

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Aplicación de voladura segregada en vetas de zinc para
disminuir la dilución en una mina subterránea**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Renzo Alberto Tejada Herrera

 [0009-0004-7910-5872](https://orcid.org/0009-0004-7910-5872)

Asesor

MSc. José Antonio Corimanya Mauricio

 [0000-0003-1078-4155](https://orcid.org/0000-0003-1078-4155)

LIMA – PERÚ

2023

Citar/How to cite	Tejada Herrera [1]
Referencia/Reference	[1] R. Tejada Herrera, " <i>Aplicación de voladura segregada en vetas de zinc para disminuir la dilución en una mina subterránea</i> " [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2023.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Tejada, 2023)
Referencia/Reference	Tejada, R. (2023). <i>Aplicación de voladura segregada en vetas de zinc para disminuir la dilución en una mina subterránea</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

A mi querida madre que siempre me acompañó, AURIA

A mi querida esposa e hijos que han cambiado mi vida

RUTH, ANGEL Y ARIANA

Agradecimientos

Quiero agradecer a los docentes y personal administrativo de la Escuela de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería, quienes me han ayudado en mi formación académica. Y también debo agradecer a los Ing. Oscar Macuri, Carlos Camacho y Helder Quinteros, quienes me acompañaron y guiaron durante mi formación profesional.

Resumen

La Tesis se enfoca en una oportunidad de mejora en una mina, la cual cuenta con tajos con potencia de veta menor a 1.0 metro que son minados mediante el método de Corte y Relleno Ascendente, en este método se utiliza como cara libre el espacio generado por el corte inferior, esto genera que la dilución en vetas angostas sea de más 280%, lo cual hace que el tajo no sea económicamente minable. La alternativa que se describe en la tesis consiste en no utilizar la cara libre generada por el corte inferior, sino en generar una nueva en la caja piso, la cual mediante el uso de explosivos será proyectada 15.0 metros hacia atrás y dejará en el frente solo la carga generada por la veta y la caja techo, esta técnica permitirá reducir la dilución a 140% y permitirá que el tajo sea económicamente minable además de generar un ahorro en los costos de transporte, izaje y planta concentradora que asciende a USD 150 000 anualmente.

La metodología utilizada fue una metodología experimental que consiste realizar el planteamiento del problema, posterior a ello se procede a formular la hipótesis del problema y realizar las pruebas con el objetivo de validar la hipótesis. Se realizó también un análisis con el objetivo de poder cuantificar económicamente las ventajas obtenidas mediante la implementación de esta técnica.

Palabras clave — Tajo, vena, dilución, izaje.

Abstract

The Thesis focuses on an opportunity for improvement in a Mine, which has pits with vein strength of less than 1.0 meter that are mined using the Ascent Cut and Fill method. In this method, the space generated by the lower cut, this generates that the dilution in narrow veins is more than 280%, which makes the pit not economically mineable. The alternative described in the thesis consists in not using the free face for the lower cut, but in generating a new one in the floor box, which by means of the use of explosives will be projected 15.0 meters backwards and will leave in the front only the load generated by the vein and the roof box, this technique will reduce the dilution to 140% and will allow the pit to be economically minable in addition to generating savings in transportation, lifting and concentrator plant costs that increase to USD 150 000 annually.

The methodology used was an experimental methodology that consists of carrying out the approach to the problem, after which the hypothesis of the problem is formulated and the tests are carried out in order to validate the hypothesis. An analysis was also carried out with the objective of being able to economically quantify the advantages obtained through the implementation of this.

Keywords — Mining pit, Vein, Dilution, Hoisting.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1. Generalidades	1
1.1.1. Unidad de estudio	1
1.1.2. Ubicación y acceso	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	3
1.3 Objetivos	6
1.3.1. Objetivo general	6
1.3.2. Objetivo específico.....	6
1.4 Hipótesis y variables	6
1.4.1. Hipótesis general	6
1.4.2. Hipótesis específica	6
1.4.3. Prueba de hipótesis	7
1.5. Antecedentes investigativos	9
1.6 Metodología	9
Capitulo II. Marcos teórico y conceptual.....	11
2.1. Marco teórico	11
2.1.1. Geología.....	11
2.1.2. Mina.....	16
2.2. Marco conceptual.....	19
2.2.1. Explosivos y voladuras	19
2.2.2 Perforación	25
2.2.3. Evolución de la perforación.....	26
2.2.4. Tipos de perforación	26

2.2.5. Voladura segregada.....	31
Capitulo III. Desarrollo del trabajo de investigación.....	35
3.1 Diseño de voladura	35
3.2 Pruebas de voladura segregada.....	42
3.3 Indicadores operativos	46
Capitulo IV. Análisis y discusión de resultados.....	57
4.1. Análisis y comparación de indicadores.....	57
4.2 Comparación de costos.....	63
4.3 Prueba de hipótesis.....	65
Conclusiones	68
Recomendaciones	70
Referencias bibliográficas	71
Anexos	1

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Ruta y vías de acceso al proyecto	3
Tabla 2: Matriz de consistencia	8
Tabla 3: Parámetros de perforación y voladura	35
Tabla 4: Pruebas y resultados de voladura segregada (parte 1-2)	44
Tabla 5: Pruebas y resultados de voladura segregada (parte 2 – 2).....	45
Tabla 6: Costo de voladura	59
Tabla 7: Resumen de indicadores	63
Tabla 8: Comparación de costos	64
Tabla 9: Dilución de voladura segregada y no segregada	65
Tabla 10: Análisis de varianza (ANOVA)	66

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Rutas de acceso	2
Figura 2: Diagrama de ISHIKAWA del proceso de P&V	5
Figura 3: Metodología implementada en el desarrollo de la investigación.....	10
Figura 4: Afloramiento de las capas rojas de la formación Casapalca.....	12
Figura 5: Mineralización.....	14
Figura 6: Corte y relleno ascendente con taladros largos	17
Figura 7: Accesos en corte y relleno ascendente con taladros largos	17
Figura 8: Acceso basculante para corte y relleno ascendente.....	18
Figura 9: Tipos de reacción en función a las cinética química.....	20
Figura 10: Prueba de Trauzl.....	21
Figura 11: Prueba D AUTRICHE	23
Figura 12: Perforación a percusión	28
Figura 13: Perforadora con martillo de fondo	30
Figura 14: Perforadora rotativa	31
Figura 15: Sectorización del frente.....	32
Figura 16: Malla de perforación y voladura para prueba de voladura segregada	33
Figura 17: Proyeccion de la carga del disparo (vista de perfil)	34
Figura 18: Arranque Dan Kun	39
Figura 19: Malla de perforación de tajos	40
Figura 20: Malla de perforación de voladura segregada	41
Figura 21: Prueba de voladura segregada	43
Figura 22: Sobredilución promedio de todos los tajos.....	47
Figura 23: Sobredilusión semanal en tajos con potencia menor a 1.0 m.....	48
Figura 24: Factor de potencia semanal.....	50
Figura 25: Factor de potencia en tajos con potencia de beta menor a 1.0 m sin voladura segregada.....	51

Figura 26: Factor de potencia en tajos con potencia de beta menor a 1.0 m con voladura segregada.....	52
Figura 27: Factor de carga semanal	54
Figura 28: Factor de carga en tajos con potencia de veta menor a 1.0 m sin voladura segregada.....	55
Figura 29: Factor de carga en tajos con potencia de veta menor a 1 0 m con voladura segregada.....	56
Figura 30: Valor por tonelada de mineral	58
Figura 31: Factor de potencia de voladura segregada y no segregada.....	60
Figura 32: Tonelaje de voladura segregada y no segregada	62
Figura 33: Gráfica de distribución probabilística de Fisher	66

Introducción

La minería ha sido una actividad crítica para el desarrollo de la humanidad a lo largo de la historia, esta actividad ha ido evolucionando también con los avances tecnológicos y la mayor demanda de la humanidad por los minerales, esto ha hecho que se implementen cada vez más controles y técnicas que permitan recuperar la mayor cantidad de mineral de yacimientos mineros.

En Mina Animón se ha tenido la directiva desde la Gerencia General que era necesario implementar un método que permita minar tajos con potencias de veta menor a 1.0 metro para poder así recuperar la mayor cantidad de mineral. Como parte del objetivo de poder implementar una metodología a este tipo de estructuras se planteó en el área de Perforación y Voladura de Mina Animón el uso de la voladura segregada, la cual estaba siendo ya utilizada en otras unidades mineras y permitía obtener beneficios ambientales, productivos y económicos.

En el capítulo I de Planteamiento del Problema, trataremos generalidades de la unidad de estudio, geografía, ubicación y accesos. Posteriormente se realiza la Descripción del Problema de Investigación, los objetivos, las hipótesis, las variables involucradas e indicadores utilizados, los antecedentes de la investigación y la metodología de la investigación utilizada.

En el capítulo II de Marco Teórico y Conceptual, se presenta en Marco Teórico la Geología regional y local, la mineralización de la zona, los principales minerales meta y ganga presentes y el zoneamiento. También se realiza la descripción de las operaciones mineras, de las actividades del ciclo de minado y los métodos de explotación utilizados. En Marco Conceptual se describe a los explosivos y sus propiedades, la perforación y los tipos de perforación y se describe a la voladura segregada.

El capítulo III de Levantamiento de Información se realiza el mapeo de procesos en campo, se revisa el historial de los indicadores operativos y su evolución, y se realiza el levantamiento de información de los resultados de las pruebas de voladura segregada.

El capítulo IV de Procesamiento de Información, se compara y analiza los resultados de la voladura segregada y la voladura no segregada, así como el costo de ambas actividades y el potencial ahorro que se puede generar.

La tesis finaliza con las conclusiones, recomendaciones, bibliografía y anexos.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1. Generalidades

1.1.1. Unidad de estudio

Animón es una mina que produce concentrados de zinc, plomo y cobre. La mineralización está ubicada dentro de un anticlinal asimétrico de orientación N25°W; el anticlinal está constituido por rocas sedimentarias del terciario inferior del grupo Casapalca (Capas Rojas), los cuales han sido plegados por fuerzas tectónicas cuya resultante están orientadas al N65°E. Los depósitos minerales están constituidos principalmente por vetas, las cuales se distribuyen en dos sistemas convergentes: ambos con dirección Este-Oeste, pero con buzamiento al Norte y el otro con buzamiento al Sur.

El método de explotación en el 85% de la mina es el “Corte y Relleno ascendente” y el 15% restante es minado por “Sub level Stopping”, para ello es necesario prepara 1900 metros lineales entre Subnivel, accesos, cruceros, bypass y rampas cada mes. El tipo de sostenimiento en el 95% de la mina es de Shotcrete + Perno Swellex o de Shotcrete + Perno Swellex + Malla Electrosoldada + Shotcrete debido a la baja calidad del Macizo Rocoso de la mina. La mina cuenta con un sistema de ventilación forzado que incluye ventiladores principales y secundarios, la demanda de aire en la mina es de 1000000 CFM. Los vacíos dejados dentro de la mina producto del minado de los tajos es rellenado con Relleno hidráulico y Relleno detrítico.

1.1.2. Ubicación y acceso

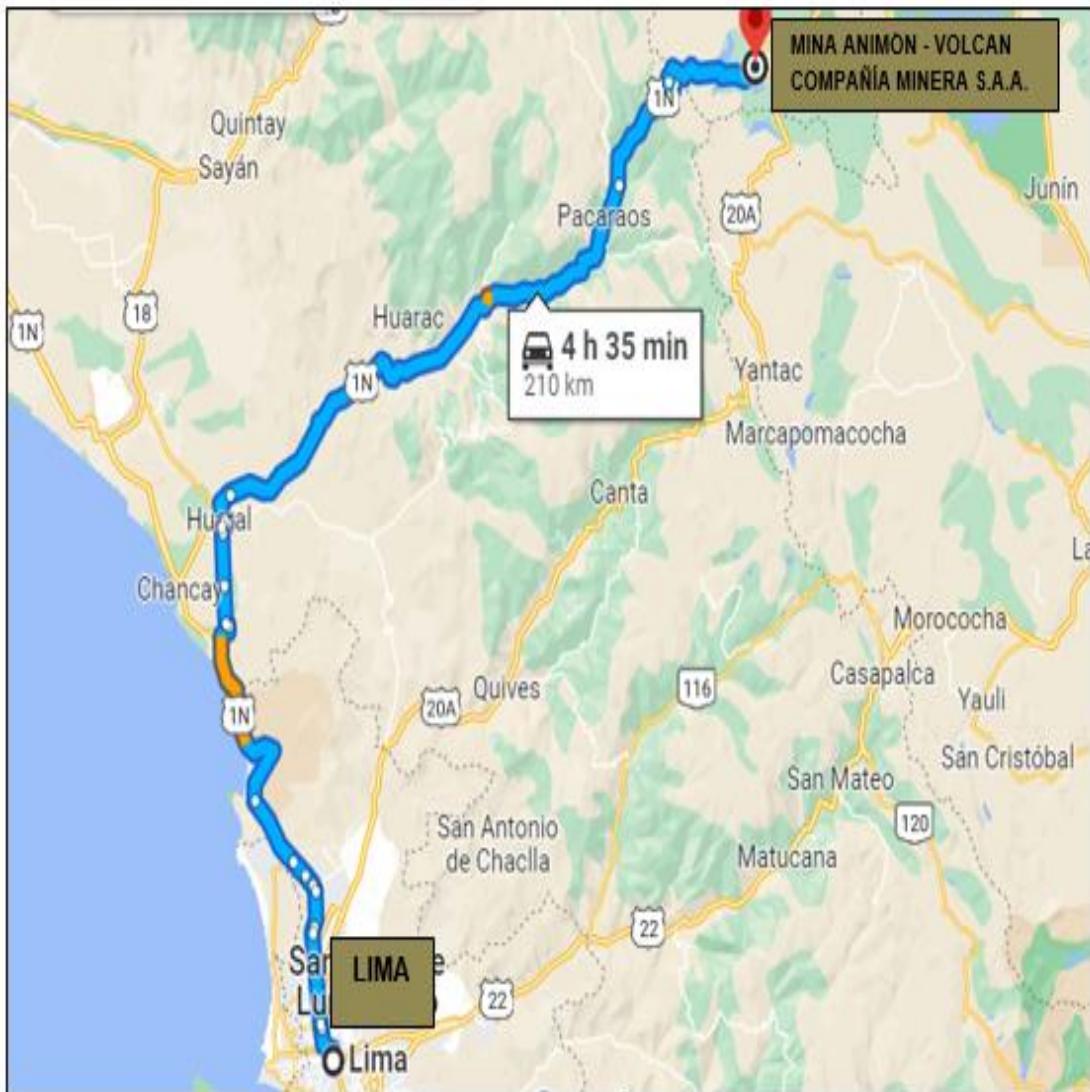
Unidad Minera: Animon

Distrito: Huayllay
Provincia: Cerro de Pasco
Región: Pasco

La mina se ubica en el distrito de Huayllay, provincia de Pasco y departamento de Pasco. Se encuentra a una altura de 4600 m.s.n.m. a 46 Kms. al Sur Este de la ciudad de Cerro de Pasco y a 219 Kms. al Este de Lima. Sus coordenadas geográficas son: 11°01'52" S 76°25'28" W (WGS 84).

Figura 1

Rutas de acceso.



Nota: Fuente Google maps.

Existen tres rutas de acceso hacia Compañía Minera Chungar S.A.C. desde la ciudad de Lima, siendo la principal por la carretera central a través de la ciudad de la Oroya

y Cerro de Pasco hasta llegar a Mina Chungar, esta ruta demora 8 horas y recorre una distancia de 304 Kms. También se puede acceder por la ciudad de Huaral al norte de Lima, esta ruta recorre 210 Kms. y demora 4 horas y media, esta ruta no está asfaltada en su totalidad. Finalmente puede accederse por la ciudad de Canta al norte de Lima, la distancia es de 203 Kms. y demora 5 horas, esta ruta no está totalmente asfaltada.

Tabla 1

Rutas y vías de acceso al proyecto.

Ruta	Distancia (Km.)	Tiempo (Horas)	Vía
Lima – La Oroya – Cerro de Pasco – Mina Chungar	304	8	Asfaltada en su mayoría
Lima – Huaral – Mina Chungar	210	4.5	Afirmada en su mayoría
Lima – Canta – Mina Chungar	203	5	Afirmada en su mayoría

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

1.2 Descripción del problema de investigación

La minería ha sido una actividad clave para el desarrollo de la civilización como la conocemos hoy en día y esta ha ido cambiando según han ido apareciendo nuevas tecnologías a lo largo de los años y nuevos controles que permitan trabajar de una forma más segura y a menor costo, así mismo la mayor demanda por minerales base como el cobre, zinc, plomo, hierro, etc. exige una mayor recuperación mineral de mina y que se tengan que minar estructuras de menor potencia de veta.

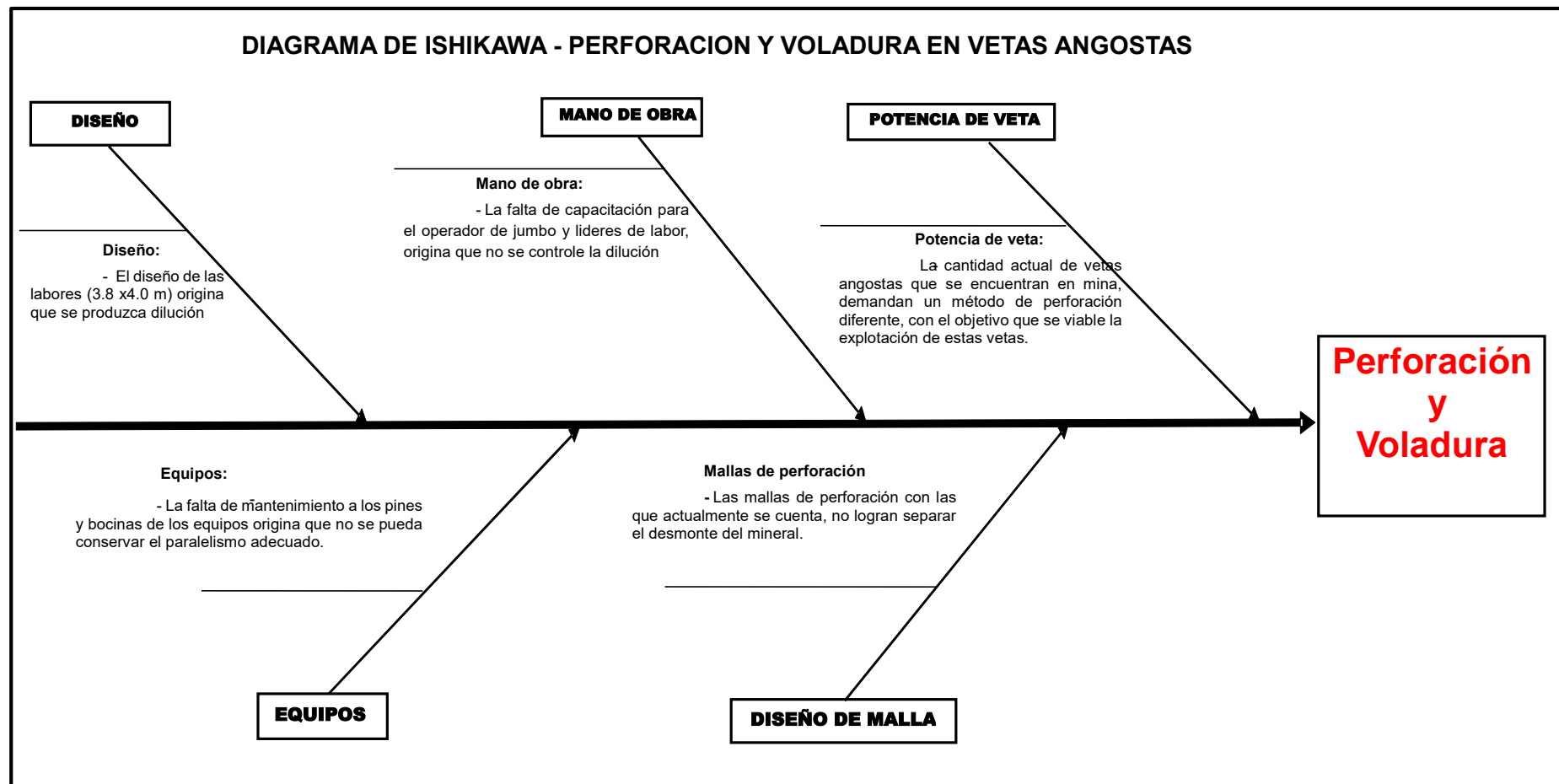
Dentro del ciclo de minado, la operación unitaria más importante es la perforación y voladura, ya que nos permite evitar la sobre dilución y mediante nuevas técnicas de voladura (secuenciamiento de detonadores y uso de detonadores electrónicos) nos permite disminuir la dilución.

En la Mina Animón se presentan problemas por la excesiva dilución ya que actualmente se vienen minando vetas con una potencia menor a 1.0 metro y la sección mínima de minado es de 3.8 metros. Para poder resolver este problema, inicialmente se realizó un mapeo de procesos de la actividad de perforación y voladura, y cuál es el efecto que tiene sobre la dilución en Tajos con Vetas Angostas. Para ello realizamos un Diagrama de ISHIKAWA, en la cual se pudo ver a detalle las variables que influyen más en el aumento

de la sobredilución y nos lleva a realizarnos la siguiente pregunta. ¿Cómo disminuir la dilución en vetas angostas con potencia menor a 1.0 metro?

Figura 2

Diagrama de ISHIKAWA del proceso de perforación y voladura.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Del diagrama de ISHIKAWA del Proceso de Perforación y Voladura; Figura 2; se concluye que se pueden trabajar en cuatro aspectos.

Diseño: Se podría trabajar en disminuir la sección de las labores en donde se cuenta con tajos de vetas angostas, lo cual implicaría utilizar equipos más pequeños o migrar a métodos convencionales. Esto aumentaría el costo unitario y no sería factible dado que Animón es una mina mecanizada.

