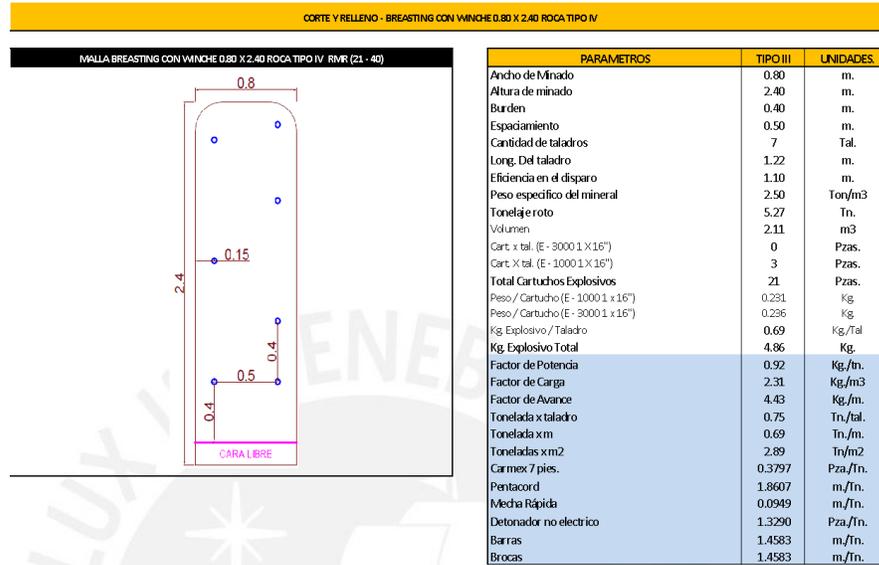


Figura 16. Malla y parámetros de voladura para breasting con winche de 0.8m x 2.4m (Fuente: Hochschild)

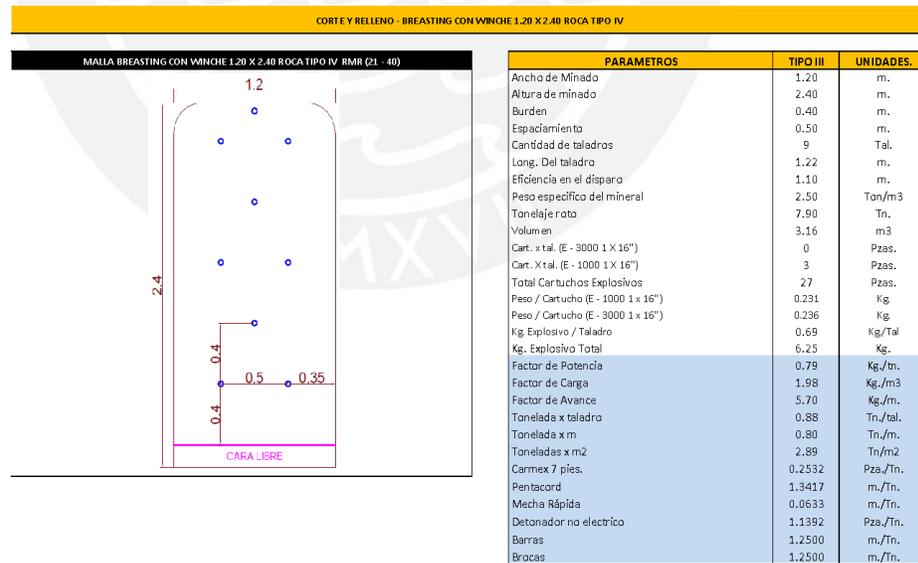


Figura 17. Malla y parámetros de voladura para breasting con winche de 1.2m x 2.4m. (Fuente: Hochschild)

3.3.3.2. CRC-Realce.

PARAMETROS	TIPO III	UNIDADES.	PARAMETROS	TIPO III	UNIDADES.
Ancho de Minado	0.80	m.	Ancho de Minado	1.20	m.
Longitud de Minado	9.90	m.	Longitud de Minado	9.80	m.
Burden	0.45	m.	Burden	0.35	m.
Espaciamiento	0.50	m.	Espaciamiento	0.50	m.
Cantidad de taladros	44	Tal.	Cantidad de taladros	70	Tal.
Long. Del taladro	1.83	m.	Long. Del taladro	1.83	m.
Eficiencia en el disparo	1.65	m.	Eficiencia en el disparo	1.65	m.
Peso específico del mineral	2.50	Ton/m3	Peso específico del mineral	2.50	Ton/m3
Tonelaje roto	32.59	Tn.	Tonelaje roto	48.39	Tn.
Volumen	13.04	m3	Volumen	19.36	m3
Cart. x tal. (E - 3000 1 X 16")	1	Pzas.	Cart. x tal. (E - 3000 1 X 16")	1	Pzas.
Cart. X tal. (E - 1000 1 X 16")	3	Pzas.	Cart. X tal. (E - 1000 1 X 16")	3	Pzas.
Total Cartuchos Explosivos	176	Pzas.	Total Cartuchos Explosivos	280	Pzas.
Peso / Cartucho (E - 1000 1 x 16")	0.231	Kg.	Peso / Cartucho (E - 1000 1 x 16")	0.236	Kg.
Peso / Cartucho (E - 3000 1 x 16")	0.236	Kg.	Peso / Cartucho (E - 1000 1 x 16")	0.231	Kg.
Kg. Explosivo / Taladro	0.93	Kg./Tal	Kg. Explosivo / Taladro	0.94	Kg./Tal
Kg. Explosivo Total	40.93	Kg.	Kg. Explosivo Total	65.73	Kg.
Factor de Potencia	1.26	Kg./tn.	Factor de Potencia	1.36	Kg./tn.
Factor de Carga	3.14	Kg./m3	Factor de Carga	3.40	Kg./m3
Factor de Avance	24.87	Kg./m.	Factor de Avance	39.94	Kg./m.
Tonelada x taladro	0.74	Tn./tal.	Tonelada x taladro	0.69	Tn./tal.
Tonelada x m	0.45	Tn./m.	Tonelada x m	0.42	Tn./m.
Toneladas x m2	4.11	Tn./m2	Toneladas x m2	4.11	Tn./m2
Carmex 7 pies.	0.0614	Pza./Tn.	Carmex 7 pies.	0.0413	Pza./Tn.
Pentacord	0.6996	m./Tn.	Pentacord	0.4670	m./Tn.
Mecha Rápida	0.0153	m./Tn.	Mecha Rápida	0.0103	m./Tn.
Detonador no electrico	1.3501	Pza./Tn.	Detonador no electrico	1.4466	Pza./Tn.
Barras	2.2222	m./Tn.	Barras	2.3810	m./Tn.
Brocas	2.2222	m./Tn.	Brocas	2.3810	m./Tn.

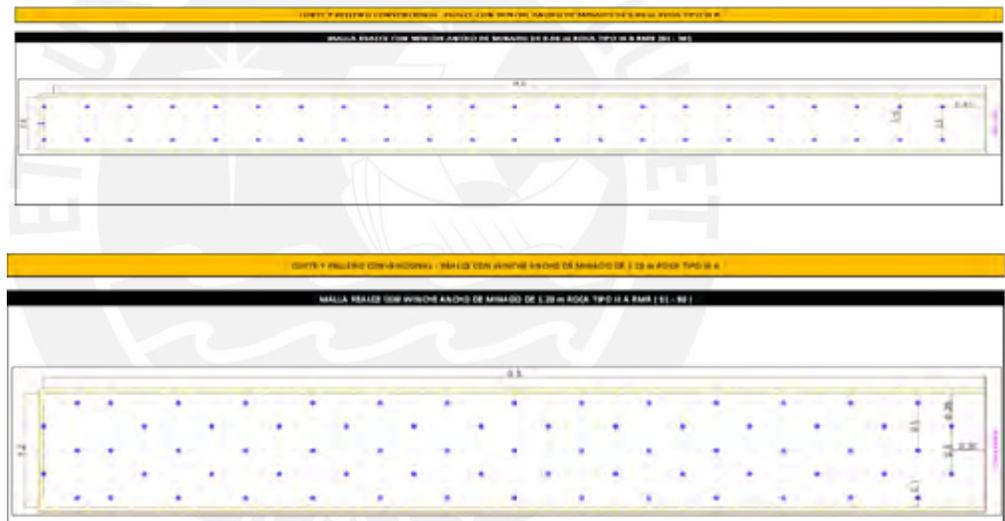


Figura 18. Parámetros y mallas de voladura para CRC con realce (Fuente: Hochschild)