Mano de obra: Se debe de capacitar continuamente al personal a todo el personal para que se cumplan los diseños de perforación y voladura y se evite la sobredilución.

Potencia de veta: En este aspecto no se puede realizar ningún trabajo.

Equipos: Se deben de realizar de forma oportuna los mantenimientos a los equipos de perforación para que se garantice el cumplimiento de los diseños planteados.

Diseño de malla: Se deben de contar con diseños exclusivos para tajos con potencia de veta menor a 1.0 metro.

En este último aspecto se va centrar nuestra investigación.

1.3 Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Disminuir la dilución en vetas de Zinc con potencia menor a 1.0 metro.

1.3.2. Objetivo específico

Reducir los costos operativos en mina y planta concentradora.

1.4 Hipótesis y variables

1.4.1. Hipótesis general

Realizar técnicas de voladura para disminuir la dilución en vetas con potencia menor a 1.0 metro.

1.4.2. Hipótesis específica

Al llevar mineral de mayor calidad a planta concentradora, se disminuirá los costos operativos en mina y planta concentradora.

1.4.3. Prueba de hipótesis

Hipótesis Nula: La aplicación de técnicas de voladura no permite disminuir la dilución en vetas angostas de zinc.

Hipótesis Alternativa: La aplicación de técnicas de voladura permite disminuir la dilución en vetas angostas de zinc.

1. Variables

Variable independiente: Técnicas de Voladura (Burden y espaciamiento, Factor de carga, Secuencia de voladura), Volumen de mineral y desmonte trasladado a planta.

Variable dependiente: Porcentaje de Dilución en vetas de zinc menores a 1.0 metro, Costo operativo.

Tabla 2

Matriz de consistencia.

Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variables	Indicadores
¿Cómo disminuir la dilución en vetas angostas con potencia menor a 1.0 metro?	Disminuir la dilución en vetas de zinc con potencia menor a 1.0 metro.	Realizar técnicas de voladura para disminuir la dilución en vetas con potencia menor a 1.0 metro.	Variable Independiente:	Factor de Potencia:
			Técnicas de Voladura (Burden, Factor de potencia, Secuencia de voladura).	Kg. de explosivo/ Tonelada de mineral
			Variable Dependiente:	Porcentaje de
			Disminución de la dilución.	dilución
Problema Especifico	Objetivo Especifico	Hipótesis Especifica	Variables	Indicadores
¿Cómo reducir los costos operativos en mina y planta concentradora?	Reducir los costos operativos en mina y planta concentradora.	Al llevar mineral de mayor calidad a planta concentradora, se disminuirá los costos operativos en mina y planta concentradora.	Variable Independiente:	Volumen tratado en
			Volumen de mineral y desmonte trasladado a planta.	planta/ día.
			Variable dependiente:	USD/Tonelada
			Costo operativo.	extraída de mina.

Nota: Fuente elaboración propia.

1.5. Antecedentes investigativos

En el año 2017, Enrique Mota en su trabajo de exposición presentado en el PERVOL 17 celebrado en España menciona que “Aunque en los últimos años no se han producido descubrimientos espectaculares en el campo de los explosivos, si se han mejorado todo un conjunto de operaciones conexas mediante diferentes innovaciones tecnológicas en el campo de la perforación y voladura”.

En el año 2018, Juan Manuel Zevallos Baldeon en su trabajo de investigación titulado “Optimización de la perforación y voladura en la Veta Maria Rosa en Chungar S.A.C.” concluyo que la etapa más importante del ciclo de minado es la perforación, obteniendo una mayor eficiencia de disparo lo cual permitió optimizar el ciclo de minado y reducir el costo de operación.

En el año 2017, Edward Apolinar Silva Campos en su trabajo de investigación titulado “Mejoramiento de los indicadores de perforación y voladura mediante la aplicación de tecnología de diseño laser en el mercado de las mallas y voladura controlada en los frentes de avance de la mina Consuelo – Unidad de Producción Marañón de la Compañía Minera Poderosa S.A.” concluye “Que es factible la reducción de los costos del ciclo de minado, aplicando para ello estándares mejorados de trabajo y control en las principales operaciones unitarias de minado.

En el año 2020, Oscar Andre León Mercado realizo un trabajo de investigación titulado “Minado de Vetas Angostas PAS HUARON” en el cual concluyo que es posible reducir la sobre dilución en la preparación de los subniveles y la explotación de los tajos con el minado de corte y relleno ascendente significativamente en más del 15%.

1.6 Metodología

La metodología utilizada en esta investigación fue una metodología experimental que consiste inicialmente en el Planteamiento de un problema de conocimiento, que en este caso es la alta dilución provocada en los tajos con vetas angostas, posterior a ello se procede a formular la Hipótesis del problema y se realiza un Diseño adecuado a la Hipótesis. En la cuarta parte de la investigación se procede a recolectar y analizar datos,

en esta etapa recogimos los datos que tenemos a nuestro alcance mediante técnicas de medición en campo. Finalmente se elaboran conclusiones con los datos recolectados y se realizan sugerencias para posteriores.

Figura 3

Metodología implementada en el desarrollo de la investigación.



Nota: fuente <https://www.postgradoune.edu.pe/pdf/documentos-academicos/ciencias-de-la-educacion/10.pdf>

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1. Marco teórico

2.1.1. Geología

Geología regional: Las unidades lito-estratigráficas que afloran en esa región están constituidos mayormente por rocas sedimentarias conocidas como Capas Rojas y plutones intrusivos denominados Hipabisales.

En esta región abundan las Capas Rojas que pertenecen al grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuido a lo largo de toda la Cordillera Occidental desde la divisoria hasta el Este.

En forma discordante a las Capas Rojas y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituidos por una serie de derrames de lava y piroclastos mayormente de andesitas, dacíticos y riolíticos, pertenecientes al grupo Calipuy que a menudo muestran una estratificación sub horizontal en forma de bancos con colores variables entre verdes, grises y morados.

Finalmente se presenta un marco geológico-geomorfológico y una posterior erosión glacial del pleistoceno que fue muy importante en la región producto de esta actividad glacial se generaron las subsidencias y se formaron numerosas lagunas a lo largo de esta zona.

Figura 4

Afloramientos de las Capas Rojas de la Formación Casapalca.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

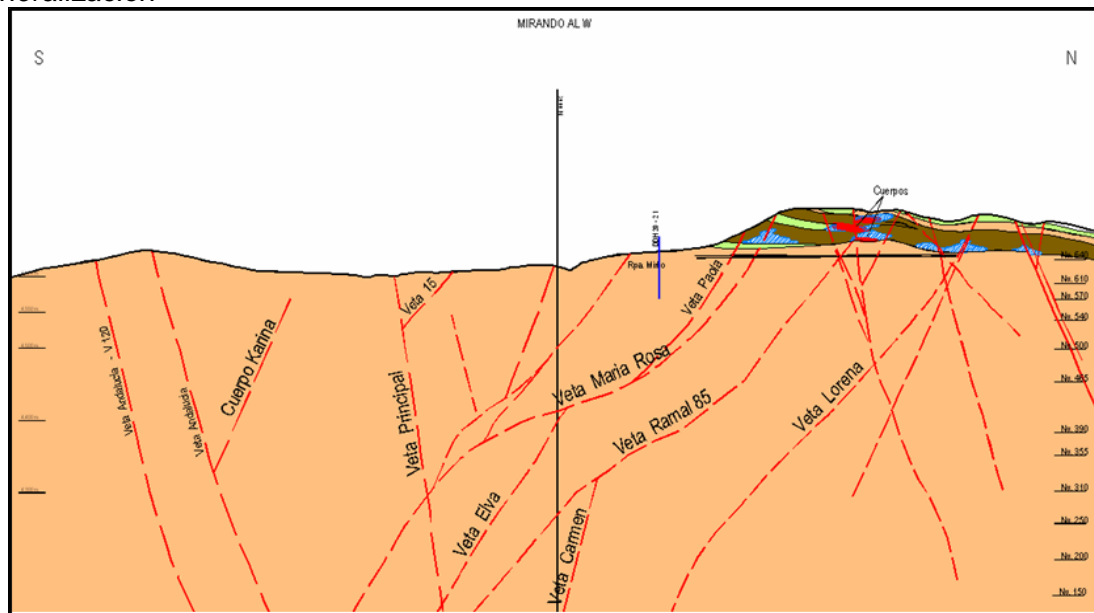
Geología local: El yacimiento de Mina Chungar está litológicamente formado por rocas sedimentarias que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación, las Capas Rojas del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: Las "capas rojas" del grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1 400 a 1 500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo se caracteriza en su parte inferior por la abundancia de conglomerados y areniscas, en la parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este. En el distrito minero se distinguen dos formaciones bien marcadas: Formación inferior y formación superior.

Mineralización: Después de la formación de las primeras fracturas geológicas pre minerales, las cuales se iniciaron en la parte central del distrito, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de ellas a temperaturas altas. La precipitación se realizó en un tiempo relativamente prolongado, lo que permitió la formación de cristales de diámetros medianos. En respuesta a pulsaciones tectónicas adicionales que hicieron progresar el movimiento hórstico y permitieron la reapertura y

ampliación de las fracturas existentes y la formación de nuevas fracturas adyacentes, se produjo una nueva actividad magmática con la consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a mediana temperatura. El movimiento diferencial de las cajas permitió que los precipitados del primer ciclo fueron brechados, instruidos y cementados por los minerales de la segunda etapa de mineralización, cuyo orden paragenético es el siguiente: cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena. El tiempo de precipitación del segundo ciclo fue más prolongado que en el primer ciclo y el enfriamiento fue más lento, por lo cual se tienen cristales de mayor diámetro. Al segundo ciclo de mineralización pertenecen las vetas: Santa Rita, Cometa, Providencia, Elena, parte oeste de Tapada, extremo oeste de Alianza, Veta 4, Yanacrestón y las bolsonadas de Bernabé y Sevilla. Este tipo de mineralización ha contribuido con el 50% del volumen total de los precipitados minerales. La renovación de la actividad tectónica en una época posterior a la consolidación de los precipitados del segundo ciclo permitió que la parte central se elevara aún más y que las fracturas preexistentes se alargaran y profundizaran en forma adicional y que se formaran otras nuevas estructuras. El brechamiento y el consecuente aumento en la permeabilidad de los minerales depositados facilitaron la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura. Lo característico de este ciclo es la precipitación abundante y continua de carbonatos, las cuales se inician con la siderita y evolucionan gradualmente a dolomita, rodocrosita y calcita. Pertenecen a este ciclo además de los carbonatos, la baritina, esfalerita rubia clara, esfalerita rubia rojiza, galena, tetraedrita argentífera, polibasita y chalcopirita. Contienen este tipo de precipitados las bolsonadas Lourdes, la parte este de las vetas Elena, Providencia y Cometa, Andalucía y Precaución, la parte Norte de la Veta Fastidiosa y la parte sur de la Veta San Narciso.

Figura 5

Mineralización



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A..

Mineralogía: La mineralogía de mina Chungar se divide entre minerales de mena y minerales de ganga, siendo los más representativos minerales de mena los siguientes:

Esfalerita: Es el mineral económico más importante, se presenta en forma masiva, granular y cristalizada, generalmente relleno de cavidades y fracturas, está muy asociada a la galena y en menor grado a calcopirita, cuarzo, etc. Es de color amarillo castaño a negro, brillo resinoso; ocurre en dos variedades: esfalerita rubia (blenda) y marmatita, siendo este último de mayor distribución en los niveles inferiores, presenta un color marrón oscuro.

Galena: Es otro mineral económico importante, mayormente se presenta en forma de cubos, los cristales presentan una buena exfoliación cúbica y está muy asociada a la esfalerita rubia, rodocrosita, baritina y cuarzo. La variedad de galena argentífera ocurre en forma masiva y diseminada, relleno de intersticios de esfalerita, cuarzo, etc.

Proustita: Este mineral es conocido como platas rojas y han sido importantes como menas de plata. Son isoestructurales como formas cristalinas. Con cristales de forma semejante, similares propiedades físicas y yacimientos.

Los principales minerales ganga son:

Cuarzo: Es un mineral muy común, se presenta en forma de cristales prismáticos hexagonales bipiramidales y en granos anhedrales, este mineral rellena cavidades y fracturas, es de color incoloro a blanco, brillo vítreo; se asocia frecuentemente a la pirita y calcopirita. Es un mineral de amplia distribución acompañando a los minerales de mena.

Pirita: Este mineral presenta forma masiva y cristalizada con una distribución diseminada en la mena metálica y en las paredes rocosas, su incremento en proporción indica una disminución parcial de valores de plata, este mineral frecuente aparece junto al cuarzo, esfalerita y calcopirita.

Calcita: La calcita se presenta en forma de cristales romboédricos de color blanco, a veces aparece en forma masiva asociada a la baritina, rodocrosita y galena. Suele presentarse en bandas irregulares o en venillas relleno de fracturas.

Rodocrosita: Generalmente se presenta en forma masiva formando bandas irregulares de color rosado, se distribuye en forma diseminada relleno de los intersticios de galena y esfalerita, se asocia a los minerales de calcita, baritina y cuarzo. Las bandas de rodocrosita son consideradas como guía mineralógica que evidencia la ocurrencia de altos valores de plata.

Zoneamiento: Los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas. Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al 1er ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central compuesta esencialmente de pirita-enargita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante pirita-tetraedrita. Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al 2do ciclo de mineralización, se ubican en la zona intermedia. Estos precipitados instruyen y traslapan a los minerales del 1er ciclo y originan las asociaciones de minerales de cobre y zinc. El mineral característico es la marmatita acompañada de cristales triglifos de pirita y de poca galena. En esta zona se ubican la mayor cantidad de depósitos minerales del distrito. Los minerales de baja temperatura que han sido originados durante el 3er ciclo de mineralización. Se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito.

Los minerales que se forman en esta zona son la esfalerita, galena en megacristales y gangas botroidales de siderita, baritina y rodocrosita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores.

2.1.2. Mina

Los métodos de explotación aplicados son:

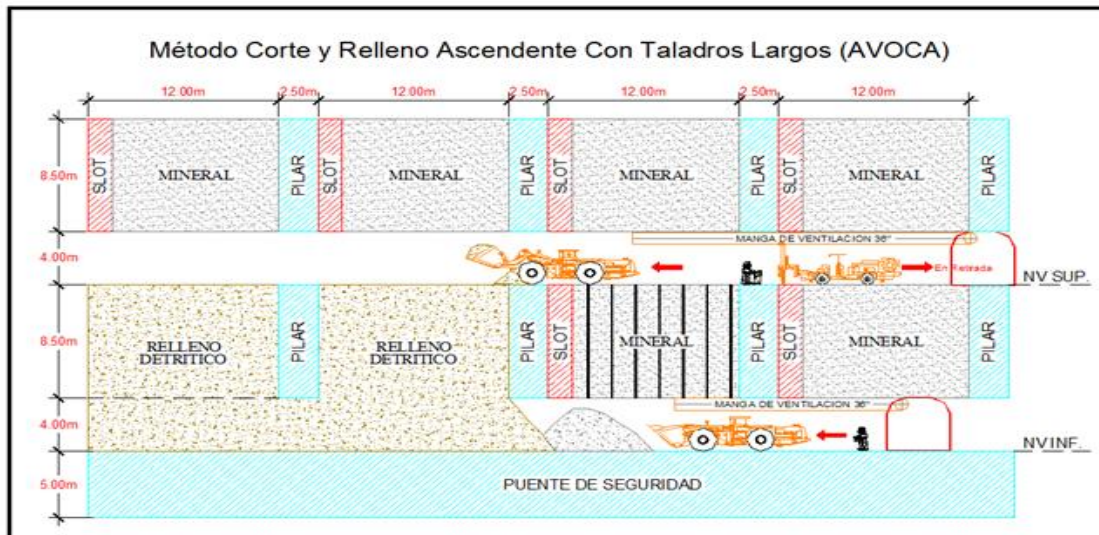
Sub level stoping: La explotación por el método de Sub Level Stopping o comúnmente llamado Taladros Largos en Mina Chungar se aplica en el 30% de la tajeos. Este método se aplica según la evaluación geomecánica y se utilizan bancos entre 8.5 a 12.0 mts. de alto según la calidad de la roca, siendo la longitud de banco variable entre 12.0 a 15.0 mts. dependiendo la calidad de la roca. El ancho de minado depende de la potencia de veta y esta entre 2.5 – 0.8 metros.

La preparación para este método inicia con realizar una rampa negativa (13 %) de sección 4.0 x 4.5 mts. y cubrir la cota necesaria para tener 3 subniveles y 2 bancos de explotación. Se recorre aproximadamente 200 mts. de rampa negativa. Posterior a esto, se realizan 3 accesos de sección 3.8 x 4.0 mts. que cortarán la estructura mineralizada en tres puntos a diferente cota, para continuar con la ejecución de los 3 subniveles que definirán toda la estructura mineralizada, estos subniveles tienen una sección mínima de 3.8 x 4.0 mts. El tipo de relleno utilizado en este método es relleno detrítico, el cual es transportado al tajo mediante scoop y dumper. La limpieza de mineral producto de la explotación por este método se realiza mediante el uso de un Scoop de 6.3 yd³ operado a telemando. Para la perforación del banco se utiliza un Jumbo de Producción de taladros largos, el cual perfora en dirección negativa y utiliza brocas de 64 mm. para perforación de producción y broca de 124 mm. para taladros de alivio. Para el carguío de los taladros se utilizan emulsiones encartuchadas y se explota en dos tiempos diferentes, primero se abre el Slot o cara libre del banco y después se explotan los taladros de producción. El sostenimiento utilizado en la rampa negativa y en los accesos dependerá de la evaluación geomecánica, siendo el más utilizado el sostenimiento con sh. 2" + Perno Swellex 1.5 x

1.5 mts. , el sostenimiento utilizado en el subnivel será sostenimiento estructural (sh. 2" + Perno Swellex 1.3x 1.3 mts. + Malla electrosoldada + sh. 1"). El mineral extraído por este método es cargado en volquetes de 25 TM y posteriormente es llevado al pocket del Pique J. Timmer.

Figura 6

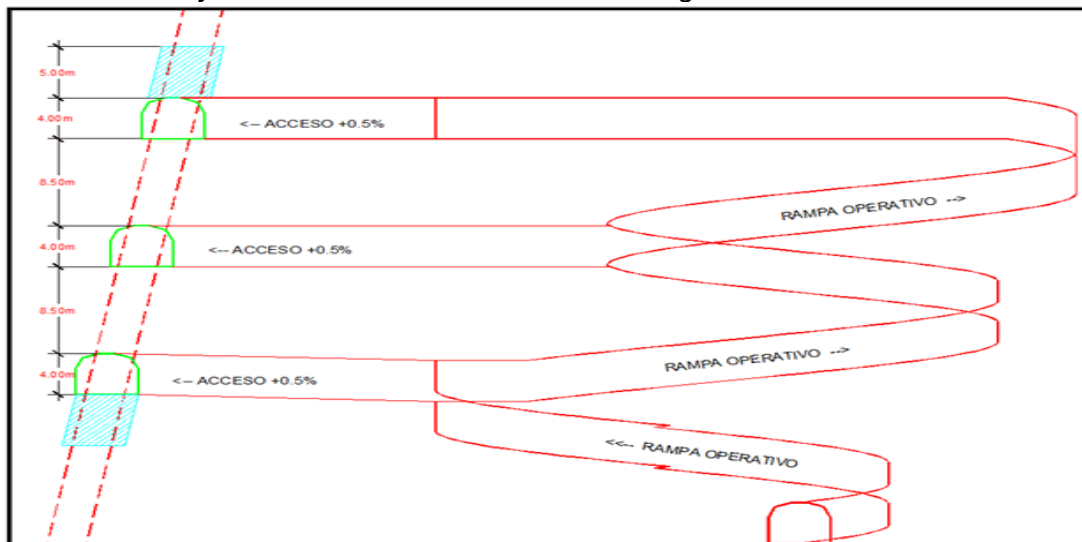
Corte y relleno ascendente con taladros largos (AVOCA)



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Figura 7

Accesos en corte y relleno ascendente con taladros largos.



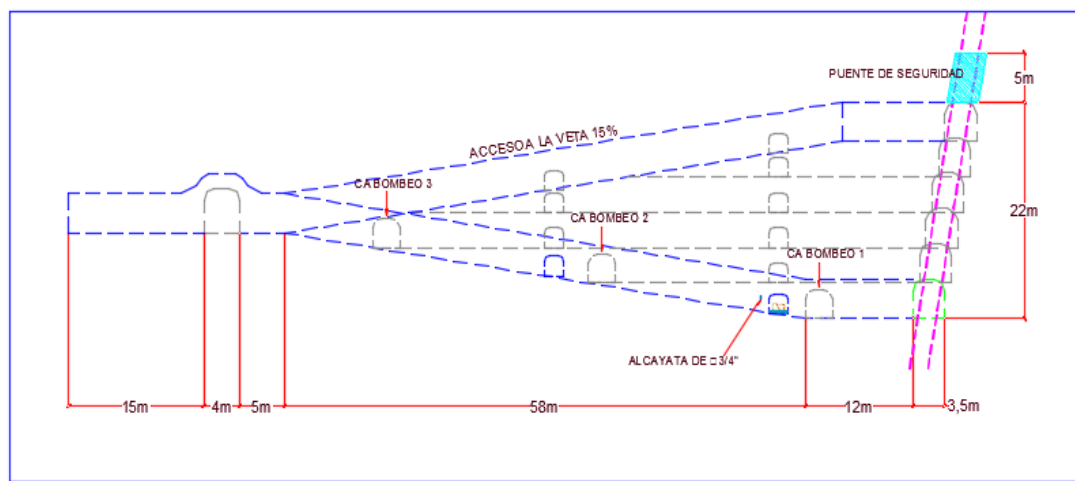
Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Corte y relleno ascendente: La explotación por el método de Corte y Relleno ascendente se utiliza en el 70% de la mina debido a la baja calidad de la roca que presenta

Mina Animón. La sección mínima de minado mediante este método es de 3.8 x 4.0 mts, pudiendo ser mayor si aumenta la potencia de la veta. La preparación para este método inicia con realizar una rampa negativa (13 %) de sección 4.0 x 4.5 mts. y cubrir (28 mts. aproximadamente de cota). También es necesario preparar un acceso de sección 3.8 x 4.0 mts. con gradiente negativo (15%) que cortará la estructura mineralizada en el punto central de la veta, este acceso se basculará hasta obtener una gradiente positiva máxima de 15% y servirá para realizar el minado mediante el método de Corte y Relleno ascendente. El tipo de relleno utilizado en este método es relleno detrítico en 20%, el cual es transportado al tajo mediante scoop y dumper y relleno hidráulico en 80%. La limpieza de mineral producto de la explotación por este método se realiza mediante el uso de un Scoop diésel de 6.3 yd³. Para la perforación horizontal se utiliza un Jumbo frontonero, el cual utiliza brocas de 51 mm. para perforación de producción y broca de 102 mm. para taladros de alivio. Para el carguío de los taladros se utilizan emulsiones. El sostenimiento utilizado en la rampa negativa, los accesos, el subnivel y los tajos dependerá de la evaluación geomecánica, siendo el más utilizado el sostenimiento con sh. 2" + Perno Swellex 1.5 x 1.5 mts. . El mineral extraído por este método es cargado en volquetes de 25 TM y posteriormente es llevado al pocket del Pique J. Timmer, el cual saca el mineral hasta superficie para posteriormente ser llevado a la cancha de gruesos.