3.3.3.3. SARC (taladros largos convencional)

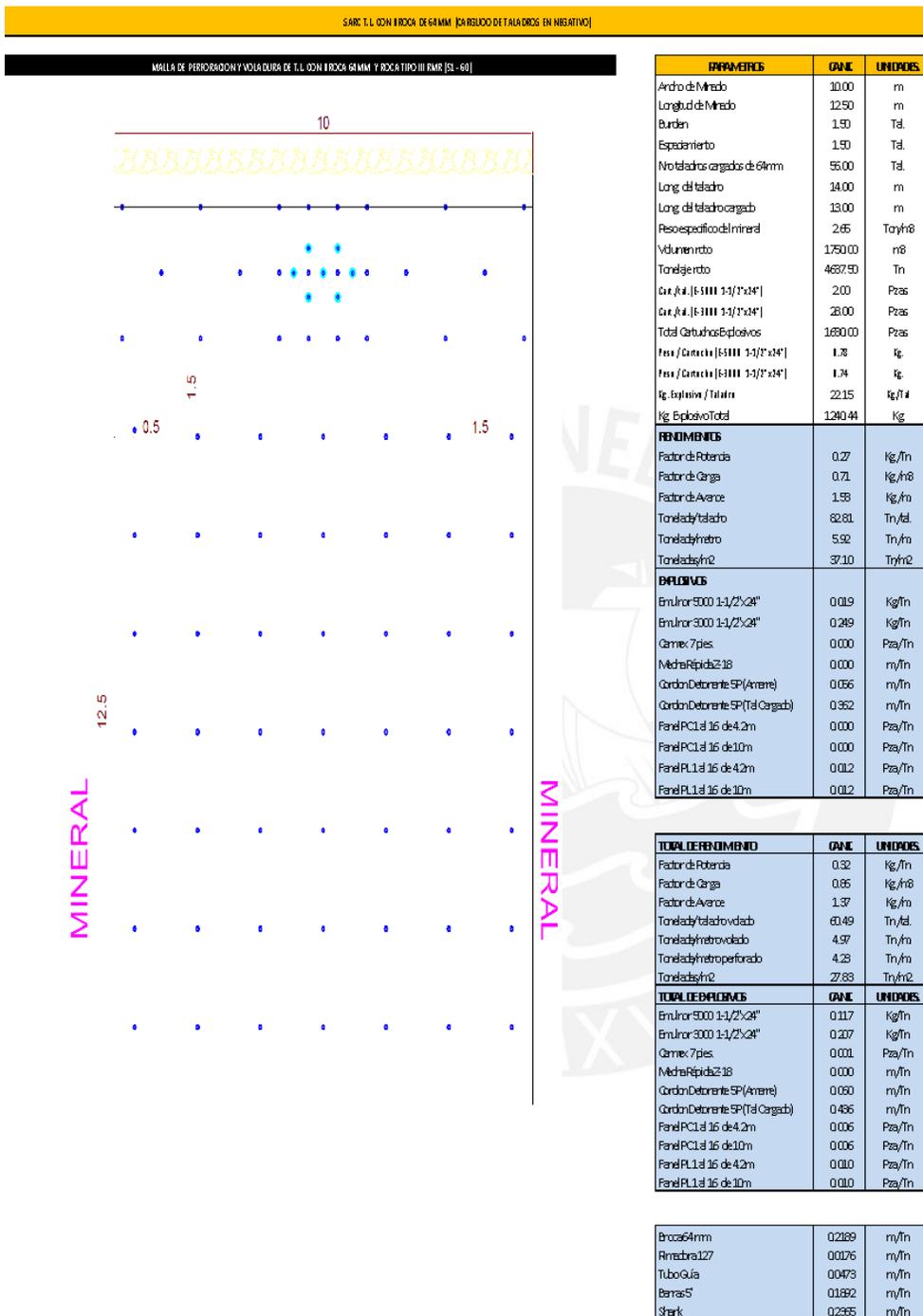


Figura 19. Parámetros y mallas de voladura para SARC (Fuente: Hochschild)

3.3.3.4. CRM (breasting mecanizado)

Malla cuyo proceso será optimizado en esta tesis.

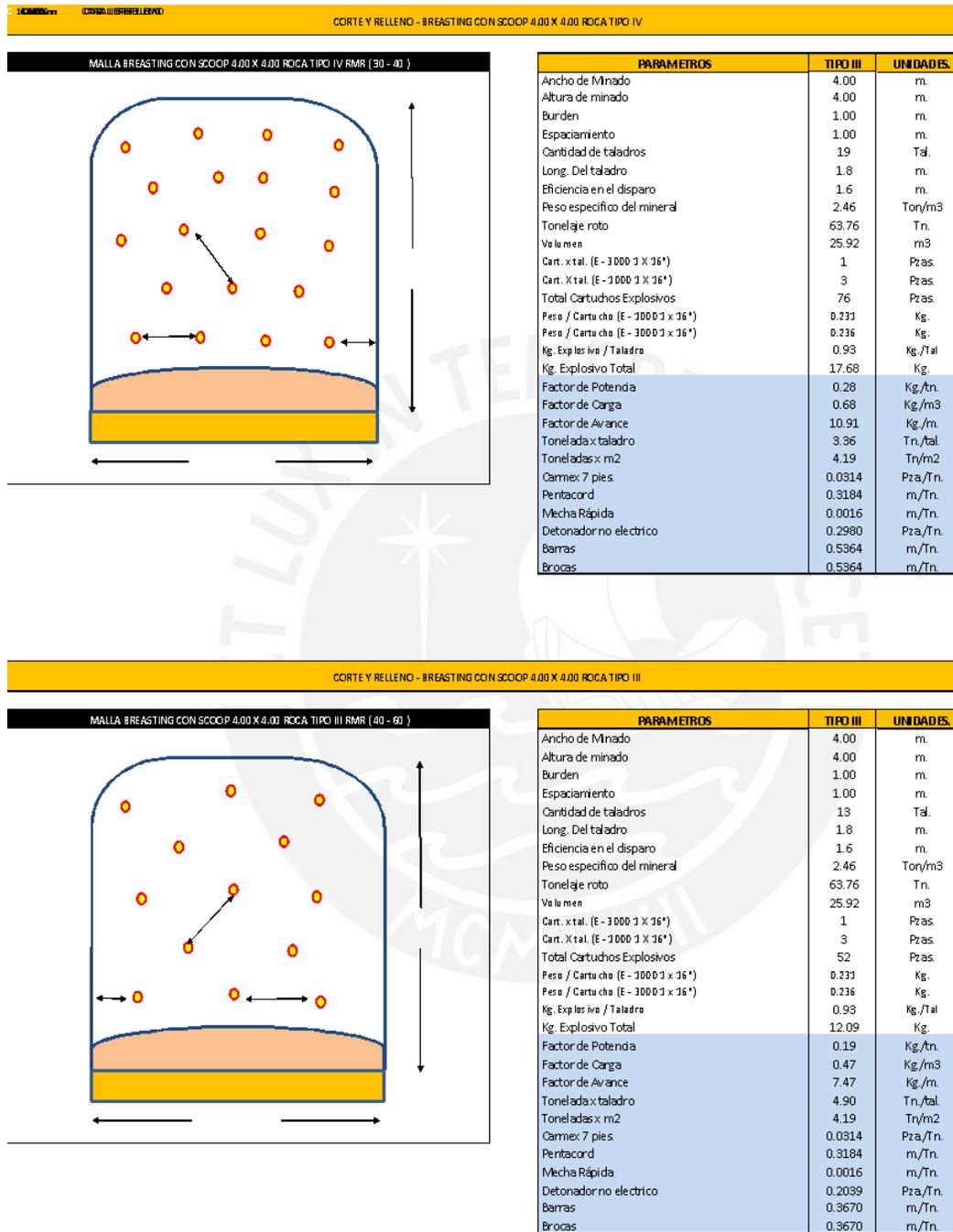


Figura 20. Parámetros y mallas de voladura para CRM (Fuente: Hochschild)

4. Metodología para la recopilación de datos.

En este capítulo se desarrollará la metodología que se utilizó en esta investigación, desde la realización de pruebas piloto, eliminación de datos no relevantes y la recolección de data.

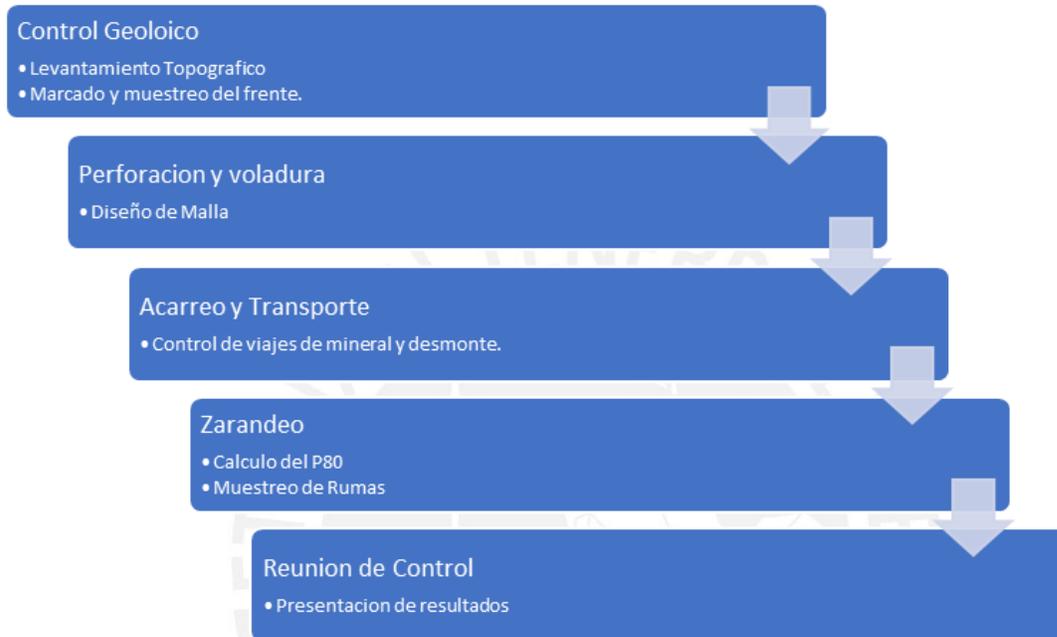


Figura 21. Diagrama de flujo de recopilación de datos.

Este proceso se realizó en conjunto con las áreas de operaciones mina, geología, topografía, productividad y con el apoyo de la empresa Famesa como consultor de voladura. Adicionalmente se descartaron aquellas pruebas que fueron contaminadas con cargas mezcladas o no se cumplió con el diseño de la malla.

4.1. Control geológico

4.1.1. Levantamiento topográfico.

Se realiza el levantamiento de la labor disparada, mediante una cuadrilla de topógrafos y el uso de una estación total, para poder comparar el volumen disparado con el tonelaje extraído usando las densidades del macizo rocoso, para

realizar esta comparación hay que considerar que el tonelaje que se obtiene en balanza es tonelaje húmedo, por lo que hay que descontar la humedad para que sea comparable, así como de adicionar el volumen ocupado por el shotcrete si es que se usa en la labor.

$$\rho = \text{masa/volumen}$$

4.1.2. Marcado y muestreo del frente.

El área de ore control realiza el marcado de la veta para poder diseñar la malla de acuerdo con el ancho de la veta, adicionalmente toma muestras para calcular las leyes del disparo y así como de identificar que no se esté en un tramo de desmonte, esto ocurre mayormente en labores de avance.

Las leyes muestreadas del frente servirán para compararse con las leyes al final del proceso de zarandeo para tener un nivel mayor de control sobre el proceso.



Figura 22. Marcado de frente para veta Pablo con potencia de 1.10 m.

4.2. Perforación y Voladura.

4.2.1. Diseño de malla.

El diseño de la malla para la voladura diferenciada es diseñado en conjunto con los jefes de guardia y los ingenieros de FAMESA. Se recopilan los datos de la voladura tales como:

- Numero de Taladros de alivio y cargados.
- Total, de Explosivos (veta y desmante).
- Factor de potencia en Veta y desmante
- Longitud de perforación y avance del disparo.

Con el fin de encontrar los parámetros adecuados para poder obtener una malla de perforación estándar.

Se utilizo el modelo de matemático de “áreas de influencia” para el cálculo inicial de burden y espaciamiento:

$$B_n = \varphi * \left(\frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

Donde:

φ : Diámetro de taladro

$P_o D_{tal}$: Presión de detonación del explosivo

F_s : Factor de seguridad

σ_r : Resistencia a la compresión de la roca

RQD: Indice de calidad de la roca.

Con la cual se obtuvo una malla inicial, con la que se empezó a realizar las pruebas piloto.

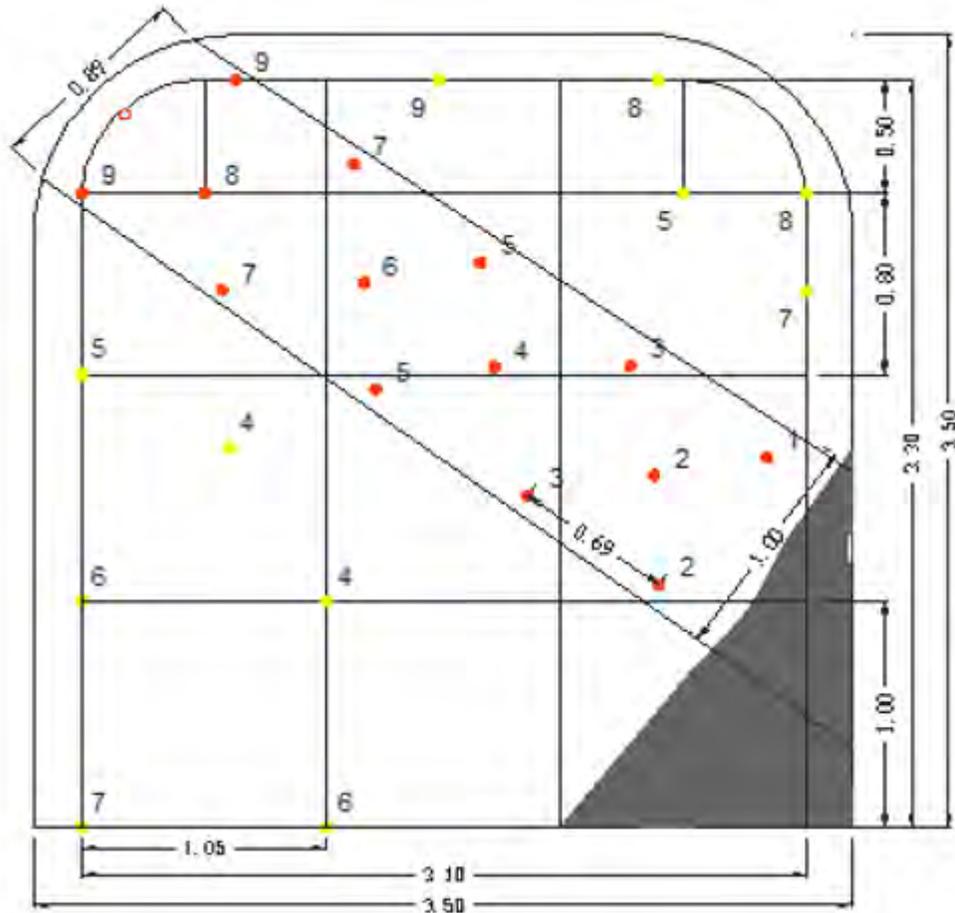


Figura 23. Primera malla obtenida mediante modelos matemáticos.