Figura 8

Acceso basculante para corte y relleno ascendente



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

2.2. Marco conceptual

2.2.1. Explosivos y voladuras

2.2.1.1 Explosivos y sus características. Los explosivos son sustancias químicas con un cierto grado de inestabilidad en los enlaces atómicos de sus moléculas que, ante determinadas circunstancias o impulsos externos, propicia una reacción rápida de disociación y nuevo reagrupamiento de los átomos en formas más estables. Esta reacción, de tipo oxidación-reducción, es inducida térmicamente por los llamados “puntos calientes”, se conoce con el nombre de detonación y origina gases a muy alta presión y temperatura, los cuales generan a su vez una onda de compresión que recorre el medio circundante. De esta forma, la energía química contenida en el explosivo se transforma en la energía mecánica de esa onda de compresión.

Tipos de reacción en función de la cinética química: Los explosivos industriales están constituidos por una mezcla de sustancias, unas combustibles y otras comburentes, que debidamente iniciadas, dan lugar a una reacción química de oxidación cuya característica fundamental es su rapidez. El impulso energético aplicado a las moléculas de un explosivo genera fuerzas que, superando las de atracción entre los átomos, hace que las moléculas se disocien y a continuación se reagrupen en formas más estables. La energía liberada en esta reacción exotérmica, en forma de onda de presión y alta temperatura, provoca la sucesiva disociación de las moléculas adyacentes, de forma que la reacción se propaga a todas las partículas. Por otro lado, la velocidad con que se efectúa esta propagación puede estabilizarse hasta alcanzar un cierto valor. De esta forma, la reacción de oxidación se puede dividir en tres tipos de reacción en función de la velocidad a la que se produce:

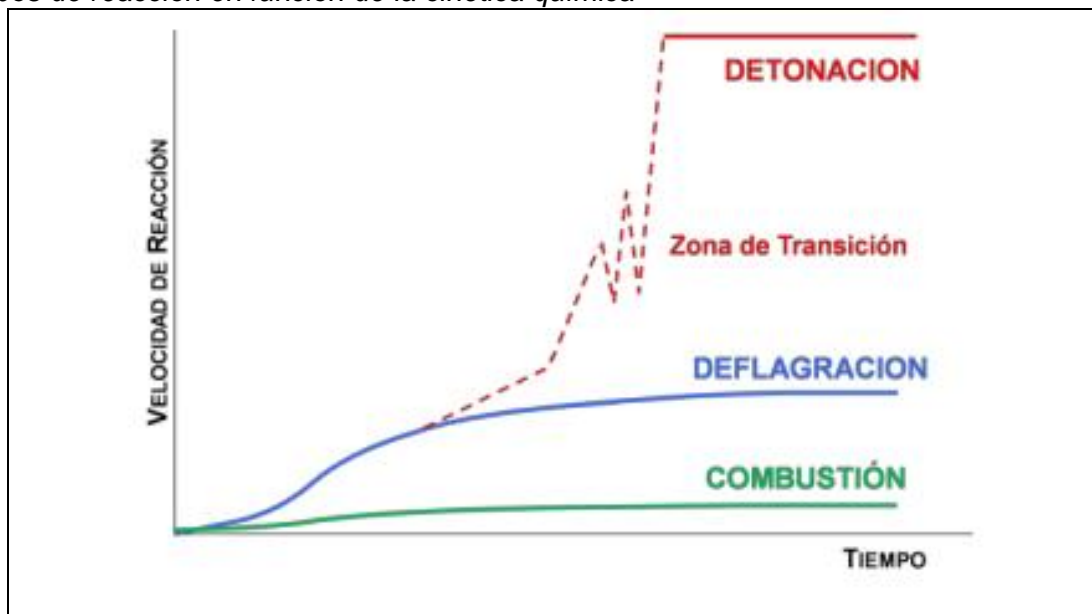
- **Combustión:** La combustión es una reacción química de oxidación en la que generalmente se desprende una gran cantidad de energía. La velocidad de reacción es menor de 1 m/s y se puede observar a simple vista la reacción en forma de llama.
- **Deflagración:** La reacción que produce una deflagración es idéntica a la de la combustión, pero la cinética de la reacción se desarrolla a una velocidad mayor que la

combustión, pero inferior a la velocidad con que se propagaría el sonido en el propio explosivo. Es, por tanto, una reacción subsónica.

- Detonación: La detonación es una combustión supersónica que se caracteriza porque genera una onda de choque. En ese frente de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura, ya que la reacción química se produce instantáneamente. La velocidad de reacción suele estar comprendida entre 1.500 y 9.000 m/s, y la onda de presión producida sería del orden de 100000 atmósferas.

Figura 9

Tipos de reacción en función de la cinética química



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

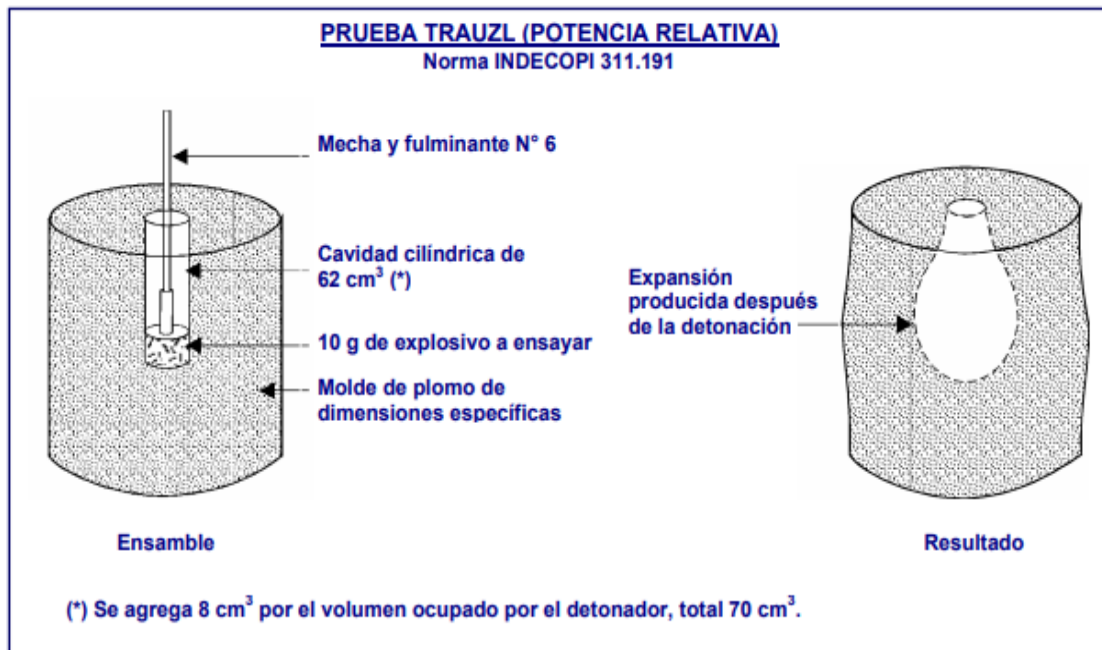
Característica de los explosivos:

Potencia relativa: Es la medida del “contenido de energía” del explosivo y del trabajo que puede efectuar. Se mide mediante la prueba Trauzl que determina la capacidad de expansión que produce la detonación de 10 g de explosivo disparado dentro de una cavidad cilíndrica (70 cm³) abierta en la parte superior de un molde cilíndrico de plomo de dimensiones específicas. La expansión o deformación de esta cavidad originada por la detonación del explosivo a medir, se compara con la efectuada por una masa similar de gelatina explosiva de composición 94:6, nitroglicerina-nitrocelulosa denominada blasting o gelatina explosiva que se considera como patrón, con un valor de 560 cm³ (100%). El

resultado se expresa en cm^3 cuando se indica el incremento de volumen del agujero inicial, o en porcentaje cuando se compara con el patrón. Así, una determinada dinamita tendrá una fuerza de 60% cuando la expansión que provoca en el bloque de plomo es igual al 60% del volumen generado por la detonación de la gelatina explosiva.

Figura 10

Prueba Trauzl



Nota: fuente https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf

Energía: Expresada en calorías por gramo de explosivo, se calcula a partir de la ecuación de reacción química, suponiendo principalmente la producción de agua, nitrógeno, gas carbónico y alúmina en cuanto el explosivo tuviera aluminio. Es un valor teórico, el cual da una indicación sobre el potencial energético de un explosivo, siendo claramente entendido que sólo una parte de este potencial sirve durante la voladura; el resto se pierde.

Poder rompedor: Es el efecto "demoledor" o "tritador" que aplica el explosivo sobre la roca para iniciar su rompimiento. Como factor dinámico de trabajo es consecuencia de la onda de choque y está vinculado a la densidad y a la velocidad de detonación que muchas veces se utiliza como base comparativa. Se determina experimentalmente mediante la prueba "Hess", que expresa en milímetros el aplastamiento

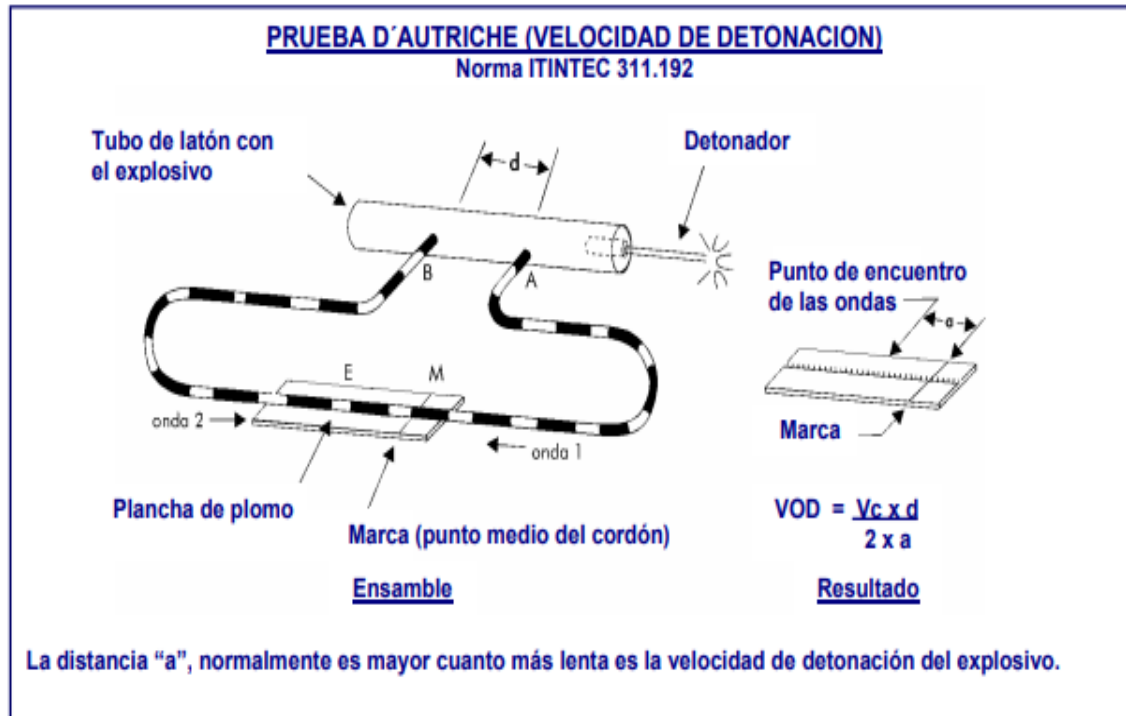
que sufre un molde de plomo cilíndrico, de dimensiones determinadas por efecto de la explosión de 100 g de explosivo que se dispara colocado sobre un disco de acero encima del bloque de plomo. Los valores obtenidos también se comparan con la gelatina explosiva como patrón, que produce alrededor de 25 mm de aplastamiento.

Diámetro crítico: Las cargas explosivas cilíndricas tienen un diámetro particular por debajo del cual la onda de detonación no se propaga, o sólo lo hace con una velocidad muy por debajo a la de régimen. A dicha dimensión se la denomina “diámetro crítico”, la que por ejemplo en algunos hidrogeles sensibles es del orden de 1 pulgada (2,54 cm) y en slurries de 3 pulgadas (7,5 cm) lo que es necesario conocer previamente. Los principales factores que influyen en la determinación del diámetro crítico son: Tamaño de las partículas, reactividad de sus componentes, densidad y confinamiento.

Velocidad de detonación: Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo, y por tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. Es también la velocidad con que viaja la onda a lo largo de una columna explosiva, sea al aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura. Los factores que la afectan son: La densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento. Se mide en forma práctica mediante la prueba “D'Autriche” que emplea un cordón detonante de velocidad conocida, o mediante la apertura y cierre de un circuito eléctrico controlado con un cronógrafo electrónico. La lectura se expresa en metros por segundo o en pies por segundo, y para un mismo explosivo varía si es al aire libre o si es confinada, variando también con diferentes diámetros, por lo que las normas recomiendan efectuar las medidas preferentemente en cargas de 32 mm de diámetro (1¼”) para uniformizar la comparación entre varios explosivos, debiéndose indicar el diámetro con el que se efectuó la medición sobre una capa de arena, espaciados entre sí a diferentes distancias. Haciendo detonar al primero se busca determinar la máxima distancia hasta la cual es transmitida la detonación de un cartucho a otro, lo que se denomina “grado de simpatía”, que en la mayoría de los explosivos industriales está entre 2 a 8 veces su diámetro.

Figura 11

Prueba D'Autriche.



Nota: fuente https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf

Sensibilidad: Es la capacidad o aptitud que presenta todo explosivo para ser iniciado por un fulminante, un cebo o un cordón que se denomina "mínimo primer". En la práctica es el peso del más pequeño detonador (convencional, minibooster, primer reforzador, cordón detonante o carga de explosivo primario) capaz de llevar a cabo la detonación completa de un cartucho o carga de explosivo rompedor. Los explosivos deben ser suficientemente sensitivos para ser detonados por un iniciador adecuado. Esta capacidad varía según el tipo de producto. Así, por ejemplo, los fulminantes o detonadores se emplean para la mayoría de dinamitas mientras que los agentes de voladura usualmente no arrancan con ellos, requiriendo de un booster o multiplicador de mayor presión y velocidad. La pólvora, por otro lado, puede arrancar con una simple chispa o llama, que provocará un régimen de deflagración, razón por la que se califica como "altamente sensitiva".

Díámetro crítico: Las cargas explosivas cilíndricas tienen un diámetro particular por debajo del cual la onda de detonación no se propaga, o sólo lo hace con una velocidad

muy por debajo a la de régimen. A dicha dimensión se la denomina “diámetro crítico”, la que por ejemplo en algunos hidrogeles sensibles es del orden de 1 pulgada (2,54 cm) y en slurries de 3 pulgadas (7,5 cm) lo que es necesario conocer previamente. Los principales factores que influyen en la determinación del diámetro crítico son: Tamaño de las partículas, reactividad de sus componentes, densidad y confinamiento.

Densidad: Es la relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, expresada en g/cm^3 . Prácticamente expresa la masa en gramos de una sustancia contenida en un volumen de 1 cm^3 . En los explosivos tiene influencia determinante sobre la velocidad de detonación y la sensibilidad. La densidad propia de los explosivos varía entre 0,8 a $1,6 \text{ g/cm}^3$. Puede medirse con densímetro, picnómetro, balanza hidrostática y otros instrumentos. Es la descrita en los catálogos. Si un explosivo encartuchado posee una densidad mayor de 1 g/cm^3 , tenderá a hundirse en un taladro de voladura inundado, por lo contrario, si la densidad es menor que 1 g/cm^3 , tenderá a flotar. Los explosivos tienen cada cual sus límites superior e inferior de densidad; cuando por cualquier razón queden fuera de estos límites se dice que su densidad es “crítica” o “de muerte”, porque perderán sus características al momento de la detonación, llegando incluso a no reaccionar. En los agentes de voladura granulares la densidad puede ser un factor crítico dentro del taladro, pues si es muy baja se vuelven sensibles al cordón detonante axial, que los comienza a iniciar en régimen de deflagración antes que arranque el cebo o booster, o de lo contrario si es muy alta no detonan. La densidad es un elemento importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura y usualmente varía entre $0,75 \text{ g/cm}^3$ y $1,0 \text{ g/cm}^3$ en los agentes de voladura granulares; entre $0,9 \text{ g/cm}^3$ y $1,2 \text{ g/cm}^3$ en las dinamitas pulverulentas; y entre $1,2 \text{ g/cm}^3$ a $1,5 \text{ g/cm}^3$ en las gelatinas, hidrogeles, emulsiones y explosivos primarios como el TNT. Generalmente, cuanto más denso sea un explosivo, proporcionará mayor efecto de brisance o impacto, razón por la que en las columnas de carga combinadas se coloca al más denso al fondo.

Volumen de gases: Expresado en litros de gas por kilo de explosivo, se calcula también a partir de la ecuación de reacción química.

2.2.1.2 Tipos de explosivos. Los explosivos de acuerdo con la velocidad de detonación y energía necesaria para ser iniciados se clasifican en altos explosivos, agentes de voladura y bajos explosivos.

Altos explosivos: Altos explosivos mayormente compuestos por un elemento sensibilizador (nitroglicerina u otro éster estabilizado con nitrocelulosa), combinada con aditivos portadores de oxígeno (nitratos) y combustibles no explosivos (harina de madera) más algunos aditivos para corregir la higroscopicidad de los nitratos, todos en las proporciones adecuadas para mantener un correcto balance de oxígeno. En ellas todos sus componentes trabajan contribuyendo energéticamente en la reacción de detonación. Los altos explosivos son sensibles al fulminante N°8 y tienen una velocidad de detonación de 3500 a 7000 m/s.

Agentes de voladura: En su generalidad se componen de nitrato de amonio sensibilizado por un agregado orgánico, líquido o sólido generalmente no explosivo. Son insensibles al detonador N° 8 y requieren de un cebo energético para arrancar. Su velocidad de detonación es relativamente baja por lo que son poco brisantes, pero la natural lentitud de su reacción les permite generar un buen volumen de gases, por lo que son preferentemente expansores o empujadores. La velocidad de detonación es de 2500 a 3000 m/s.

Bajos explosivos: Los bajos explosivos se caracterizan por no detonar y solo deflagar, un ejemplo de ello es la pólvora negra.

2.2.2 Perforación

La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar a las cargas de explosivos y sus accesorios iniciadores. Los sistemas de penetración de la roca que han sido desarrollados y clasificados por orden de aplicación son:

- Perforación mecánica: percusión, rotación y rotopercusión.
- Térmicos: Soplete o lanza térmica, plasma, fluidos calientes y congelación.

- Hidráulicos: Chorro de agua, erosión y cavitación.
- Químicos: Microvoladura y disolución.
- Eléctricos: Arco eléctrico y inducción magnética.

2.2.3. Evolución de la perforación

La perforación en roca ha ido evolucionando con el tiempo con la incorporación y empleo de diferentes tecnologías, aunque muchas han ido cayendo en desuso, bien por la eficiencia conseguida, o bien por otros condicionantes externos (económicos, medioambientales, etc.). Las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicos, conocidos como sistemas de perforación “a rotación” y “a percusión”. Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los 1.000 J/cm³.

Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que “una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”. Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo, una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo para que el que fue diseñada.

2.2.4. Tipos de perforación

2.2.4.1. Perforación a percusión. Esta denominación engloba todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por impacto de una broca de filo más o menos aguzado sobre la misma.

Los sistemas de percusión simple son todavía utilizados en algunos equipos viejos de perforación de pozos de agua (perforadoras de cable), que básicamente consisten en una broca en forma de cuchilla suspendido de un cable, se deja caer sobre el fondo del pozo. En éste fondo se retiran periódicamente los fragmentos producidos junto con una cierta cantidad de agua que se añade para facilitar la operación. Este sistema se encuentra en la actualidad totalmente obsoleto. El sistema más utilizado es el rotopercutivo, en los

que además de la percusión proporcionan a la broca de corte un movimiento de rotación y una relativamente pequeña fuerza de empuje para una transmisión de la energía más eficaz.

En estos sistemas la velocidad de perforación es proporcional a la potencia de percusión (producto de la energía de impacto por la frecuencia de golpes). En cambio, la rotación y el empuje son meras acciones auxiliares que, siempre y cuando se superen unos valores mínimos necesarios para espaciar convenientemente los puntos de incidencia de los impactos y mantener la broca de perforación en contacto con la roca, influyen relativamente poco en la velocidad de perforación.