4.3. Acarreo y Transporte.

Se realizó las coordinaciones con el área de productividad y mina con el fin de encontrar cámaras específicamente para los disparos de la voladura diferenciada, ya que se debía evitar cualquier tipo de contaminación, ya sea por disparos de otras labores o agua, lo cual llegó a afectar un par de disparos y se tuvieron que desestimar.

4.3.1. Control de viajes de mineral.

Se realizaron las coordinaciones con mina y la contrata encargada de los volquetes, “Quicksa” (Compañía tercerizada de acarreo de mineral), para el correcto traslado de la carga, así como de su pesaje e imputación de la labor proveniente. Para el acarreo se emplearon volquetes Volvo FMX de 30 toneladas.

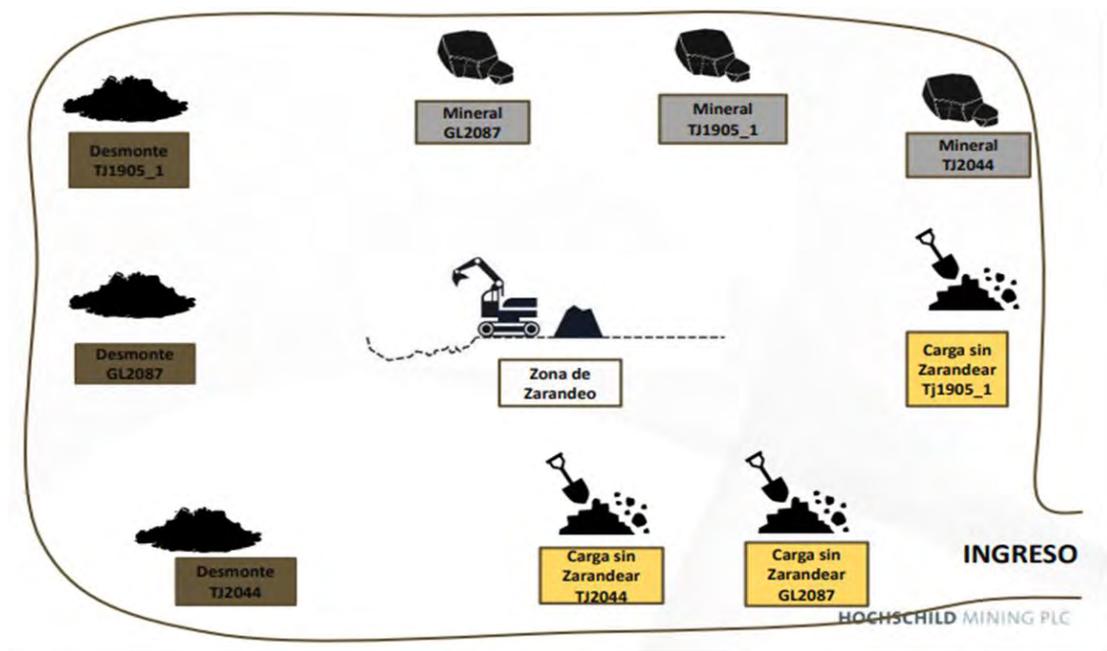


Figura 24. Croquis de la cancha de mineral donde se lleva el mineral pesado para realizar el zarandeo.

Adicionalmente se realizaban controles de peso con el material mezclado que salía de la mina y con el material zarandeado que iba a la planta de tratamiento, para tener un control de cuanto disminuía la dilución y de cuanto era la separación de material estéril.

4.4. Zarandeo.

El proceso de zarandeo se lleva a cabo de manera conjunta entre productividad y la contratista DCR, se utiliza una zaranda con una abertura de 4 pulgadas de diámetro, se realiza el

zarandeo del material rebosante un total de 3 veces para evitar perdida de finos. Los ratios de zarandeo del cargador frontal es de 65 toneladas por hora

4.4.1. Cálculo del P80.

El cálculo del P80 se realiza mediante el uso del software Wipfrag para el cual se requiere la toma de 3 fotografías de cada tipo de ruma, se tiene un estándar de tomar la foto a una distancia de 2 metros (mixto, desmonte y fino). Se uso una bola de molino como referencia la cual fue previamente medida (14.5 cm de diámetro).

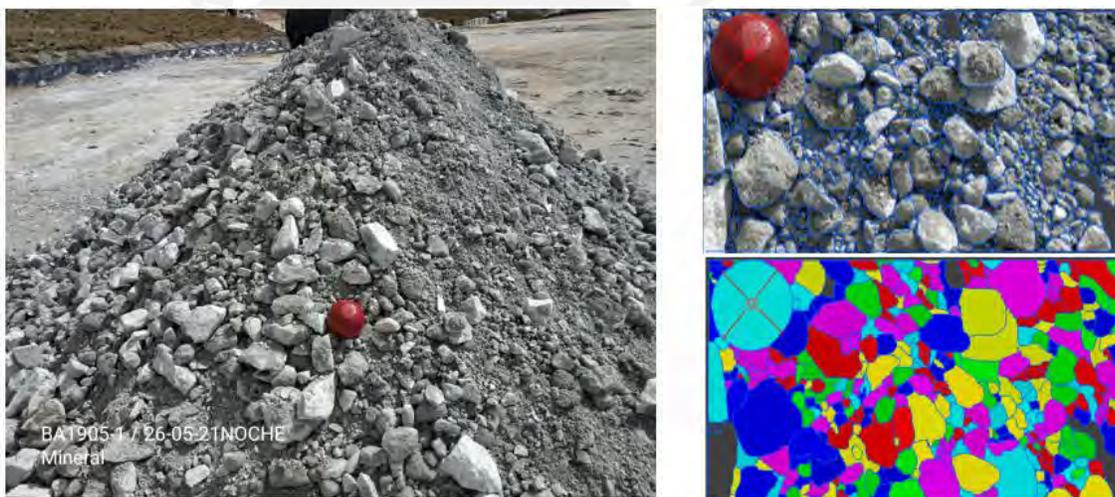


Figura 25. Foto de la ruma del disparo 1905-2605 con el proceso del software Wipfrag (Fuente: Hochschild)

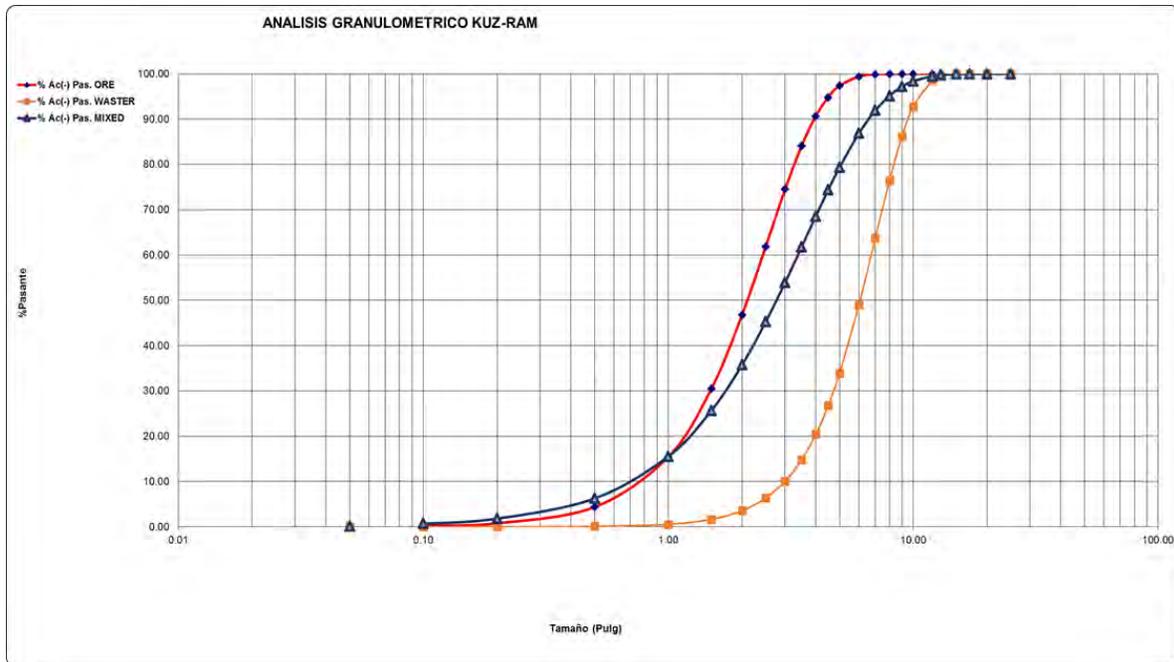


Figura 26. Análisis granulométrico de Kuz Ram con gráfica del p80 del disparo 1905-2605. (Fuente: Hochschild)

4.4.2. Muestreo de rumas.

Se coordina con el área de geología para que se tomen muestras de las rumas de desmonte y finos para saber si es que se presenta mucha cantidad de mineral en el desmonte y para comparar la ley de fino con la ley inicial que se toma en la labor.

4.5. Reuniones de Control.

Semanalmente se tienen reuniones de control con la gerencia donde se presentan los datos recopilados y el cálculo de la dilución inicial y final, para determinar la continuidad de la misma, así como para identificar posibles mejoras a implementar en el proceso.

$$Dilucion = \frac{Ton\ Desmonte}{Ton\ Mineral}$$



Figura 27. Esquema de pruebas piloto

5. Presentación y discusión de resultados.

5.1. Resultados de voladura.

Se realizaron y recopilamos la información de 32 disparos en los 2 frentes que se tuvieron como pilotos (GL2087 y BA1905), recopilando la siguiente información.

Tabla 1. Parámetros de voladura de GL2087W

		GL2087SW									
		Semana 1			Semana 2			Semana 3			Semana 4
DATOS	UNIDADES	27-may	29-may	31-may	2-jun	8-jun	11-jun	12-jun	13-jun	14-jun	16-jun
TALADROS PERFORADOS		51.00	52.00	49.00	51.00	47.00	47.00	47.00	50.00	52.00	53.00
TALADROS CARGADOS		39.00	40.00	45.00	47.00	43.00	43.00	43.00	46.00	40.00	39.00
TALADROS DE ALIVIO		8.00	8.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	8.00	10.00
TALADROS RIMADOS		4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00
TOTAL DE EXPLOSIVO EN VETA					41.50	54.76	54.76	51.88	44.65	48.99	46.11
TOTAL DE EXPLOSIVO	Kg	98.70	98.10	109.70	114.80	100.03	103.03	113.90	111.30	103.20	96.00
LONGITUD DEL TALADRO	m	2.40	3.00	3.00	3.00	3.30	3.00	3.10	3.00	3.30	3.00
AVANCE	m	2.16	2.80	2.80	2.60	3.39	2.80	2.90	3.10	2.90	2.95
FACTOR DE CARGA	kg/m3	2.80	3.20	3.50	2.90	2.50	3.10	3.10	3.10	3.40	3.20
FACTOR DE AVANCE	kg/m	31.80	35.00	39.20	41.00	35.00		36.70	37.10	34.40	32.00
SECCION	m2	12.30	11.30	11.30	15.51	15.05	14.07	11.69	11.43	13.22	13.51
SECCION TEORICA	m2	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25
VOLUMEN	m3	32.09	37.06	37.97	41.08	50.72	42.57	36.09	34.40	38.51	39.87
TON DESMONTE						73.69	70.06	55.20	65.38	53.63	63.48
TONELADAS	Tn	67.50	80.50	80.50	88.97	110.57	97.40	81.68	97.73	84.31	95.25
FACTOR DE POTENCIA VETA	Kg/Tn	1.70	1.70	1.80	1.72	1.74	2.00	2.61	1.89	2.04	1.68
FACTOR DE POTENCIA DESMONTE	Kg/Tn	0.70	0.60	0.90	1.13	0.61	0.69	1.12	1.02	1.01	0.79
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	1.00	1.20	1.40	1.29	0.90	1.06	1.39	1.14	1.22	1.01

Tabla 2. Parámetros de voladura de BA1905-1S

		EFICIENCIAS BA1905-1S									
		Semana 1	Semana 2				Semana 3			Semana 4	
DATOS	UNIDADES	30-may	3-jun	6-jun	7-jun	8-jun	10-jun	14-jun	15-jun	16-jun	17-jun
TALADROS PERFORADOS		26.00	27.00	29.00	29.00	28.00	POTENCIA DE VETA MAYOR A 2 METROS	32.00	28.00	28.00	POTENCIA DE VETA MAYOR A 2 METROS
TALADROS CARGADOS		25.00	24.00	29.00	29.00	28.00		25.00	28.00	28.00	
TOTAL DE EXPLOSIVOS	Kg.	49.64	40.09	46.90	41.20	51.38		34.97	39.03	36.62	
TOTAL DE EXPLOSIVO EN VETA	kg.	28.47	22.26	21.98	19.14	32.44		19.68	24.99	23.40	
LONGITUD DE TALADRO	m.	2.80	3.00	2.40	2.40	2.70		2.40	2.40	2.40	
AVANCE	m.	2.60	2.27	1.91	2.70	2.85		2.30	2.50	2.03	
SECCION	m2	12.99	9.36	12.22	12.36	12.48		12.48	11.43	12.68	
SECCION VETA	m2	3.59	3.89	4.01	4.46	6.70		3.75	4.90	4.18	
VOLUMEN	m3	33.77	23.77	27.11	35.16	40.46		34.65	30.61	24.80	
TONELADAS	Ton	101.00	60.38	74.64	81.57	110.22		95.21	74.05	87.52	
FACTOR DE POTENCIA VETA	Kg/Ton	1.20	0.99	1.13	0.62	0.67		0.89	0.80	1.08	
FACTOR DE POTENCIA DESMONTE	Kg/Ton	0.41	0.57	0.61	0.45	0.42		0.28	0.36	0.39	
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.49	0.66	0.63	0.51	0.47		0.37	0.53	0.42	

Tabla 3. Parámetros de voladura de BA1905-1N

		EFICIENCIAS BA1905-1N								
		Fase Preliminar			Semana 1			Semana 2		Semana 3
DATOS	UNIDADES	20-may	21-may	24-may	26-may	27-may	29-may	3-jun	10-jun	15-jun
TALADROS PERFORADOS		30.00	29.00	28.00	23.00	26.00	28.00	27.00	POTENCIA DE VETA MAYOR A 2 METROS	42.00
TALADROS CARGADOS		30.00	29.00	28.00	23.00	25.00	21.00	24.00		27.00
TOTAL DE EXPLOSIVOS	Kg.	42.12	40.46	38.86	40.68	44.98	37.78	40.03		51.22
TOTAL DE EXPLOSIVO EN VETA	kg.	24.75	20.78	18.37	19.96	26.34	19.96	22.26		30.84
LONGITUD DE TALADRO	m.	2.40	2.40	2.40	3.00	3.00	3.00	3.00		3.00
AVANCE	m.	2.50	2.40	2.50	3.10	3.10	3.63	2.73		2.94
SECCION	m2				14.59	11.43	13.33	12.63		12.00
SECCION VETA	m2				3.46	3.59	3.37	3.65		3.61
VOLUMEN	m3	28.18	28.18	29.40	45.22	35.43	48.37	36.67		35.28
TONELADAS	Ton	71.56	71.56	74.68	114.86	99.00	117.00	98.55		88.38
FACTOR DE POTENCIA VETA	Kg/Ton	0.81	1.11	0.94	0.73	0.93	0.64	0.88		1.14
FACTOR DE POTENCIA DESMONTE	Kg/Ton	0.42	0.37	0.37	0.29	0.37	0.23	0.32		0.39
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.59	0.57	0.52	0.35	0.45	0.32	0.41		0.58

Con los siguientes parámetros se logró establecer una malla de perforación estándar, con la cual se obtuvo una granulometría aproximada del material pasante de 3.5 pulgadas y una reducción de la dilución del 80%, para este tipo de labores con secciones de 3.5x3.5 con anchos de veta menores a 2.0 metros, adjunta a continuación.