El martillo es el elemento que proporciona la percusión mediante el movimiento alternativo de una pieza de choque, que es el pistón, que sucesivamente golpea sobre la columna de perforación. El pistón puede ser accionado por aire comprimido (perforación neumática) ó por aceite hidráulico (perforación hidráulica).

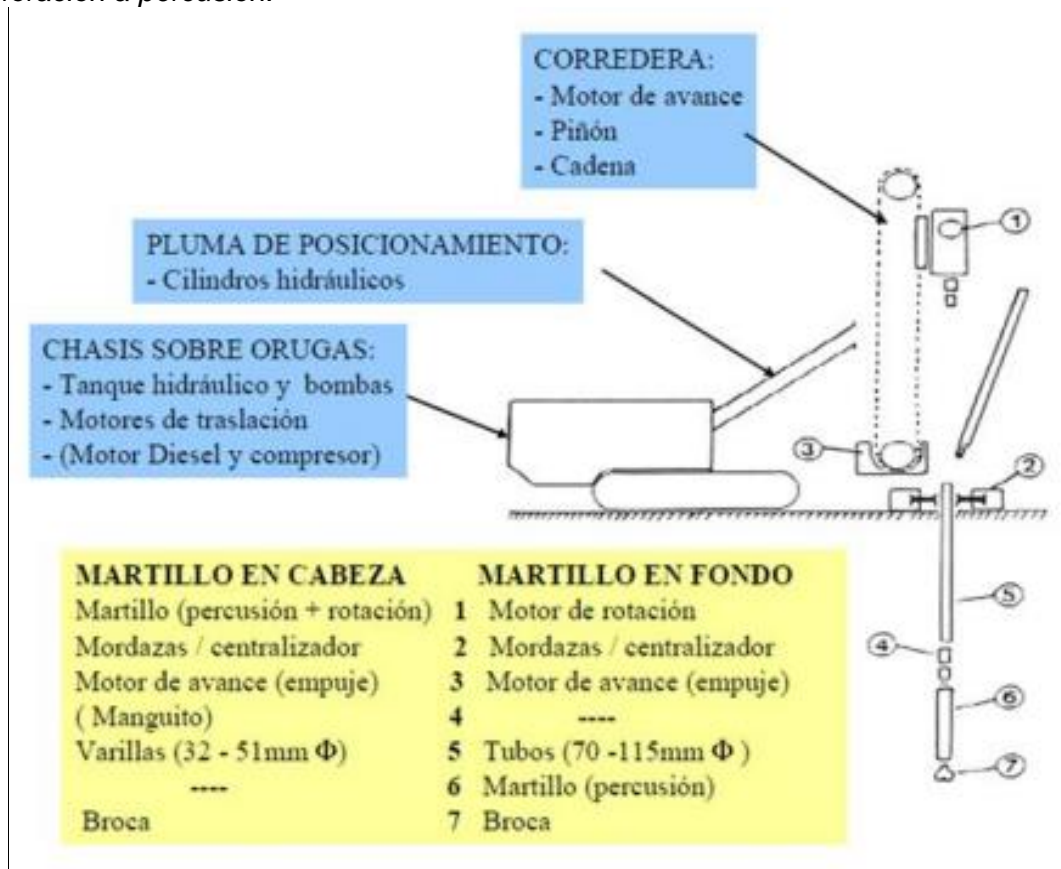
El fluido de accionamiento en el caso de la perforación rotopercutiva es aire comprimido a una determinada presión, normalmente de valores comprendidos entre 7 y 25 bar. Existen dos alternativas:

- Que la percusión se produzca fuera del taladro y se transmita a la broca a través de la sarta de varillaje (martillo en cabeza).
- Que el martillo se sitúe en el fondo del taladro, golpeando así el pistón directamente sobre la broca (martillo de fondo).

La disposición de los distintos elementos en cada una de estas alternativas es la que se indica en la figura.

Figura 12

Perforación a percusión.



Nota: fuente https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf

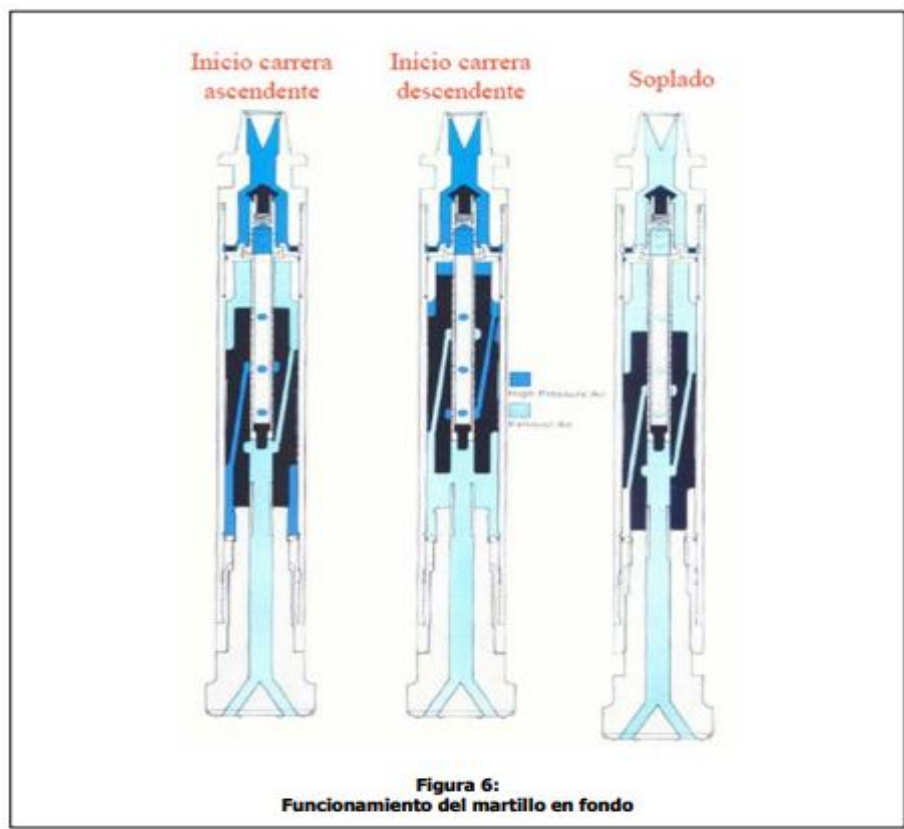
Perforadoras con martillo en cabeza: Son perforadoras cuyo martillo está diseñado para trabajar mediante aire a 7 - 8 bar de presión máxima. Como consecuencia, y al objeto de disponer de una energía de impacto suficiente, el área de trabajo del pistón ha de ser grande (la energía de impacto viene dada por el producto de tres factores: presión efectiva, área y carrera del pistón). El perfil longitudinal del pistón tiene por tanto forma de T. El martillo en cabeza incorpora también el mecanismo de rotación que a su vez puede ser independiente o no del de percusión en función de los tamaños y diseños. El empuje lo proporciona el motor de avance (neumático) que a su vez acciona una cadena a la que va enganchado el martillo y que de esta forma desliza sobre un bastidor denominado "corredera" o "deslizadera". El conjunto generalmente queda montado sobre un chasis que sirve de portador para el resto de elementos que proporcionan todos los movimientos de posicionamiento y traslación. La fuente de energía primaria para la percusión es el aire

comprimido que a su vez es suministrado por un compresor incorporado en el equipo de perforación. En modelos más antiguos, el aire comprimido era suministrado desde una unidad compresora independiente y remolcable, ya que disponía de sus propias ruedas y que se conectaba a la perforadora mediante una manguera. Esta unidad podía situarse a una distancia de unos 20 – 40 m de la perforadora para que las pérdidas de presión no fueran excesivas.

Perforadoras con martillo de fondo: Son perforadoras en las que, a diferencia de los martillos en cabeza, el elemento que proporciona la percusión o martillo va situado en el interior del taladro e incorpora únicamente el mecanismo de percusión (los elementos que proporcionan la rotación y el empuje son del todo independientes y están situados en superficie). El chasis y los restantes elementos son similares a los mencionados para las perforadoras de martillo en cabeza, e incluyen también el compresor y la cabina para el operador. El martillo tiene forma cilíndrica y su mecanismo de percusión funciona de forma similar a como se muestra en la figura 12. La posición “a” muestra el inicio de la carrera ascendente del pistón. El aire a presión abre la válvula antirretorno situada en la parte superior del martillo y entra en el tubo central distribuidor. De las tres oquedades de salida de éste, sólo la central se encuentra abierta, de forma que el aire llega a la parte inferior del pistón a través de uno de los conductos internos del mismo y lo impulsa hacia arriba. En la posición “b” el pistón se encuentra en la parte superior y ahora es la oquedad inferior la única que se encuentra abierta. Así el aire llega a la parte superior del pistón a través del otro conducto y lo impulsa hacia abajo. Por último, la posición “c” ilustra el caso en que el martillo no está perforando, en cuyo caso la broca no apoya sobre el terreno y tanto ella como el pistón se encuentran en una posición más baja. En estas circunstancias el aire sale por la lumbrera superior y, por el interior del pistón, se comunica con los orificios de barrido de la broca, realizando un soplado del barreno sin accionar el mecanismo de percusión del martillo, evitando así la percusión en vacío.

Figura 13

Perforadora de martillo de fondo.



Nota: fuente https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf

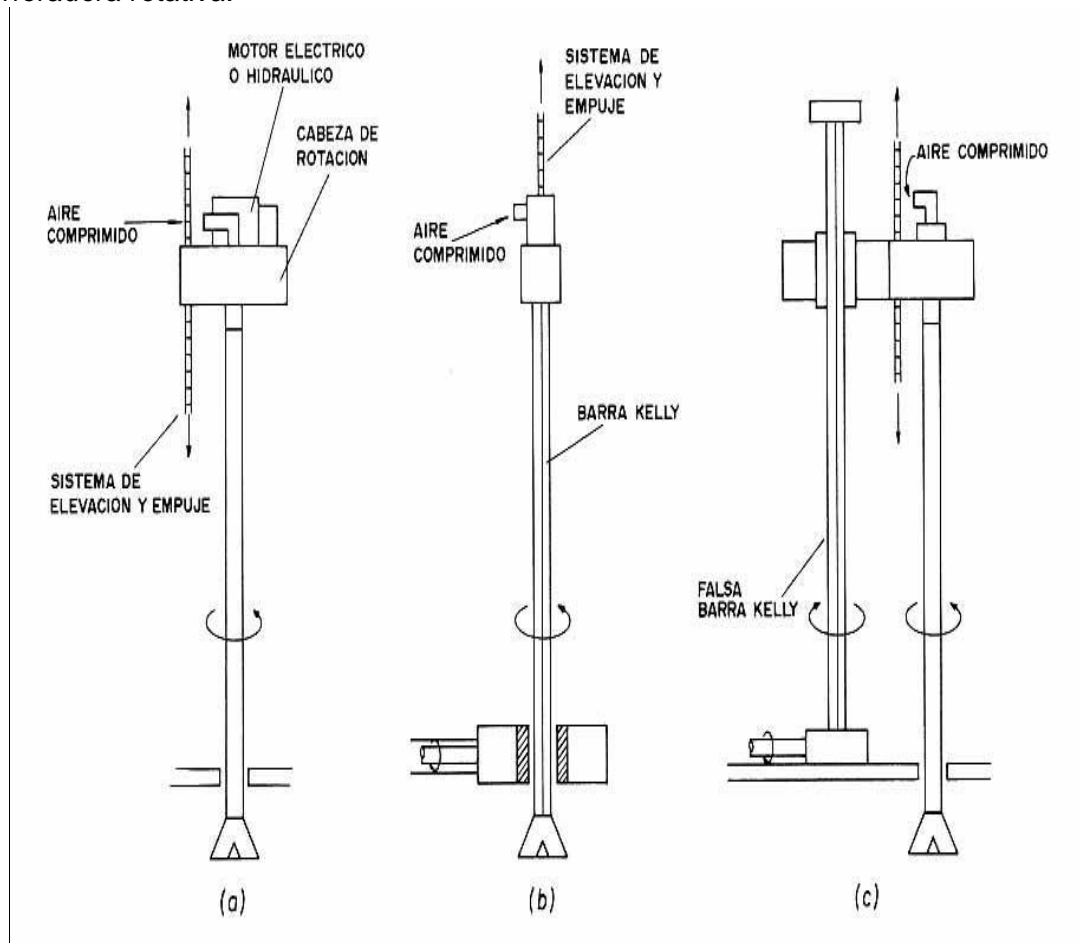
2.2.4.2 Perforación a rotación.

Bajo esta denominación se agrupan todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por compresión, corte o por la acción combinada de ambos. Un empuje sobre la broca de perforación que supere la resistencia a la compresión de la roca y un par de giro que origine su corte por cizalladura, son las dos acciones básicas que definen la perforación rotativa.

La figura a continuación muestra esquemáticamente los distintos componentes que incorporan los equipos que se utilizan para este tipo de perforación y que son similares a los mencionados para la perforación percusiva, salvo en lo que se refiere al sistema de avance pues, al requerirse mayores fuerzas de empuje, éste suele estar constituido por un sistema de cadena y/o cilindros hidráulicos. Dependiendo del tipo de broca que se emplee, existen dos variantes distintas de perforación rotativa: perforación rotativa por corte (con trialeta, boca de tenedor, etc.) y perforación rotativa con tricono.

Figura 14

Perforadora rotativa.



Nota: fuente https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf

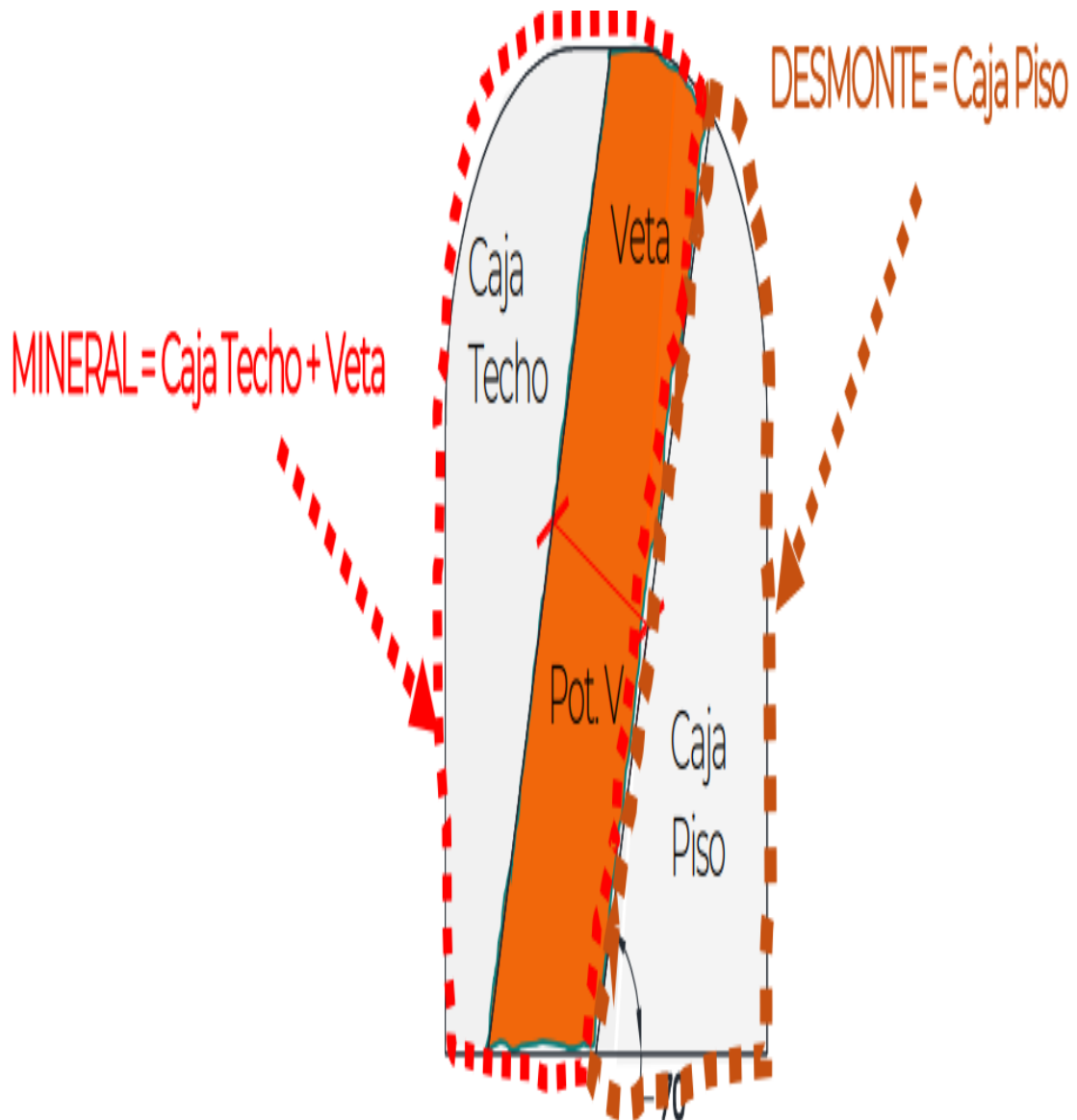
2.2.5. Voladura segregada

La voladura segregada es una técnica de voladura que consiste en aplicar el circado pero de forma más avanzada. La voladura segregada nos permite separar el desmonte del mineral a través de la voladura, esto diferenciando los tiempos de salida de los retardos y zonificando el frente. Se aprovecha la diferencia de tiempos en periodos cortos y periodos largos, y la generación de dos caras libres. El periodo corto permite proyectar el material fragmentado a mayor distancia del frente y con el periodo largo se logra fragmentar la roca hacia la cara libre generado por el efecto anterior.

El primer paso para realizar la voladura segregada consiste en zonificar el frente y establecer que parte de la carga será considerada como mineral (Caja techo + Veta) y que parte saldrá como desmonte (Caja Piso), según como se muestra en la siguiente figura.

Figura 15

Sectorización.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Posterior a ello, se procede a realizar la perforación y darle la secuencia adecuada con los retardos de periodo corto y periodo largo para la voladura. Los retardos de periodo corto deberán de ir en la caja piso, para que sea esta carga proyectada a mayor distancia del frente, mientras que se deberán colocar retardos de periodo largo en la Veta y Caja Techo para que la carga se proyecte hacia la cara libre generada por el efecto anterior.

Figura 17

Proyección de la carga del disparo (vista de perfil).

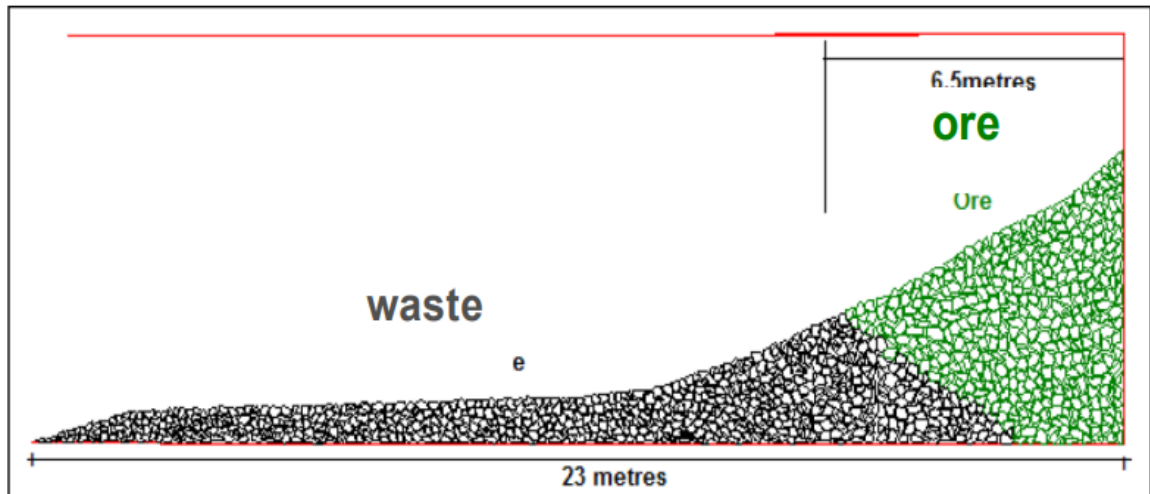


Figura 3: Sección longitudinal de la explosión. El material fragmentado fue pintado por un geólogo para indicar el límite entre mineral y desmonte.

Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Diseño de voladura

El diseño de la malla de perforación y voladura, así como los parámetros del Burden que están propuestos en la voladura segregada está respaldado por el método de Roger Holmerg tal como se muestra a continuación. (Bernaola Alonso ,2012).

Tabla 3

Parámetros de perforación y voladura.

Parámetros de Perforación y Voladura	
Tipo de Roca	Mala B
RMR	21 – 30
Densidad	3.0 Tn/ m3.
Ancho de labor	3.8 m.
Alto de labor	4 m.
Diámetro de taladro de producción	45 mm.
Diámetro taladro de alivio	102 mm.
Longitud de barra	14 pies
Densidad del explosivo	1.14 gr/cc.
Dimensión del explosivo	1 1/4" x 12"
Calor de explosión Q3	3.583 MJ/Kg.
Volumen de gases STP	0.88 m3/Kg.
Potencia relativa en peso SANFO	0.97
Constante de roca (c)	0.35

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Primer cuadrante

Diámetro de taladro vacío equivalente (\emptyset):

$$\emptyset = n^{0.5} \times d \quad (1)$$

Donde: $\emptyset =$ Diámetro del taladro equivalente (mm)

$n =$ número de taladros vacío

$d =$ Diámetro de taladro vacío (mm)

$$\emptyset = 3^{0.5} \times 102$$

$$\emptyset = 176. \text{ mm.}$$

Longitud del taladro (H):

$$H = L_o \times ef_{per} \times ef_{equ} \quad (2)$$

Dónde: $H:$ Longitud del taladro (m)

$ef_{equ}:$ Eficiencia por embonado = 95%

$ef_{pe}:$ Eficiencia de perforación = 95%

$$H = 14 \times 0.3048 \times 0.9 \times 0.9$$

$$H = 3.85 \text{ metros}$$

Burden Teórico 1 (B_{h1}):

$$B_{h1} = 1.7 \times \emptyset \quad (3)$$

$$B_{h1} = 1.7 \times 176.46 = 299 \text{ mm} = 0.3 \text{ m}$$

Burden Práctico 1 (B_1):

$$F = (\alpha \times H + B) \quad (4)$$

Dónde:

$F =$ Desviación máxima de perforación (m.)