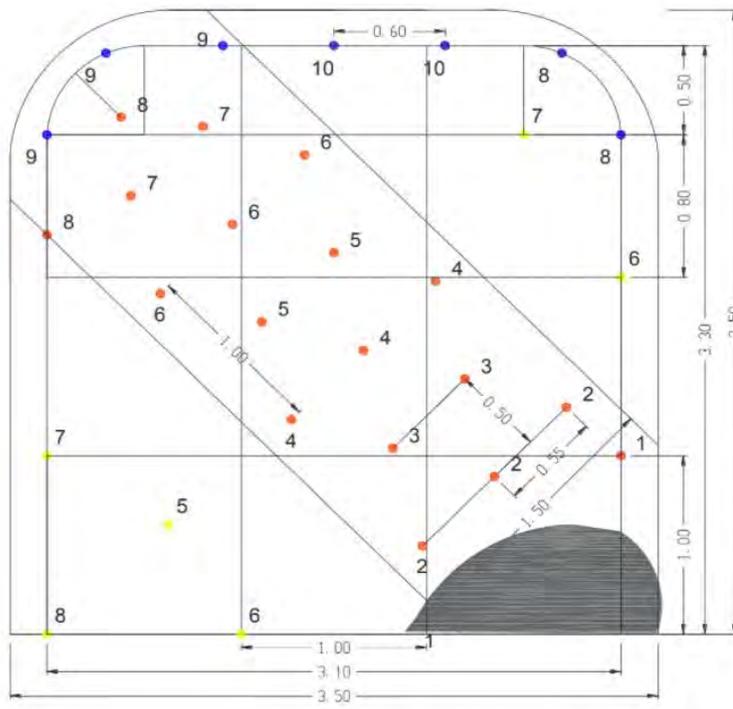


Figura 28. Esquema de malla estándar.

El pintado de la malla en veta se realiza de corona a piso para tener una buena distribución. Los taladros que están cerca al contacto de veta desmonte, está a una distancia de 15 cm. Del contacto del mineral desmonte, esto es para evitar dilución de mineral. Los taladros de alivio se perforan en el contacto de mineral desmonte a un espaciamiento de 0.5 m. estos taladros son para disipar la energía del explosivo y evitar la dilución del mineral. Cuando el ancho de veta sea mayor de 1.2 m y menor de 2.0 m. el diseño de malla será de y el diseño que se aplica en veta en de 3 – 2, entre filas hay una distancia de 1.0 m. y hay 02

ayudas entre filas, que está a 0.5 m. de la fila. La malla se cargará con la siguiente distribución de explosivo.

Tabla 4. Distribución de explosivo utilizado en la malla estándar.

DESCRIPCION	EMULNOR 5000 1.1/4"x24"		EMULNOR 1000 1.1/4"x24"		EMULNOR 1000 1.1/4"x12"		FAMECORTE E-20 11/16" x 20"	
	und/tal	total/tal	und/tal	total/tal	und/tal	total/tal	und/tal	total/tal
Taladros de veta		0	4	4		0		0
Taladros de producción		0	1	1	6	6		0
Taladros de corona		0		0	1	1	5	5
Taladros de ayuda de corona		0		0		0		0
Taladros de piso		0		0		0		0
Taladros de alivio								

5.2. Resultados de dilución.

Se calculó la dilución inicial, la cual se obtiene sin aplicar la voladura diferenciada y la dilución final al aplicarse la voladura diferenciada. Se elaboró una tabla recopilatoria con los tonelajes y leyes. Luego, se obtuvo una reducción de dilución del 83% en general, pasando así de 2077 toneladas que irían a la planta de tratamiento a un final de 1517 toneladas.

GL2087/BA1905-1	TON VETA	TON DESM	TOTAL	TON INICIAL	TON FINAL	Ley Au	Ley Ag	Ley de Canal	DIL % INICIAL	Ley Au Inicial Diluida	Ley Ag Inicial Diluida	Ley Ag Eq Inicial Diluida	DIL % FINAL	Ley Au Final Diluida	Ley Ag Final Diluida	Ley Ag Eq Final Diluida	Reducción
27-may	25.16	63.71	88.87	88.87	74.14	4.12	418.57	772.46	253%	1.16	118.49	218.67	195%	1.40	142.03	262.12	59%
29-may	33.34	62.09	95.43	95.43	78.02	3.93	229.87	567.85	186%	1.37	80.30	198.37	134%	1.68	98.22	242.64	52%
31-may	36.37	65.03	101.40	101.40	65.92	2.17	140.30	326.92	179%	0.78	50.33	117.27	81%	1.20	77.42	180.39	98%
2-jun	31.16	90.05	121.21	121.21	85.06	1.62	169.88	309.20	289%	0.42	43.67	79.48	173%	0.59	62.22	113.25	116%
8-jun	36.88	73.69	110.57	110.57	82.69	1.94	186.06	352.90	200%	0.65	62.06	117.71	124%	0.87	82.98	157.40	76%
11-jun	27.34	70.06	97.40	97.40	69.03	1.51	152.78	282.64	256%	0.42	42.89	79.35	152%	0.60	60.52	111.96	104%
12-jun	26.48	55.20	81.68	81.68	63.63	2.80	235.84	476.64	208%	0.91	76.46	154.52	140%	1.17	98.14	198.35	68%
13-jun	29.52	68.21	97.73	97.73	83.65	4.60	440.46	836.06	231%	1.39	133.06	252.57	183%	1.62	155.46	295.08	48%
14-jun	30.68	53.63	84.31	84.31	70.76	3.51	333.02	634.96	175%	1.28	121.20	231.09	131%	1.52	144.41	275.35	44%
16-jun	31.77	63.48	95.25	95.25	64.84	6.91	306.56	900.39	200%	2.30	102.25	300.30	104%	3.38	150.20	441.14	96%
27-may	28.06	70.95	99.01	99.01	65.99	1.74	391.40	541.04	253%	0.49	110.92	153.32	135%	0.74	166.42	230.05	118%
29-may	37.43	79.53	116.96	116.96	85.05	2.93	606.76	858.74	212%	0.94	194.20	274.85	127%	1.29	267.07	377.97	85%
30-may	27.36	74.04	101.40	101.40	64.75	0.15	44.64	57.54	271%	0.04	12.05	15.53	137%	0.06	18.86	24.31	134%
3-jun	27.03	71.52	98.55	98.55	76.66	1.80	426.89	581.69	265%	0.49	117.09	159.55	184%	0.63	150.53	205.11	81%
3-jun	21.89	33.29	55.18	55.18	42.06	0.15	24.91	37.81	152%	0.06	9.88	15.00	92%	0.08	12.96	19.68	60%
6-jun	22.71	51.93	74.64	74.64	53.26	0.15	56.82	69.72	229%	0.05	17.29	21.21	135%	0.06	24.23	29.73	94%
7-jun	30.08	51.49	81.57	81.57	50.97	0.45	115.91	154.18	171%	0.16	42.74	56.85	69%	0.26	68.40	90.98	102%
8-jun	48.73	61.49	110.22	110.22	83.00	0.15	23.73	36.63	126%	0.07	10.49	16.19	70%	0.09	13.93	21.50	56%
14-jun	25.36	69.85	95.21	95.21	64.16	0.92	230.90	310.02	275%	0.25	61.50	82.57	153%	0.36	91.26	122.53	122%
15-jun	33.04	61.97	95.01	95.01	66.57	2.07	515.61	693.63	188%	0.72	179.31	241.21	101%	1.03	255.91	344.27	86%
15-jun	35.42	52.96	88.38	88.38	69.85	0.46	112.90	152.46	150%	0.18	45.25	61.10	97%	0.23	57.25	77.31	52%
16-jun	27.62	59.90	87.52	87.52	57.18	2.64	666.26	893.30	217%	0.83	210.24	281.88	107%	1.28	292.85	431.44	110%
Total	673.43	1,404.07	2,077.50	2,077.50	1,517.24	2.13	262.92	445.97	208.5%	0.69	85.23	144.56	125.3%	0.94	116.70	197.95	83.20%

Tabla 5. Recopilación de resultados.

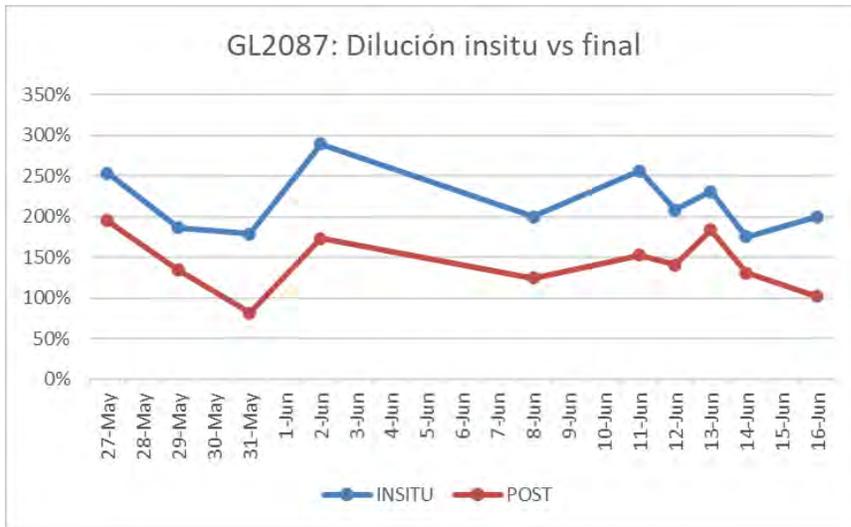


Figura 29. Gráfica de la dilución en la labor GL2087.

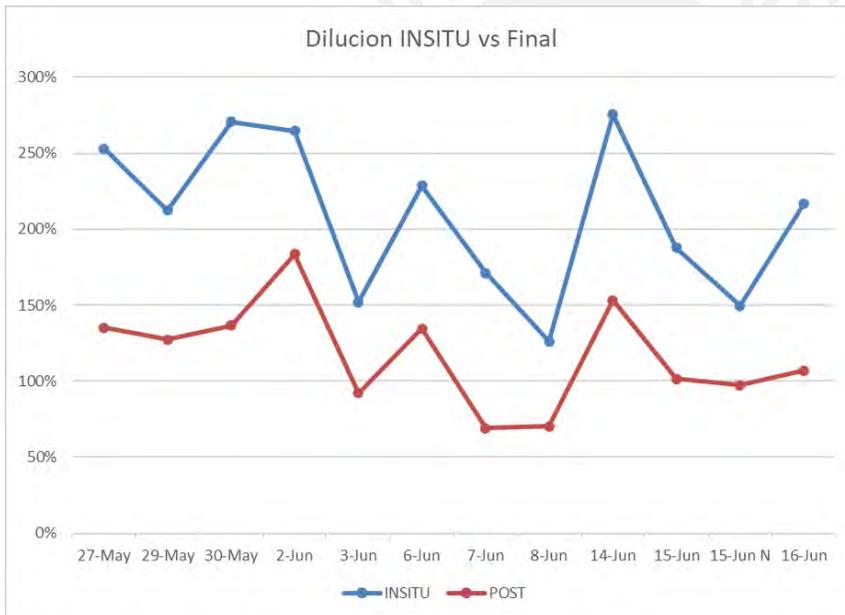


Figura 30. Gráfica de la dilución en la labor BA1905.

5.3. Análisis Económico.

En orden de establecer la viabilidad económica de la tesis, se hizo la comparación frente al método de minado de corte y relleno mecanizado. Primero se definieron los valores punto (\$/ton) de tanto de la voladura diferenciada como el del breasting.

Se debe tener en consideración que la voladura diferenciada para el caso de aplicación realizado conlleva algunos costos adicionales en transporte y el zarandeo de las cargas, mientras que se tiene un ahorro en el tratamiento y recuperación del mineral al tener menor tonelaje con mayor ley.

Finalmente se compararán los márgenes económicos que se obtuvieron al aplicar estas pruebas piloto frente a haber usado el método regular que se aplica.

5.3.1. Valores punto.

Para la realización de los cut-off de ambos métodos se tomó en consideración tanto los costos fijos y costos variables, así como los costos nuevos propios de la voladura diferenciada. Llegando a tener un costo de explotación de 90.01 \$/tonelada para el corte y relleno mecanizado y por otro lado 93.52 \$/ton para la voladura diferenciada, este adicional se debe principalmente por los costos extra de transporte a la cancha de zarandeo y los costos de zarandeo. Así mismo también se tiene un mayor costo unitario de tratamiento debido a que se tiene un menor tonelaje, pero expresado en márgenes operativos se nota una diferencia positiva para la voladura diferenciada.

Tabla 6. Resumen de costos de explotación y tratamiento.

	CRM2	CRM2 SB
Tonelaje CRM2	23,291	23,291
Explotación CRM2	90.01	91.65
Contratistas Extracción	0.67	0.67
Contratistas Sostenim y W Mad	18.08	18.08
Alquiler de equipos (Scoops)	0.00	0.00
Repuestos Especificos	0.14	0.14
Sum Maderas	0.11	0.11
Sum Ferrería	7.01	7.01
Sum Mecánicos	0.35	0.35
Sum Sostenimiento	1.56	1.56
Sum Explosivos	1.22	1.22
Sum Barrenos/Brocas	0.75	0.91
Sum Seguridad	0.04	0.04
Sum Combustible	0.00	0.00
Sum Herramientas	0.08	0.08
Sum Eléctricos	0.90	0.90
Sum Otros	0.03	0.03
Otros	0.00	0.00
Distribuibles	59.08	60.56
Opex Mina	0.44	0.44
Mant./Rehab Labor	4.07	4.07
Transporte	0.49	0.49
Transp de Mineral	8.46	9.13
Gastos grales min	2.32	2.32
Relleno Detritico	2.89	2.89
Relleno Cementado	8.73	8.73
Relleno Rock Fill	0.00	0.00
Relleno Mortero	1.83	1.83
Relleno hidráulico	4.96	4.96
Suministro de Agua	0.00	0.00
Sist Aire Com. Mina	0.11	0.11
Sistema Ventilac Min	0.25	0.25
Sis Bombeo Int Min	0.64	0.64
Materiales de Mina	0.18	0.18
Remuner. Empleados	0.18	0.18
Remuner. Obreros	1.72	1.72
Transporte de Personal	1.07	1.07
Laboratorio Químico	0.25	0.25
Opex Laboratorio Químico	0.02	0.02
Energía	1.31	1.31
Energía Ventilación	0.97	0.97
Energía Bombeo	0.50	0.50
Energía Compresoras	0.07	0.07
Camión Utilitario	0.16	0.16
Scoops Diesel	7.80	7.80
Scoops Eléctricos	0.02	0.02
Equipos Sostenim	1.87	1.87
Equipos Perforac LH	6.90	7.71
Jumbo	0.00	0.00
Eq. Perf. Manual	0.03	0.03
Canchas de Mineral	0.00	0.00
Tolvas Chancado	0.00	0.00
Winches de Izaje	0.00	0.00
Motosierra	0.00	0.00
Otros Distrinbuibles	0.85	0.85
TOTAL	90.01	91.65
Uso Cargador Frontal	0.00	1.65
Costo Zaranda ton roto		0.22
Costo Zaranda ton tratado		0.29
TOTAL	90.01	93.52
Naturaleza	CMR2	CRM2 SB
Costo de Explotación (\$/TN)	90.01	93.52
Costo de Tratamiento (\$/TN)	21.83	26.27

5.3.2. Márgenes operativos.

Se comparó inicialmente la cantidad de finos que se recuperarían entre el corte y relleno mecanizado y la voladura diferenciada, se obtuvo un cuadro con las recuperaciones históricas versus la ley equivalente de cabeza que llega a la planta.

Tabla 7. Recuperaciones metalúrgicas aproximadas.