$\alpha =$ Desviación angular (m/m.)

$H =$ Profundidad del taladro (m.)

$B =$ Desviación del collar (m.)

$$F = (0.013 \times 3.67 + 0.01)$$

$$F = 0.055 \text{ m.}$$

$$B_1 = 1.7 \times \emptyset - F$$

$$B_1 = 1.7 \times 176.46 - 0.055 = 0.245 \text{ m.}$$

Ancho del primer cuadrado:

$$\text{Ancho 1} = 0.245 \times \sqrt{2} = 0.347 \text{ m. (5)}$$

Concentración de carga: Según Langerfors y Kihistrm.

$$q_1 = 55 \times d \times (B_1 / \emptyset)^{3/2} \times (B_1 - \emptyset/2) \times (c/0.4) \times S_{ANFO} \quad (6)$$

Donde: $q_1 = \text{Concentración de la carga (Kg/m.)}$

$B_1 = \text{Burden práctico (m.)}$

$d = \text{diámetro taladro de producción (m.)}$

$\emptyset = \text{Diámetro taladro vacío equivalente (m.)}$

$S_{ANFO} = \text{Potencia relativa al ANFO}$

$c = \text{constante de roca}$

$$q_1 = 55 \times 0.045 \times (0.245 / 0.177)^{3/2} \times (0.245 - 0.177/2) \times (0.35/0.4) \times 0.97$$

$$q_1 = 0.573 \text{ Kg/m.}$$

a. Segundo cuadrante

Burden Teórico 2 (B_{h2}):

$$B_{h2} = (B_1 - F) \times \sqrt{2} \quad (7)$$

$$B_{h2} = (0.245 - 0.055) \times \sqrt{2} = 0.269 \text{ m.}$$

Burden Practico 2 (B_2):

$$B_2 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{(B_{h2} \times q_1 \times S_{ANFO}) / (d \times c)} - F \quad (8)$$

Dónde: $B_2 = \text{Burden práctico 2(m.)}$

$B_{h2} = \text{Burden teórico 2(m.)}$

$d = \text{Diámetro del explosivo (m.)}$

$$B_2 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{(0.269 \times 0.573 \times 0.97) / (0.03175 \times 0.35)} - 0.055$$

$$B_2 = 0.267 \text{ m.}$$

Ancho del segundo cuadrado:

$$Ancho 2 = (0.267 + 0.347/2) \times \sqrt{2} = 0.623 \text{ m.} \quad (9)$$

b. Tercer cuadrante

Burden Teórico 3 (B_{h3}):

$$B_{h3} = (B_2 + 0.5 \times Ancho 1 - F) \times \sqrt{2} \quad (10)$$

$$B_{h3} = (0.267 + 0.5 \times 0.347 - 0.055) \times \sqrt{2} = 0.546 \text{ m.}$$

Burden Practico 3 (B_3):

$$B_3 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{(B_{h3} \times q_1 \times S_{ANFO}) / (d \times c)} - F \quad (11)$$

$$B_3 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{(0.546 \times 0.573 \times 0.97) / (0.03175 \times 0.35)} - 0.055$$

$$B_3 = 0.404 \text{ m.}$$

Ancho del tercer cuadrado:

$$Ancho 3 = (0.404 + 0.623/2) \times \sqrt{2} = 1.013 \text{ m.}$$

c. Cuarto cuadrante

Burden Teórico 4 (B_{h4}):

$$B_{h4} = (B_3 + 0.5 \times Ancho 2 - F) \times \sqrt{2} \quad (12)$$

$$B_{h4} = (0.404 + 0.5 \times 0.623 - 0.055) \times \sqrt{2} = 0.935 \text{ m.}$$

Burden Practico 4 (B_4):

$$B_4 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{(B_{h4} \times q_1 \times S_{ANFO}) / (d \times c)} - F$$

$$B_4 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{(0.935 \times 0.573 \times 0.97) / (0.03175 \times 0.35)} - 0.055$$

$$B_4 = 0.546 \text{ m.} \quad (13)$$

Ancho del cuarto cuadrado:

$$Ancho 4 = (0.546 + 1.013/2) \times \sqrt{2} = 1.489 \text{ m.} \quad (14)$$

d. Taladros de arrastre

Burden Teórico 5 (B_{h5}):

$$B_{h5} = 0.9 \times \sqrt{(q_1 \times S_{ANFO}) / c \times f \times (S/B)} \quad (15)$$

Dónde:

$$C = \text{Constante} = 0.45$$

$$f = \text{Factor de fijación} = 1.45$$

$$(S/B) = \text{Relación Espaciamiento/Burden} = 1$$

$$B_{h5} = 0.9 \times \sqrt{((0.573 \times 0.97) / 0.45 \times 1.45 \times 1) = 0.83 \text{ m.}} \quad (16)$$

Burden Practico 5 (B_5):

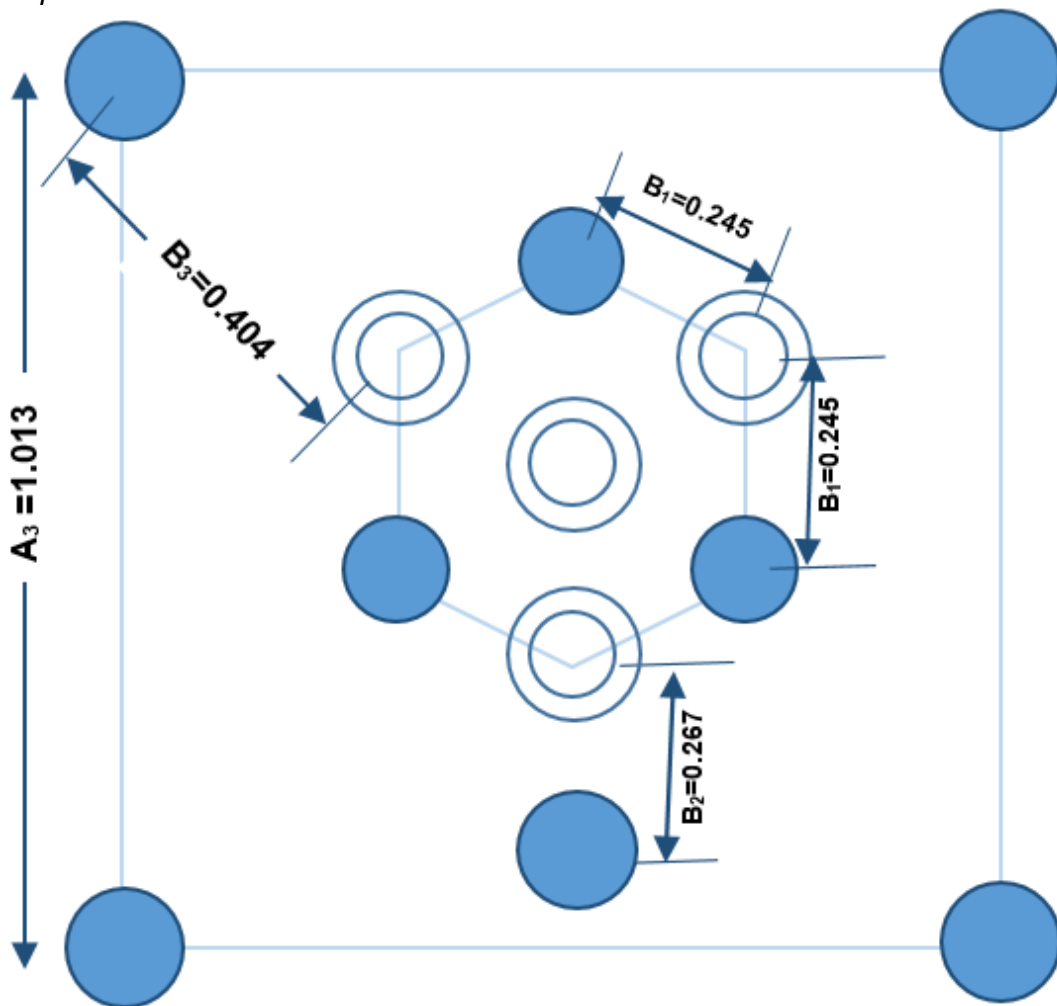
$$B_5 = B_{h5} - H \times \text{sen } 3^\circ - F \quad (17)$$

$$B_5 = 0.83 - 3.85 \times \text{sen } 3^\circ - 0.055$$

$$B_5 = 0.573$$

Figura 18

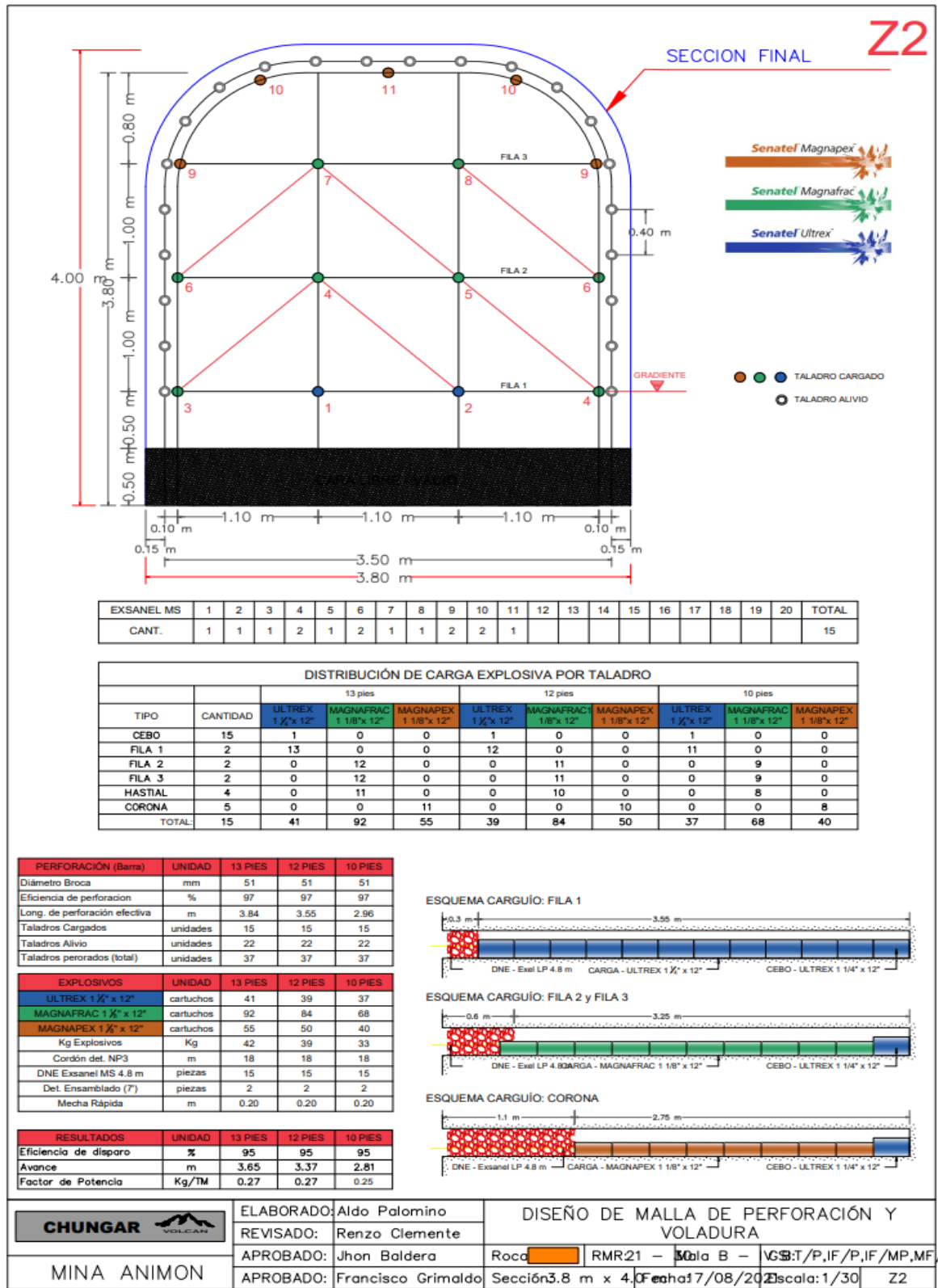
Arranque Dan Kun.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Figura 19

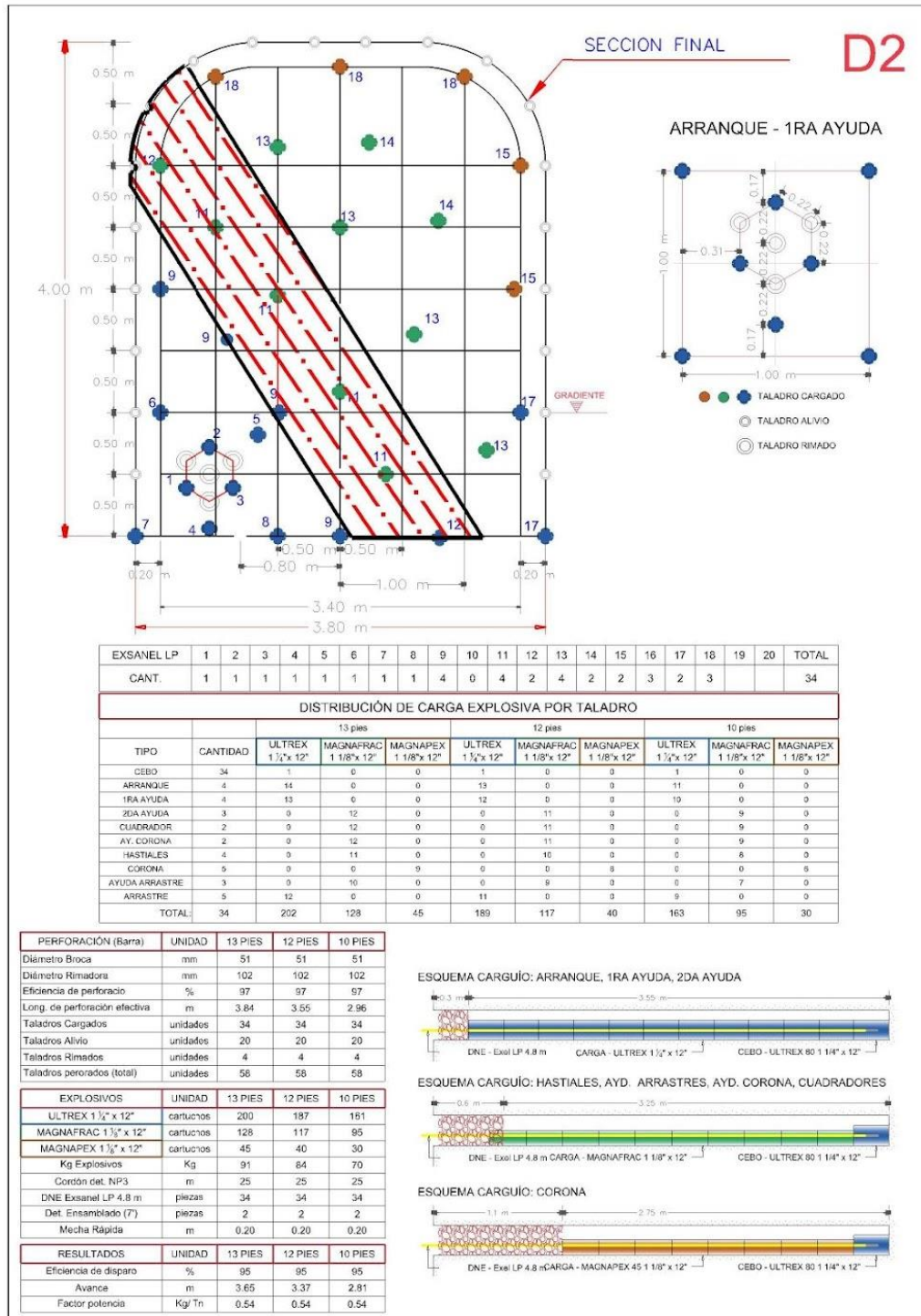
Malla de perforación actual para tajos con RMR de 21 – 30 y sección de 3.8 x 4.0 metros.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Figura 20

Malla de perforación propuesta para voladura segregada.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

3.2 Pruebas de voladura segregada

Entre los meses de enero y setiembre se han minado 32400 toneladas de tajos con potencias de veta menor a 1.0 metro, lo cual es equivalente a 194 voladuras que fueron realizadas en estas condiciones.

Calculando el tamaño de muestra necesario para esta investigación se plantea:

$$n = N \times Z^2 \times p \times q \div e^2 \times N - 1 + Z^2 \times p \times q \quad (12)$$

Donde:

n: Tamaño de muestra

N: Tamaño de población = 194

Z: Parametro estadístico que depende del nivel de confianza = 1.44, nivel de confianza de 85%.

p: Probabilidad que ocurra el evento = 0.5

q: Probabilidad que no ocurra el evento = 0.5

e: Error de estimación aceptado = 15%

Reemplazando

$$n = 194 \times 1.44^2 \times 0.5 \times 0.5 \div 0.15^2 \times 194 - 1 + 1.44^2 \times 0.5 \times 0.5 = 20.69 \quad 21$$

Para realizar esta investigación se necesita como mínimo una muestra con 21 elementos. La muestra con la cual se va a trabajar tiene 23 elementos que provienen de 23 pruebas aplicando la Voladura Segregada en tajos con potencia de veta menor a 1.0 metro, esto fue realizado en diferentes partes de la mina y trabajando en zonas explotadas por personal de compañía y personal de Empresa Especializada. Siendo el modelo de malla utilizado el propuesto en la Figura 20. Se analizaron 23 pruebas de un total de 23 pruebas realizadas, ya que todas se realizaron bajo las mismas condiciones, no se eliminará ninguna.

Figura 21

Prueba de Voladura segregada.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Tabla 4

Tabla 3,3 Pruebas y resultados de Voladura segregada (Parte 1-2)

PRUEBAS Y RESULTADOS DE VOLADURA SEGREGADA													
Nro de Prueba	Und.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Fecha		18/10/2021	19/10/2021	20/10/2021	22/10/2021	22/10/2021	24/10/2021	25/10/2021	25/10/2021	28/10/2021	30/10/2021	1/11/2021	3/11/2021
Turno		Día	Día	Día	Día	Noche	Día	Día	Noche	Día	Día	Noche	Día
Nivel		4075	4075	4225	4075	4075	4075	4075	4225	4075	4075	4075	4225
Veta		Spli Janeth	Spli Janeth	Andalucia	Spli Janeth	Spli Janeth	Spli Janeth	Spli Janeth	Andalucia	Spli Janeth	Spli Janeth	Spli Janeth	Andalucia
Labor		Tj. 500	Tj. 500	Tj. 600	Tj. 500	Tj. 500	Tj. 500	Tj. 500	Tj. 600	Tj. 500	Tj. 500	Tj. 500	Tj. 600
Zona		Cia.	Cia.	IESA	Cia.	Cia.	Cia.	Cia.	IESA	Cia.	Cia.	Cia.	IESA
Ancho	m	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8
Alto	m	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Potencia de Veta	m	0.96	0.88	0.95	0.91	0.78	0.79	0.78	0.78	0.85	0.96	0.91	0.84
Ley Geologica	%	16.82	17.11	18.65	17.22	16.98	16.84	17.63	19.33	17.51	16.88	18.07	18.15
RMR		29-33	29-33	26-30	29-33	29-33	29-33	29-33	26-30	29-33	29-33	29-33	26-30
Parametros de Perforacion													
Longitud perforada	m	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9
Taladros cargados	unid.	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32
Taladros Rimados	unid.	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Taladros de alivio	unid.	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20
Tiempo de Perforación	min.	61	72	78	60	64	65	78	72	67	69	63	76
Parametros de Voladura													
Explosivo Total	kg	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2
RESULTADOS													
Avace	m	3.55	3.55	3.69	3.68	3.57	3.58	3.56	3.7	3.56	3.59	3.63	3.57
Ancho	m	3.84	3.74	3.74	3.87	3.83	3.74	3.85	3.79	3.86	3.82	3.86	3.74
Alto	m	4.09	4.13	3.95	4.11	4.05	4.11	4.04	4.07	4.04	4.07	4.06	3.95
Tonelaje de Mineral segregado	tn	106	108	109	116	107	107	107	110	108	112	112	103
Tonelaje de desmonte	tn	56	57	55	60	59	58	59	61	59	55	59	55
Tonelaje de Mineral no segregado	tn	162	165	164	176	166	165	166	171	167	167	171	158
Ley diluida no segregada	%	4.2	4.0	4.7	4.0	3.5	3.6	3.6	4.0	3.9	4.2	4.3	4.1
Ley diluida segregada	%	6.7	6.5	7.6	6.6	5.7	5.9	5.9	6.6	6.3	6.8	6.9	6.7
Valor por tonelada no segregada	\$/tn	60.4	57.6	67.6	57.6	50.4	51.8	51.8	57.6	56.1	60.4	61.9	59.0
Valor por tonelada segregada	\$/tn	96.8	93.8	108.7	94.3	82.7	84.5	85.5	95.0	90.9	97.6	99.2	95.8
Factor de Potencia	kg/ tn	0.56	0.55	0.56	0.52	0.55	0.55	0.55	0.53	0.55	0.55	0.53	0.58

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Tabla 5

Tabla 3,3 Pruebas y resultados de Voladura segregada (Parte 2-2).

PRUEBAS Y RESULTADOS DE VOLADURA SEGREGADA												
Nro de Prueba	Und.	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23
Fecha		4/11/2021	4/11/2021	5/11/2021	6/11/2021	7/11/2021	8/11/2021	9/11/2021	10/11/2021	12/11/2021	13/11/2021	14/11/2021
Turno		Dia	Noche	Dia	Dia	Dia	Dia	Dia	Noche	Dia	Dia	Dia
Nivel		4225	4075	4075	4075	4075	4225	4225	4225	4225	4225	4225
Veta		Andalucia	Spli Janeth	Spli Janeth	Spli Janeth	Spli Janeth	Andalucia	Andalucia	Andalucia	Andalucia	Andalucia	Andalucia
Labor		Tj. 600	Tj. 500	Tj. 500	Tj. 500	Tj. 500	Tj. 600	Tj. 600	Tj. 600	Tj. 600	Tj. 600	Tj. 600
Zona		IESA	Cia.	Cia.	Cia.	Cia.	IESA	IESA	IESA	IESA	IESA	IESA
Ancho	m	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8	3.8
Alto	m	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Potencia de Veta	m	0.98	0.95	0.78	0.93	0.84	0.79	0.95	0.97	0.98	0.97	0.96
Ley Geologica	%	18.04	16.92	17.37	18	17.37	18.99	18.51	18.51	18.12	19.06	19.02
RMR		26-30	29-33	29-33	29-33	29-33	26-30	26-30	26-30	26-30	26-30	26-30
Parametros de Perforacion												
Longitud perforada	m	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9	3.9
Taladros cargados	unid.	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32
Taladros Rimados	unid.	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Taladros de alivio	unid.	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20
Tiempo de Perforación	min.	77	69	65	64	76	70	69	69	64	65	62
Parametros de Voladura												
Explosivo Total	kg	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2	91.2
RESULTADOS												
Avace	m	3.56	3.69	3.63	3.64	3.7	3.69	3.59	3.58	3.55	3.65	3.7
Ancho	m	3.78	3.87	3.8	3.87	3.73	3.72	3.84	3.77	3.77	3.86	3.85
Alto	m	4.04	4.08	4.03	4.12	3.92	4.14	4.07	4.15	4.07	4.11	3.95
Tonelaje de Mineral segregado	tn	110	116	107	115	106	110	112	113	110	116	112
Tonelaje de desmonte	tn	53	59	60	59	56	60	56	55	53	58	57
Tonelaje de Mineral no segregado	tn	163	175	167	174	162	170	168	168	163	174	169
Ley diluida no segregada	%	4.7	4.2	3.6	4.3	3.9	4.0	4.6	4.8	4.7	4.8	4.7
Ley diluida segregada	%	7.4	6.7	5.9	7.0	6.4	6.7	7.3	7.6	7.5	7.7	7.6
Valor por tonelada no segregada	\$/tn	67.6	60.4	51.8	61.9	56.1	57.6	66.2	69.1	67.6	69.1	67.6
Valor por tonelada segregada	\$/tn	106.9	96.0	85.1	100.4	91.9	95.7	105.7	109.0	107.6	110.2	109.3
Factor de Potencia	kg/ tn	0.56	0.52	0.55	0.52	0.56	0.54	0.54	0.54	0.56	0.52	0.54

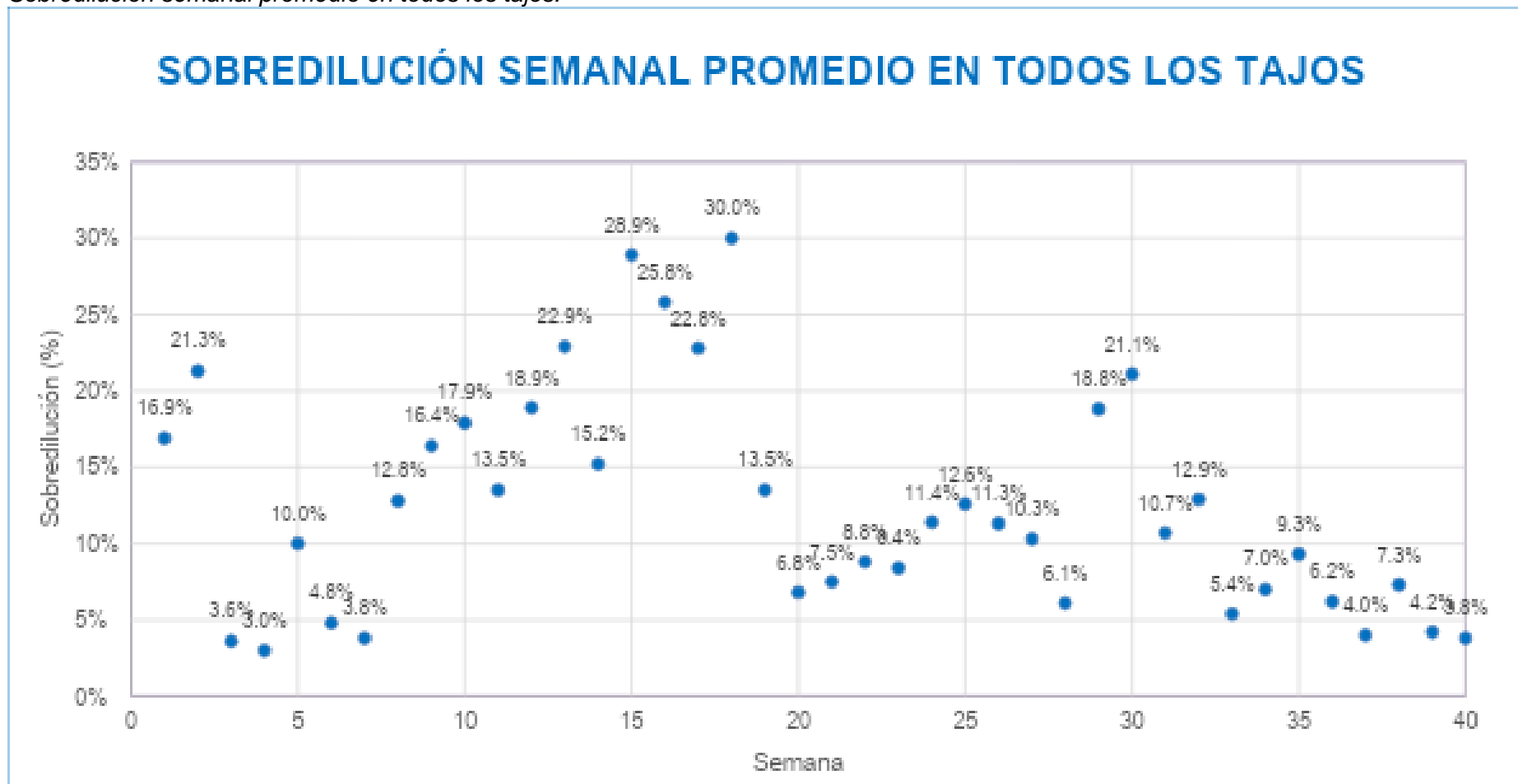
Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

3.3 Indicadores operativos

Sobredilución: Se ha analizado la sobre dilución de todos los tajos en mina de las últimas 40 semanas en donde el promedio ha sido de 12.1%, si analizamos solamente la sobre dilución en tajos con potencia de veta menor a 1.0 metro el promedio es de 7.4%. Si bien la sobre dilución promedio de todos los tajos se encuentra por encima del máximo permitido (6 %) y la sobre dilución en tajos con potencia de veta menor a 1 metro se encuentra mejor controlada, se debe de considerar que el valor del mineral roto que sale de mina está perdiendo significativamente su valor debido a la contaminación y que se está moviendo mayor cantidad de desmonte en mina y se envíe mayor cantidad de relave a la relavera. Al realizar este análisis, no se contó con información de sobre dilución en tajos con potencia de veta menor a 1 metro durante las semanas 6, 11, 14, 17, 21, 26, 27, 29, 37 y 38, debido a que durante estas semanas no se realizó explotación de mineral en tajos con potencia de veta menor a 1.0 metro.

Figura 22

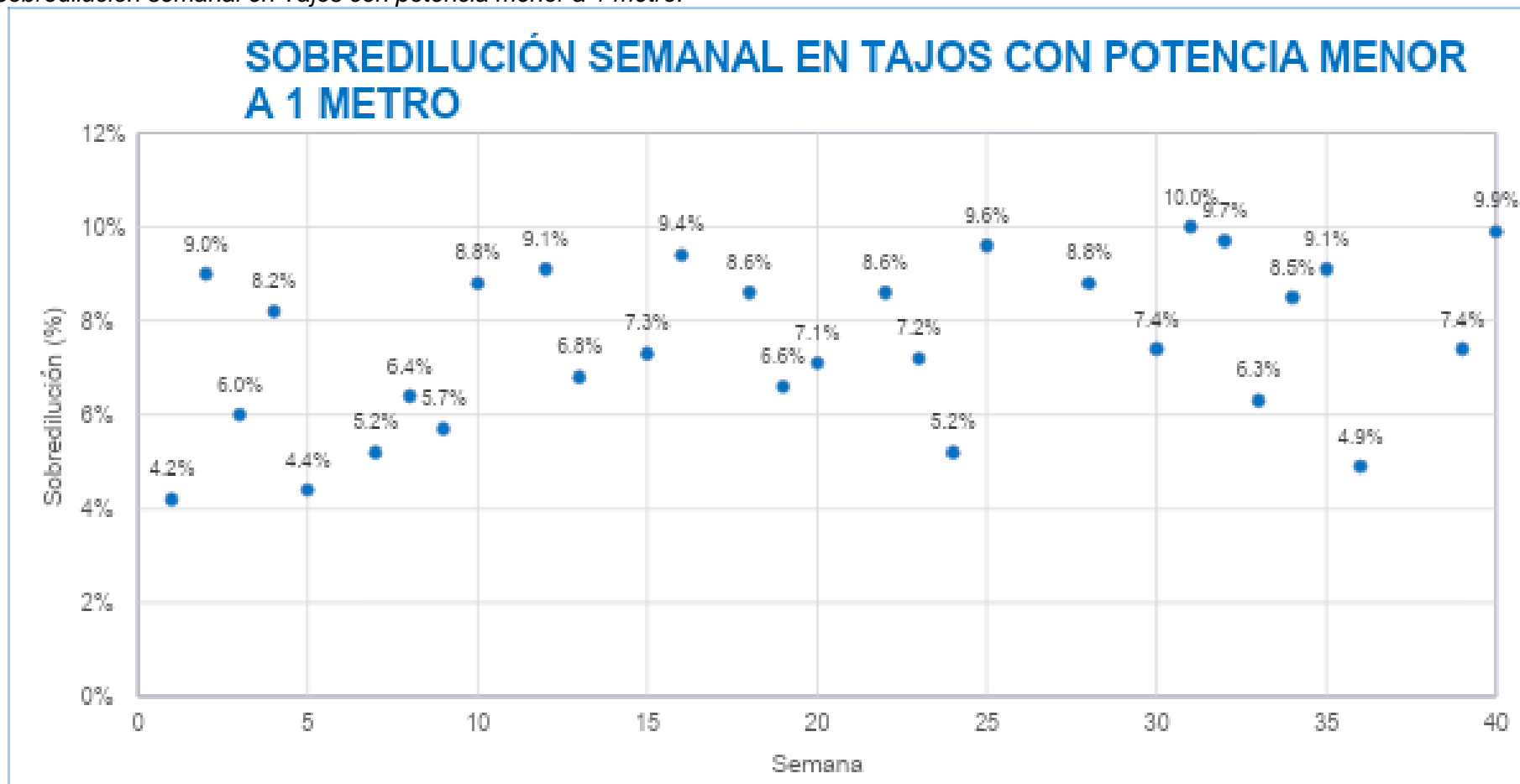
Sobredilución semanal promedio en todos los tajos.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Figura 23

Sobredilución semanal en Tajos con potencia menor a 1 metro.

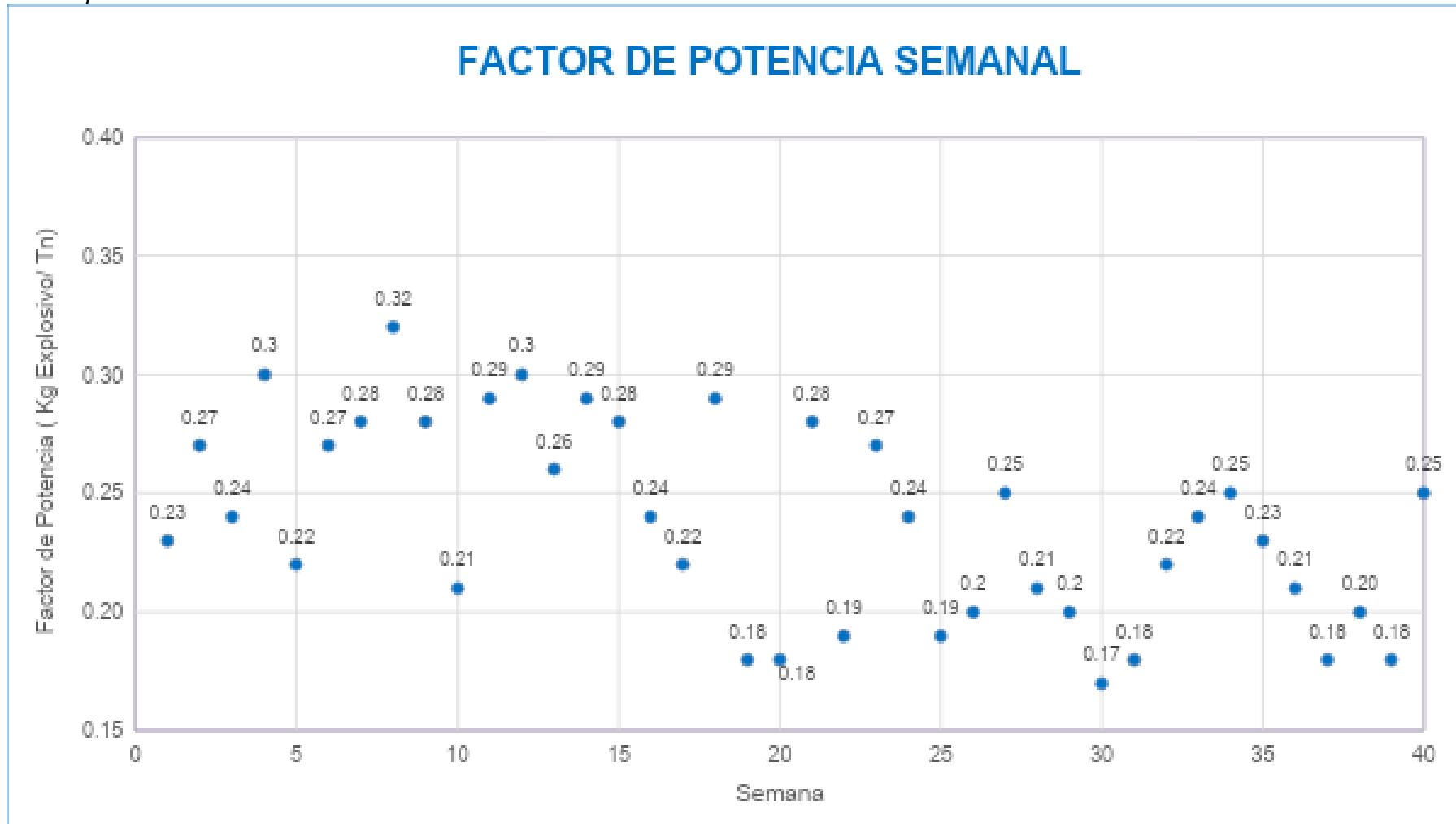


Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Factor de potencia: Se ha analizado el Factor de Potencia (Kg. de explosivo/Tonelada de Minera) de todos los tajos durante las últimas 40 semanas, donde el promedio es de 0.24 Kg. de explosivo/ Tonelada de mineral, lo cual está dentro del objetivo (0.25 Kg. / Tn). Se ha analizado también el Factor de Potencia solo de aquellos Tajos donde la potencia de veta es menor a 1.0 metro, donde se tiene en promedio 0.22 Kg / Tn. Se han realizado 23 pruebas aplicando la voladura de segregación en 4 diferentes tajos en mina, obteniéndose como Factor de Potencia 0.54 Kg. de explosivo/ Tonelada en promedio de las 23 pruebas realizadas. Este alto valor se obtuvo debido a que, para realizar la voladura segregada, es necesario generar una nueva cara libre en el frente mediante la utilización de un arranque, ello para poder separar el mineral y el desmonte mediante técnicas de Perforación y Voladura.

Figura 24

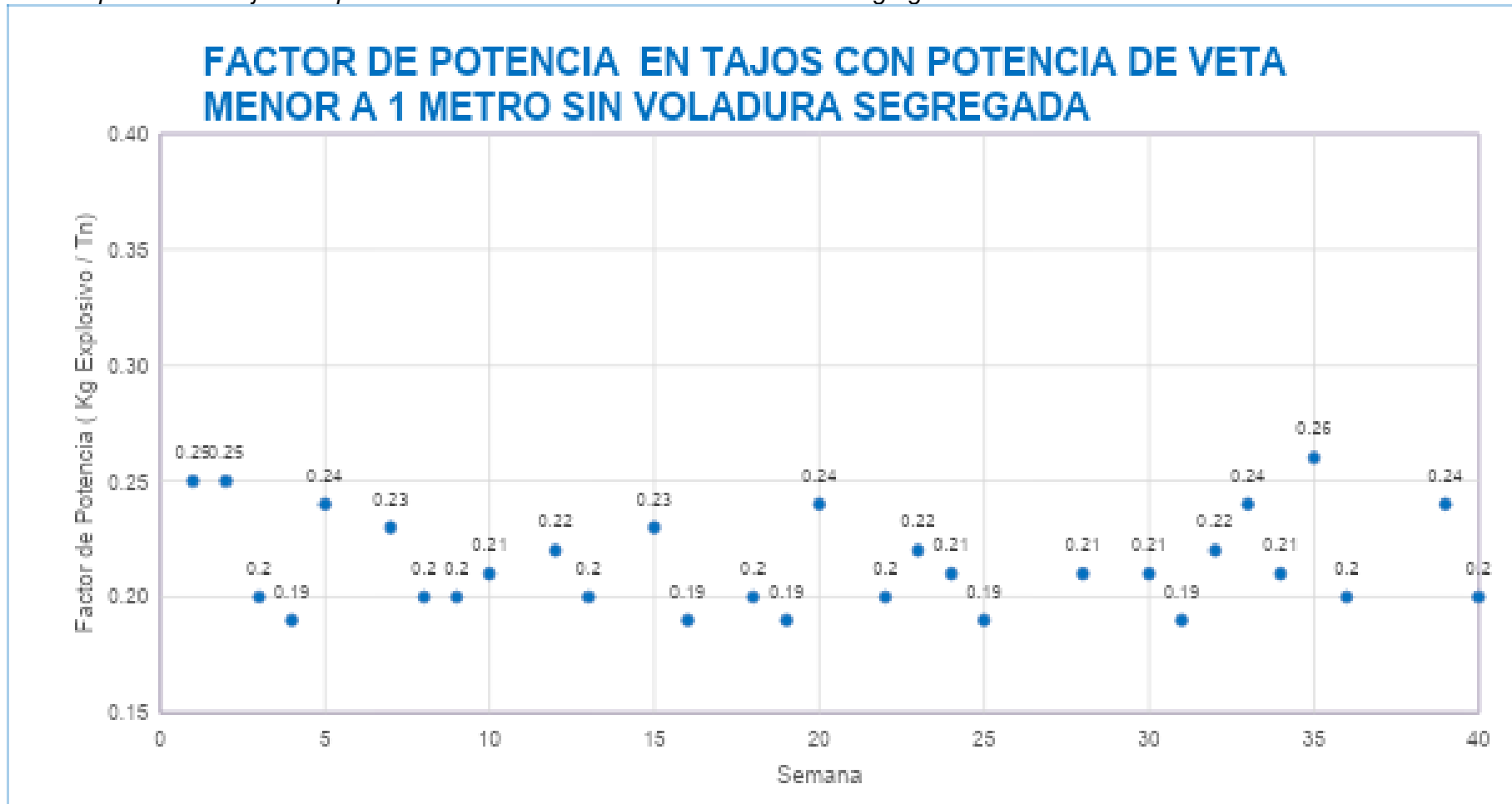
Factor de potencia semanal.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Figura 25

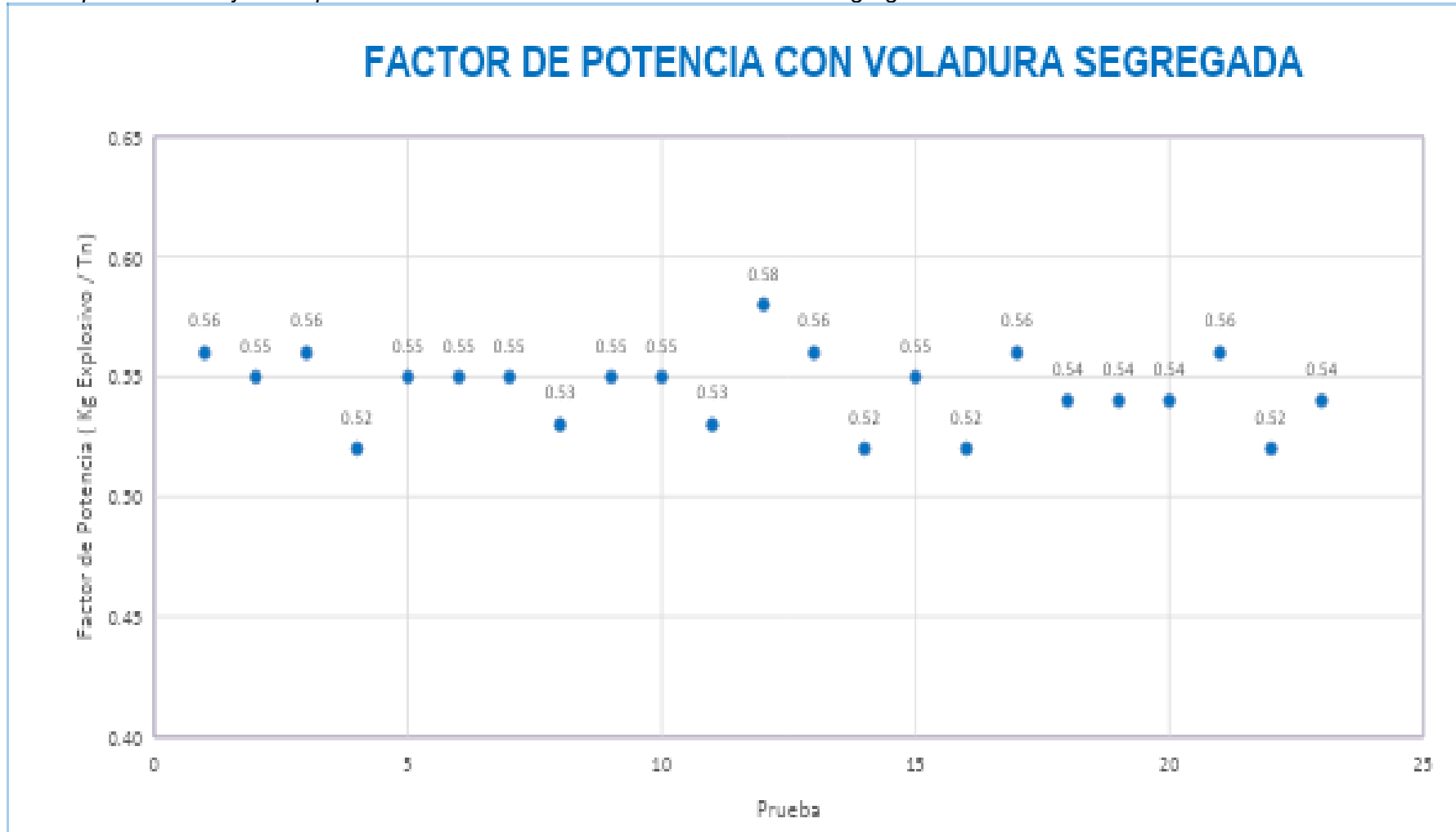
Factor de potencia en tajos con potencia de veta menor a 1 metro sin voladura segregada.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Figura 26

Factor de potencia en tajos con potencia de veta menor a 1 metro con voladura segregada.