Leyes de cabeza	Recuperación. aprox.
Menor a 160	alcanza incluso menos de 87%
Entre 170 a 200	Entre 87% a 88%
Entre 200 a 250	Entre 88% a 89%
Entre 250 - 350	Alrededor de 89%
mayor a 350	Puede llegar a más de 89%

Después, se procedió a evaluar las leyes para ambos métodos y colocar sus recuperaciones correspondientes con el fin de obtener las onzas de finos totales.

Tabla 8. Cotizaciones y onzas equivalentes de plata.

ITEMS	Unid	CRM	SEG BLAS
Tonelaje		2,078	1,517
Ley Ag (gr/t)		93.75	128.37
Ley Au (gr/t)		0.76	1.04
Recuperación Ag (%)		86.00	88.50
Recuperación Au (%)		86.00	88.50
Concentrado (tms)		31.96	23.34
Humedad (%)		11.00	11.00
Fino Ag (oz Ag)		5,385	5,542
Fino Au (oz Au)		43.60	44.86
Oz Eq-Ag		9,134.46	9,400.01
Cotización Au	US\$/oz	1800	1800
Cotización Ag	US\$/oz	27.10	27.10

Para realizar estas valoraciones se consideró el tonelaje extraído durante las pruebas piloto de un total de 2077 toneladas extraídas y 1515.74 toneladas tratadas. Finalmente se obtiene un margen de 6,025 versus 11,839 dólares en favor de la voladura diferenciada, detallado en el siguiente cuadro.

Tabla 9. Márgenes operativos.

		CRMB	SEG. BLAS	DIF.
Cotización Au	US\$/oz	1,800	1,800	-
Cotización Ag	US\$/oz	27.1	27.1	-
Tonelaje		2,078	1,517	-560
Ley Ag (gr/t)		94	128	35
Ley Au (gr/t)		0.76	1.04	0.28
Recuperación Ag (%)		86.0	88.5	2.5
Recuperación Au (%)		86.0	88.5	2.5
Oz Eq-Ag		9,134	9,400	266
Ingresos	US\$	224,412	230,936	6,524
Costos	US\$	218,387	219,096	709
Margen Operativo	US\$	6,025	11,839	5,815
Margen Operativo	US\$/t	2.90	7.80	4.90

6. Conclusiones y Recomendaciones.

6.1. Conclusiones.

- Al final de las pruebas piloto realizadas se obtuvo una reducción de la dilución en un 88.88% en la labor BA1905, y una reducción del 76.48% en la GL2087, teniendo así una reducción promedio del 83.20% en un total de 22 disparos realizados donde se logró separar 560.26 toneladas de desmonte de un inicial de 2077.50 toneladas. Logrando así disminuir considerablemente la dilución (83% de reducción) y por ende la recuperación metalúrgica en la planta según el histórico de recuperaciones versus leyes de cabeza.
- Si bien la voladura diferenciada para el caso de aplicación realizado conlleva algunos costos adicionales en transporte y el zarandeo de las cargas, se tiene un ahorro en el tratamiento y recuperación del mineral al tener menor tonelaje con mayor ley.
- Un segundo beneficio indirecto es que, al llevar menor tonelaje a la planta, la vida de la relavera es mayor, por lo que los gastos en la misma se ven afectados positivamente al tener que reducir las obras en la expansión de esta.
- Basándonos en la evaluación económica realizada, aplicando esta metodología de la voladura diferenciada, se tiene mayor rentabilidad (22%) frente al actual método de minado, el cual es un corte y relleno mecanizado en breasting.
- Se han realizado pruebas preliminares de su efectividad en labores de avance, logrando recuperar mineral clasificado como marginal y al disminuir su dilución pasar su clasificación a económico.

6.2. Recomendaciones.

- Se tiene un P80 de 3.1 de mineral en promedio en las labores del 1905-1, por lo que al tener una zaranda de 4.5x4.5”, aún está pasando una cantidad considerable de desmante, esto explica las diluciones finales de 130% en promedio en esta labor.
- Debido al tipo de roca IVA y IVB en esta labor se complica aumentar el proceso ya que el desmante se fragmenta no solo con la voladura, sino también durante el carguío y traslado a la cancha. Por lo que se recomienda esperar el resultado de la última voladura de Famesa.
- Se recomienda evaluar las ubicaciones de la cancha de zarandeo, debido a que esta misma afecta sobre los costos de transporte del mineral, lo recomendable sería tener una cancha en un trayecto intermedio entre la mina y la planta, o cercana a la bocamina.
- Para un próximo LOM si se obtiene mejores resultados respecto a la vida de la mina se recomienda buscar equipos adecuados a los anchos de veta para poder trabajar con mejores secciones de minado y reducir en mejor medida la dilución.
- Para aplicaciones con mayor tonelaje se podría evaluar el uso de una zaranda vibratoria debido a que los tiempos actuales de zarandeo son de 1 hora por cada 50 toneladas aproximadamente y al tener un mayor volumen no se daría abasto.
- Así mismo, hay q tener en consideración que este proceso también afecta al medio ambiente, ya que, al mover y zarandear mineral en superficie, hace que se levanten capas de polvo al ambiente, por lo que esta zona deberá ser regada constantemente, además de que deberá contar con una geomembrana para evitar filtraciones.
- Una posible utilidad adicional, se podría dar al realizar Benchmarks entre métodos convencionales frente a este método, para así reducir los tiempos de minado y tener

retornos más próximos, así como una reducción en los costos fijos por la reducción del tiempo de minado



7. Referencias

- Cruz,E. (2015). MINERÍA SUBTERRÁNEA: APOSTANDO POR LA INNOVACIÓN Y TECNOLOGÍAS. Rumbo Minero. Recuperado 6 de enero de 2022, de <https://www.rumbominero.com/revista/informes/mineria-subterranea-apostando-por-la-innovacion-y-tecnologias/#:~:text=Una%20mina%20subterr%C3%A1nea%20es%20aquella%20de%20la%20superficie%20del%20terreno.&text=La%20miner%C3%ADa%20subterr%C3%A1nea%20peruana%20tiene,el%20avance%20de%20la%20tecnolog%C3%ADa.>
- Andrés Tapia Pardo. (2021). Métodos de Explotación Subterránea, de BSG Institute. Recuperado 6 de enero de 2022 Sitio web: <https://bsginstitute.com/bs-campus/blog/metodos-de-explotacion-subterranea-1135>.
- Redacción Gestión. (2019). Costos fijos y costos variables: ¿cuáles son sus diferencias? Recuperado 08 de enero de 2022, de Gestión Sitio web: <https://gestion.pe/economia/empresas/costos-fijos-costos-variables-son-diferencias-empresa-emprendimiento-negocio-nnda-nnlt-263127-noticia/>.
- McLanahan. (2021). Zarandeo / Recuperado 08 de enero de 2022, de McLanahan Sitio web: <https://www.mclanahan.com/es/soluciones/zarandeo-calibrado>.

- Zongshan Zou & Jun Yang. Development of a Segregation Blasting Method to Reduce Ore Loss and Dilution in Open Pit Mines. *Journal of Applied Science and Engineering*, Vol. 23, No 3, Page 397-404.
- Vargas Vargas, Víctor. Actividad minera en el Perú. Ministerio de Energía y Minas de Perú. Recuperado del 08 de enero del 2022. <http://www.ramosdavila.pe/media/Leer-documento-del-MINEM.pdf>.
- H. Harmin. *Guide to Underground Mining Methods and Applications*. Atlas Copco. 1997.
- Almoataz Bellah M. Khalifa et al. Studying the Appropriate Underground Mining Methods in Sukari Gold Mine. *Journal of Engineering Research and Reports*. 2020.
- PAUL ANDRÉ CORNEJO CHACÓN, PAUL ANDRÉ HUAMÁN RIVAS. (2022). *MODELO PREDICTIVO DE VIBRACIONES INDUCIDAS POR VOLADURA EN CAMPO MEDIO Y CAMPO LEJANO PARA EL CUIDADO DE ESTRUCTURAS EN UNA MINA SUPERFICIAL EN PROCESO DE CIERRE*. Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Sac, Compañía Minera Ares. (2022). *NFORME TÉCNICO PERMISO DE USO DE EXPLOSIVOS 2022*.