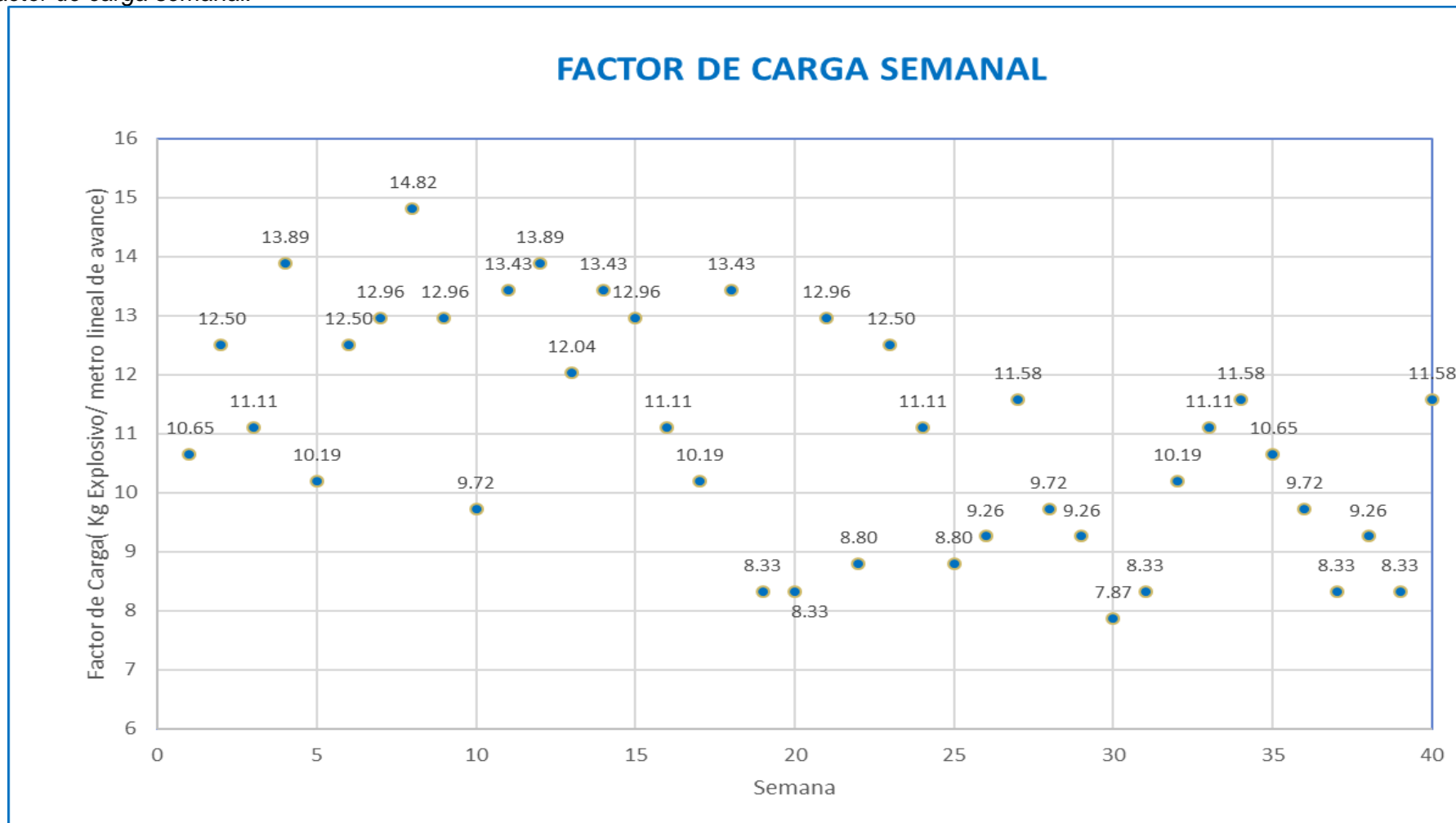
Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Factor de carga: Se ha analizado el Factor de Carga (Kg. de explosivo/ metro de avance lineal) de todos los tajos durante las últimas 40 semanas, donde el promedio es de 10.98 Kg. de explosivo/ metro lineal de avance, lo cual está dentro del objetivo (11.57 Kg. / metro lineal de avance). Se ha analizado también el Factor de Carga solo de aquellos Tajos donde la potencia de veta es menor a 1.0 metro, donde se tiene en promedio 9.58 Kg. / metro lineal de avance.

Se han realizado 23 pruebas aplicando la voladura de segregación en 4 diferentes tajos en mina, obteniéndose como Factor de Carga 25.21 Kg. / metro lineal de avance en promedio de las 23 pruebas realizadas. Este alto valor se obtuvo debido a que, para realizar la voladura segregada, es necesario generar una nueva cara libre en el frente mediante la utilización de un arranque, ello para poder separar el mineral y el desmonte mediante técnicas de Perforación y Voladura.

Figura 27

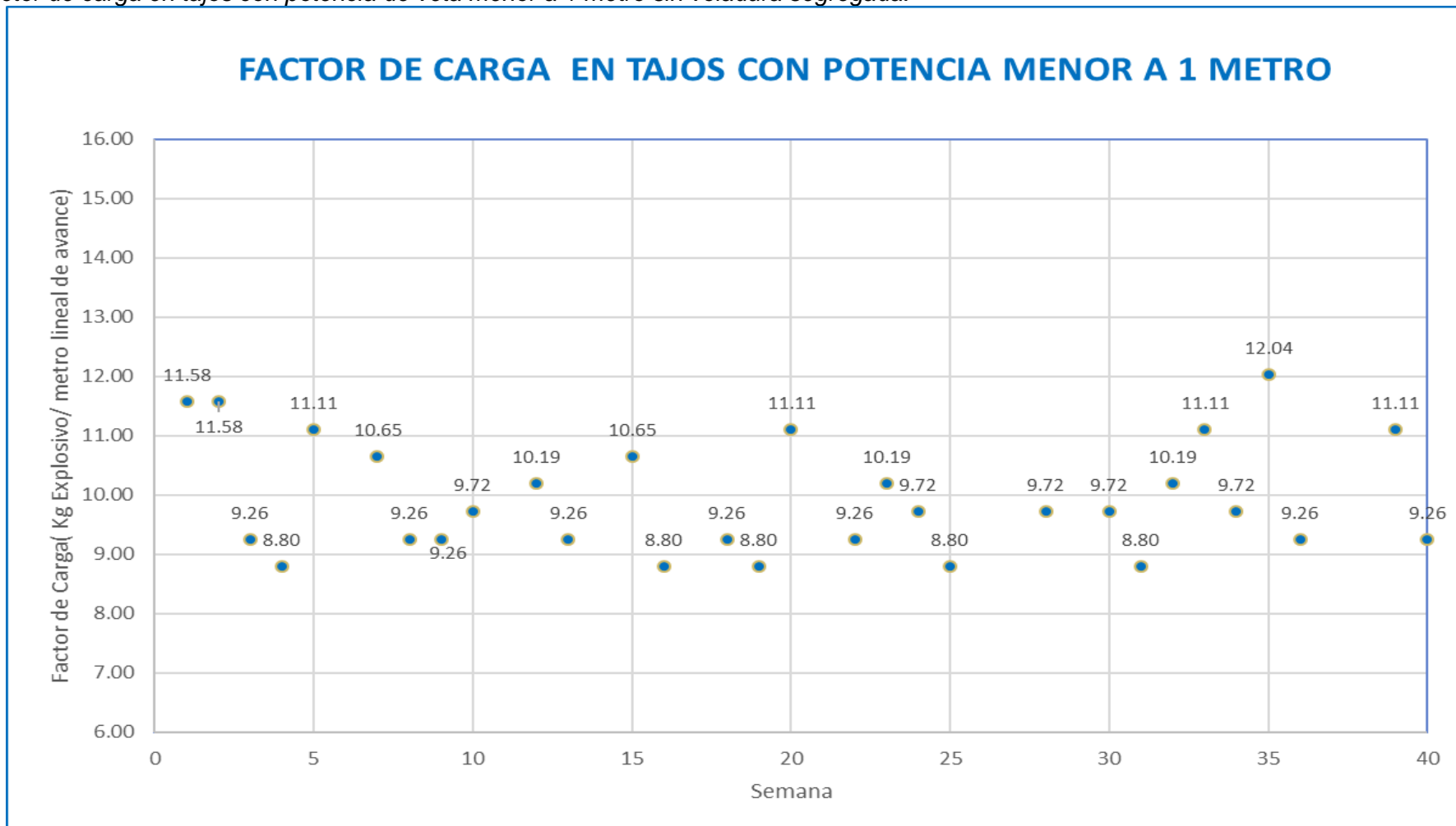
Factor de carga semanal.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Figura 28

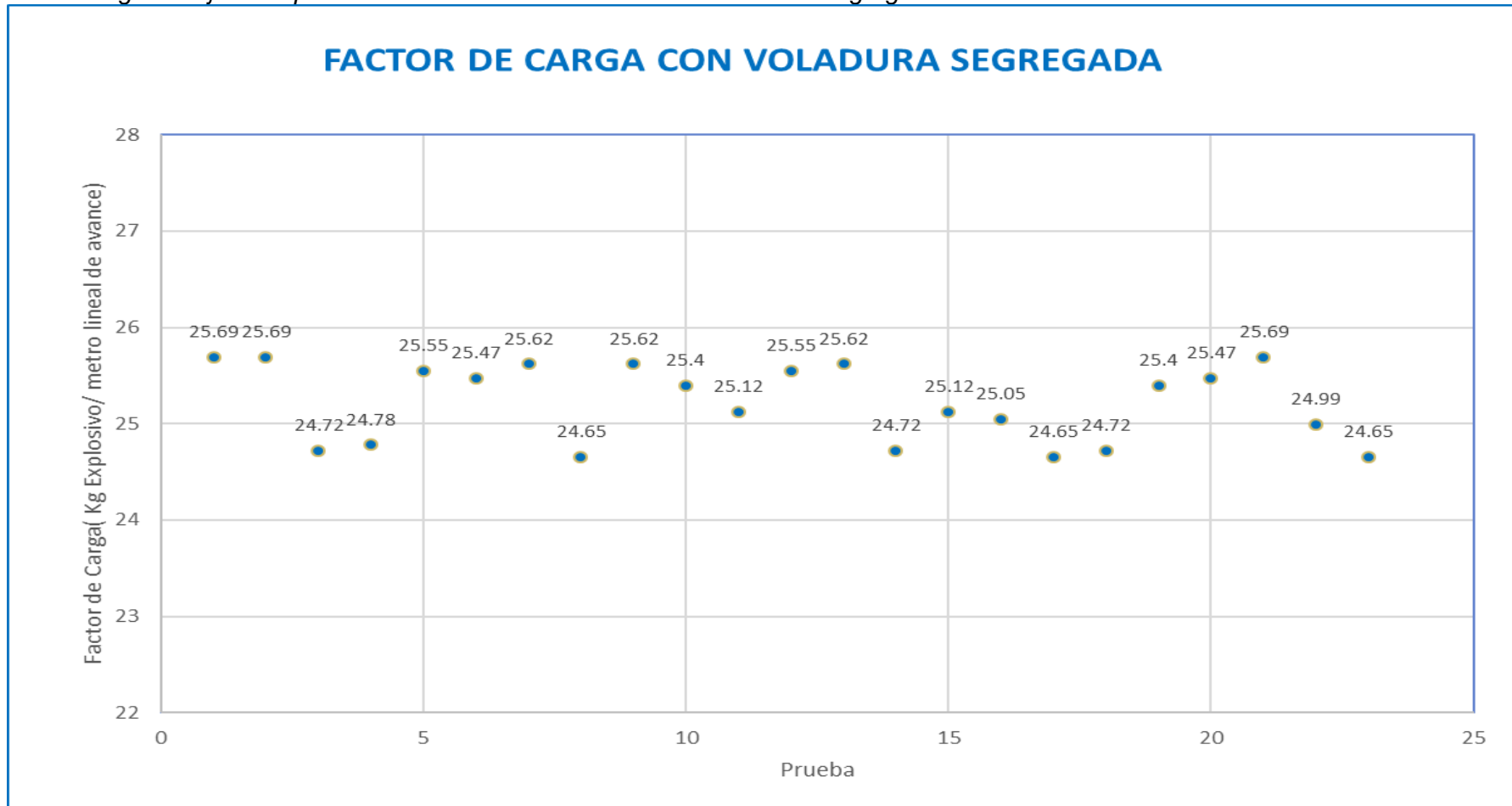
Factor de carga en tajos con potencia de veta menor a 1 metro sin voladura segregada.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Figura 29

Factor de carga en tajos con potencia de veta menor a 1 metro con voladura segregada.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

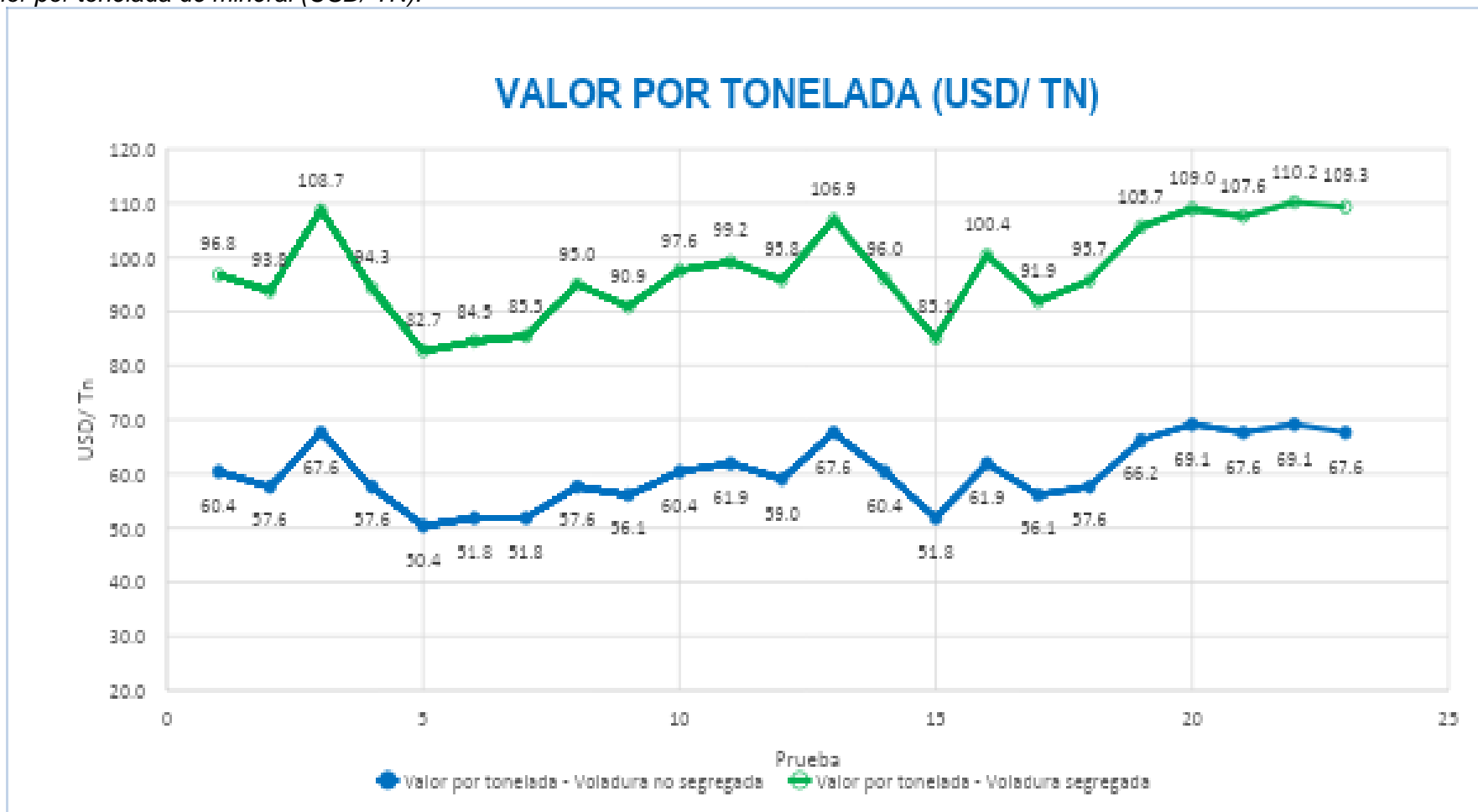
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1. Análisis y comparación de indicadores

En base a la información recolectada de las 23 pruebas realizadas y la información obtenida de las últimas 40 semanas de la compañía se pueden realizar cuadros de comparación de diferentes indicadores entre la voladura no segregada y la voladura segregada. Valor por tonelada: El Valor por Tonelada (USD/ Tn) que se obtiene de realizar una voladura segregada es mínimo de 82.7 USD/ Tn y máximo 110.2 USD/ Tn, siendo en promedio 97.5 USD/ Tn y el Valor por Tonelada que se obtiene de realizar una voladura no segrega (realizar una mayor dilución) es de mínimo 50.4 USD/ Tn y máximo 82.7 USD/ Tn, siendo en promedio 60.3 USD/ Tn, lo cual nos muestra que el Valor por Tonelada ha disminuido en un 38.15%.

Figura 30

Valor por tonelada de mineral (USD/ TN).



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Factor de potencia: El Factor de Potencia de realizar una voladura no segregada debe ser en promedio 0.25, esto debido a que en una voladura no segregada se utiliza la cara libre creada en el piso producto del corte inferior, y solo son necesarios realizar entre 11 y 16 taladros de producción. En las pruebas realizadas con voladura segregada fue necesario realizar 32 taladros de producción, debido a que no se utilizara la cara libre generada por el corte inferior, sino que se generara una nueva cara libre en la caja piso para que pueda realizarse la separación del mineral y desmonte, la adición de más taladros hizo que el Factor de Potencia en la voladura segregada se elevara a 0.54 kg/ Tn.

El costo de voladura también se elevó debido a la mayor cantidad de taladros de producción, aumentando de 0.74 USD/ Tn a 2.15 USD/ Tn según como indica el siguiente cuadro.

Tabla 6

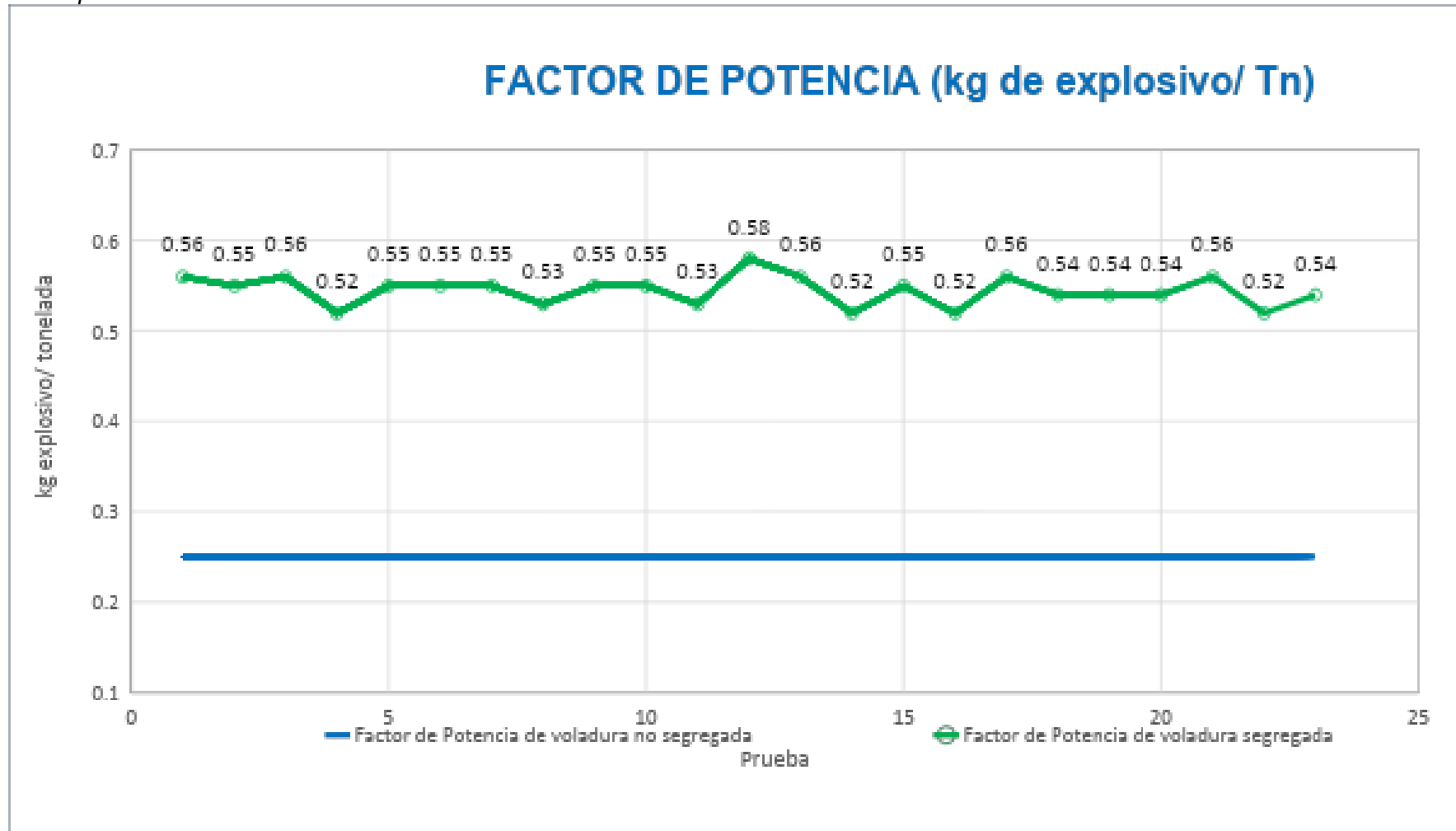
Costo de voladura (USD/ TN).

ANALISIS ECONOMICO DEL COSTO DE VOLADURA				
	Und.	Voladura no Segregada	Voladura Segregada	
Toneladas de Mineral	Tn.	167.4	110.1	
Costo de explosivos y mano de obra	USD	395.06	413.98	
Costo de Voladura	USD/ Tn	2.36	3.76	DIFERENCIA 1.40 USD/ Tn

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Figura 31

Factor de potencia.

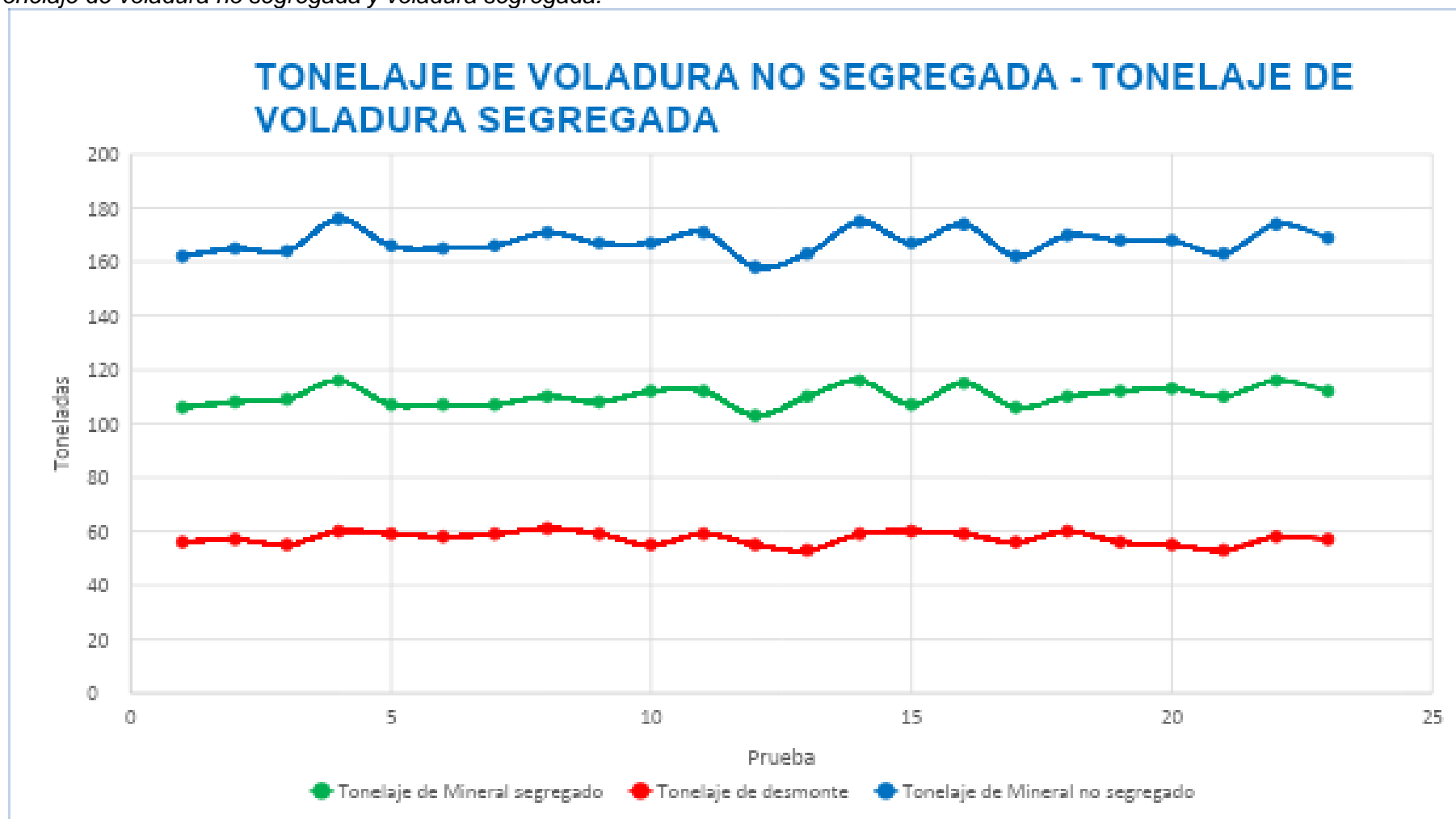


Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Tonelaje de mineral generado en voladuras segregada y no segregada: El tonelaje de mineral generado en una voladura segregada fue en promedio de 110.1 Tn, y el tonelaje generado en una voladura no segregada fue de 167.4 Tn. El mayor tonelaje en la voladura no segregada se debe a que se produce una mayor dilución del mineral y en consecuencia se envía una mayor cantidad de desmonte a la planta, 57.3 Tn en promedio. La mayor cantidad de desmonte generado en la voladura no segregada producto de la dilución aumenta el costo de transporte con volquetes en mina y superficie, además de ser necesario el uso de una mayor cantidad de recursos. También aumenta el costo en Planta Concentradora debido a que se tratara desmonte sin obtener ningún beneficio.

Figura 32

Tonelaje de voladura no segregada y voladura segregada.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Tabla 7*Resumen de indicadores*

RESUMEN DE INDICADORES				
Descripción	Und.	Segregado	Sin segregar	Diferencia
Dilución	%	115	330	115
Factor de potencia	Kg/ Tn.	0.54	0.25	0.29
Tonelaje	Tn.	110	167	57
Valor por tonelada	USD/ Tn.	97.5	60.3	37.2

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

4.2 Comparación de costos

El análisis de costos realizado nos muestra que las actividades de Perforación y Voladura son más costosas cuando se realiza una Voladura segregada, esto debido a la mayor cantidad de taladros perforados y la mayor cantidad de explosivos utilizados.

Respecto a las actividades como el Sostenimiento y la Limpieza, se mantienen constante el costo debido a que se va sostener la misma área y se tendrá que limpiar con scoop la misma cantidad de carga sea mineral o desmonte. Las actividades de Transporte, Izaje y Planta presentan un menor costo cuando se realiza la voladura Segregada, debido a que se estará transportando y tratando en planta una menor cantidad de carga (mineral + desmonte).

Según el análisis de costo, la aplicación de la voladura segregada en vetas con potencia menor a 1.0 metro nos permite obtener un ahorro de USD 516.2 cada vez que se utiliza o USD 4.68 / Tn. Durante los últimos 9 meses en Chungar, desde enero hasta septiembre, se han extraído 32400 Tn. de mineral de tajos con potencia de veta menor a 1.0 metro, de haberse podido aplicar la voladura de segregación se ha tenido la oportunidad de ahorra USD 151 632, lo cual es un ahorro mensual de USD 16848.

Tabla 8*Comparación de costos.*

COMPARACION DE COSTOS						
		VOLADURA NO SEGREGADA		VOLADURA SEGREGADA		
		167.4 Tn - 4.19% Zn		110.1 Tn - 6.37% Zn		
ACTIVIDAD	Und.	P.U.	COSTO	P.U.	COSTO	
Perforación	USD/ Tn	2.12	354.9	3.23	355.6	
Voladura	USD/ Tn	2.36	395.1	3.76	414.0	
Limpieza	USD/ Tn	2.9	485.5	2.9	485.5	
Sostenimiento	USD/ Tn	9.2	1540.1	9.2	1540.1	
Transporte	USD/ Tn	4.05	678.0	4.05	445.9	
Izaje	USD/ Tn	1.04	174.1	1.04	114.5	
Planta	USD/ Tn	4.26	713.1	4.26	469.0	DIFERENCIA
COSTO TOTAL	USD		4340.8		3824.6	516.2

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

4.3 Prueba de hipótesis

- Hipótesis Nula (H_0) La aplicación de técnicas de voladura no permite disminuir la dilución en vetas angostas de zinc.
- Hipótesis Alternativa (H_a): La aplicación de técnicas de voladura permite disminuir la dilución en vetas angostas de zinc.

Para validar la hipótesis se comparan los datos obtenidos de las 23 pruebas realizadas y se compara la dilución total en el caso que se utilizó la voladura segregada y en el caso que no se utilizó la voladura segregada.

Tabla 9

Dilución de voladura segregada y no segregada.

Prueba	Dilución de voladura no segregada	Dilución de voladura segregada
1	300%	100%
2	325%	113%
3	294%	97%
4	325%	113%
5	391%	146%
6	373%	137%
7	394%	147%
8	386%	143%
9	354%	127%
10	298%	99%
11	324%	112%
12	345%	123%
13	286%	93%
14	307%	104%
15	387%	144%
16	316%	108%
17	344%	122%
18	371%	135%
19	304%	102%
20	289%	94%
21	285%	92%
22	298%	99%
23	301%	101%

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Para validar la hipótesis se utilizará la ANOVA y la función de distribución probabilística de Fisher, F, en donde:

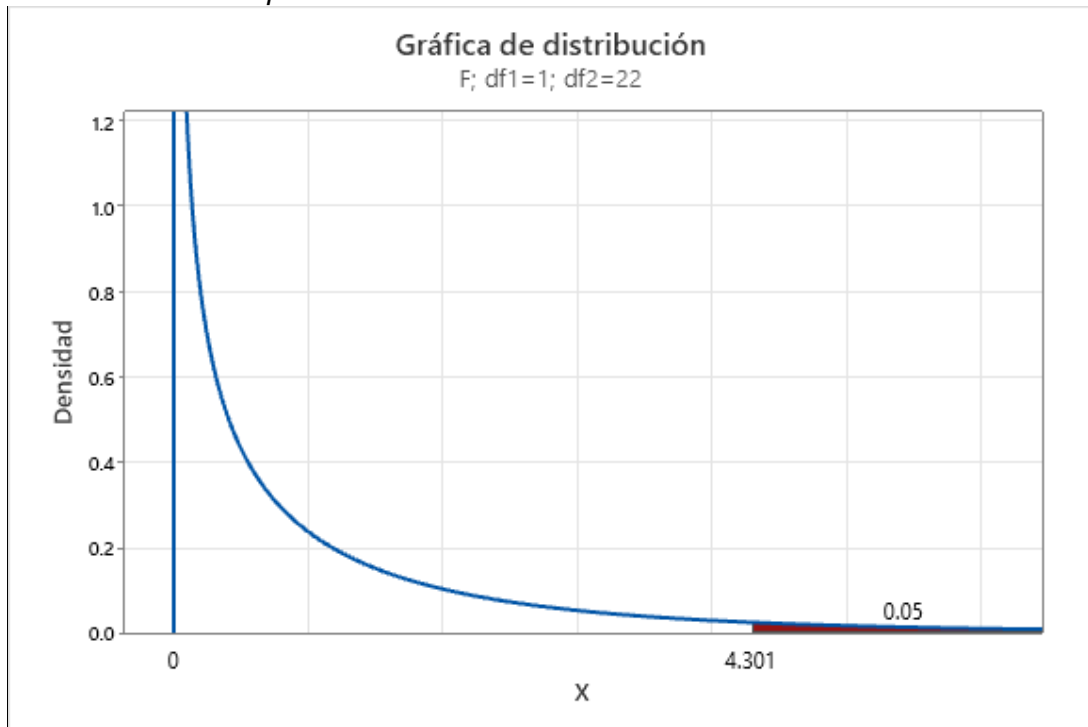
- Grados de libertad del numerador = $k - 1 = 2 - 1 = 1$, donde “k” es la cantidad de grupos de estudio.

- Grados de libertad del denominador = $n - k = 46 - 2 = 44$, donde “n” es la cantidad de datos.

Graficando la función de distribución probabilística de Fisher para un nivel de significancia de 0.05.

Figura 33

Grafica de distribución probabilística de Fisher.



Nota: fuente elaboración propia.

De esta grafica se concluye que el valor critico $F = 4.301$ y se establece que:

- Estadístico $F >$ Valor critico F , entonces se rechaza H_0 .
- Estadístico $F <$ Valor critico F , entonces se acepta H_0 .

Calculando el Estadístico F , mediante el software MiniTab:

Tabla 10

Análisis de varianza.

ANALISIS DE VARIANZA					
Fuente	GL	SC Ajustado	MC ajustado	Valor F	Valor p
Factor	1	53.180	53.1803	603.74	0.000
Error	44	3.876	0.0881		
Total	45	57.056			

Nota: Fuente Software MiniTab.

Donde:

$$\text{Estadístico } F = 603.74 > \text{Valor crítico } F = 4.301$$

En conclusión, se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alternativa (H_A), la cual indica que la aplicación de técnicas de voladura permite disminuir la dilución en vetas angostas de zinc.

Conclusiones

El análisis de varianza (ANOVA), nos permite rechazar la Hipótesis nula; la aplicación de técnicas de voladura no permite disminuir la dilución en vetas angostas de zinc; y aceptar la Hipótesis alternativa; la aplicación de técnicas de voladura permite disminuir la dilución en vetas angostas de zinc.

Durante la fase de pruebas la voladura segregada ha permitido reducir la dilución en tajos con vetas menores a 1.0 metro de 280% a 140%.

Es necesario realizar 36 taladros (32 taladros de producción y 4 taladros rimados) para aplicar la voladura segregada, esto incrementa el tiempo de las actividades de perforación y carguío del frente.

La ley de Zinc promedio de los tajos donde se realizaron las pruebas fue de 6.78 % Zn., inicialmente se había programado que sería de 4.19 % Zn., el valor por tonelada del mineral aumento de 60.3 USD/ Tn a 97.5 USD/ Tn, esta significativa mejora se debió a la aplicación de la voladura segregada.

El factor de potencia de los tajos donde se realizó las pruebas de voladura segregada fue de 0.54 Kg / Tn., lo cual es mayor al promedio que es 0.25 Kg / Tn., esto debido a la mayor cantidad de taladros utilizados.

El costo de voladura de los tajos donde se realizó las pruebas aumento de 2.36 USD/ Tn a 3.76 USD/ Tn y el tiempo de carguío del frente aumento de 47 minutos a 85 minutos.

El costo de perforación de los tajos donde se realizó las pruebas aumento de 2.12 USD / Tn a 3.23 USD / Tn y el tiempo de perforación aumento de 42 minutos a 104 minutos.

Se han obtenido ahorros en las actividades de transporte, izaje y tratamiento en planta debido al menor tonelaje que se extrae y transporta a planta. Las actividades de perforación y voladura han aumentado su costo debido al uso de mayor cantidad de taladros. Las actividades de sostenimiento y limpieza han mantenido un costo igual en

caso de aplicarse la voladura segregada o no aplicarse. Finalmente, la aplicación de la voladura segregada nos permite obtener un ahorro de 516 USD cada vez que se utiliza esta técnica.

En los últimos nueve meses se ha tenido la oportunidad de ahorrar 151632 USD de haberse aplicado la voladura segregada, esto equivale a un ahorro mensual de 16848 USD.

Se han podido dejar de enviar 3960 metros cúbicos de relave a la relavera de haberse aplicado la voladura segregada en los tajos con potencia menor a 1.0 metro.

Recomendaciones

Se recomienda utilizar mallas de perforación y voladura específicas para cada tipo de roca, sección y ancho de veta, con el objetivo de obtener menor dilución y la mayor calidad de mineral.

Luego de realizar cada voladura segregada es necesario que el personal de geología verifique el frente y delimite el área que corresponde al mineral y al desmonte.

Se debe capacitar a los supervisores, líderes de labor y operadores de jumbo para que puedan diferenciar y delimitar adecuadamente la caja piso, la caja techo y la veta.

Se debe de dar el tiempo necesario a las actividades de perforación y voladura de los frentes y tajos con el objetivo de garantizar la seguridad del personal y optimizar el ciclo de minado.

Se recomienda utilizar el corte Dan-Kun para realizar la voladura segregada en rocas con RMR menor a 35 ya que garantizara que los taladros no se vayan a comunicar. Si el RMR es mayor a 35 puede utilizarse el arranque tipo Rompeboca.

Deben de contarse con cámaras de acumulación de mineral y desmonte cercanos a los tajos para agilizar la limpieza de los tajos y optimizar el ciclo de minado.

El desmonte producido en mina y el relave producido en planta concentradora debe de utilizarse para rellenar labores antiguas a fin de no dejar vacíos sin relleno dentro de mina y darle mayor vida útil a la relavera y cancha de desmonte.

Referencias bibliográficas

- Agreda Turriarte, Carlos. (2016). *Clases de perforación y voladura*, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería, Lima.
- Alejo, Gonzalo. (2021, Octubre). *Métodos de Perforación en Minería Subterránea*. iSE Academy. <https://ise-academy.net/metodos-de-perforacion-en-mineria-subterranea/>
- Arcos Valverde, Daniel. (Octubre, 2021). *Optimización del circado de mallas de perforación en vetas auríferas menores a 15 cm*. Revista Minería. <https://revistamineria.com.pe/tecnico-cientifico/optimizacion-del-circado-de-malla-de-perforacion-en-vetas-auriferas-menores-a-15-cm>
- Bernaola Alonso, José. (2012). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas de la Universidad Politécnica de Madrid. https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- Cámara Minera del Perú. (2022, Diciembre). *Métodos de Perforación en minería subterránea*. CAMIPER. <https://camiper.com/tiempominero-noticias-en-mineria-para-el-peru-y-el-mundo/tipos-de-perforacion-en-mineria-subterranea>
- Instituto de Seguridad Minera. (2022, diciembre). *Perforación minera: tipos, clases de maquinaria y ubicación de taladros*. ISEM. <https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/perforacion-minera-tipos-clases-de-maquinaria-y-ubicacion-de-taladros>
- Iriarte, Luis. (2018). *Definición de un sistema de costos orientado a los procesos*, GERENS Escuela de postgrado, Lima.

- León Mercado, Oscar André. (2020). *Minado de Vetas Angostas PAS HUARON*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio Institucional UNDAC. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/2110>
- López Jimeno, Carlos. (2017). *Manual de perforación, explosivos y voladuras en minería y obras públicas*. Grupo de Proyectos de Ingeniería. https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- Mota, Enrique. (2017, 10 de octubre). *Avances tecnológicos en la perforación y voladura de rocas*. [Presentación de avances]. PERVOL 17, Madrid, España. <https://www.interempresas.net/Mineria/Articulos/203363-Avances-tecnologicos-en-la-perforacion-y-voladura-de-rocas.html>
- Murillo, Javier. (2014). *Métodos de investigación de enfoque experimental*. Universidad Nacional de Educación Enrique Guzmán y Valle. <https://www.postgradoune.edu.pe/pdf/documentos-academicos/ciencias-de-la-educacion/10.pdf>
- Pernía Llera, José María. (2012). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Instituto geológico y minero de España. <https://es.scribd.com/document/514360850/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas-Cap-32-Pag-363>
- Silva Campos, Edward Apolinar. (2017). *Mejoramiento de los indicadores de perforación y voladura mediante la aplicación de tecnología de diseño laser en el mercado de las mallas y voladura controlada en los frentes de avance de la mina Consuelo – Unidad de Producción Marañón de la Compañía Minera Poderosa S.A.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio Institucional UNDAC. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/322>
- Valdez, Fernando. (2018). *Clases de Estructura de costos y generación de valor en operaciones mineras*, Instituto Nacional de Ingenieros de Minas, Lima.
- Zevallos Baldeon, Juan Manuel. (2018). *Optimización de la perforación y voladura en la Veta Maria Rosa en Chungar S.A.C.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional

Daniel Alcides Carrión]. Repositorio Institucional UNDAC.

<http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/971>

Anexos

Anexo N° 1 PRUEBAS REALIZADAS EN CAMPO 2

Figura A1 Mallas de voladura utilizadas 2

Figura A2 Marcado del frente a perforar 3

Figura A3 Frente perforado 3

Figura A4 Frente cargado 4

Figura A5 Frente disparado 5

Anexo N° 2 COSTOS DE LA SUMINISTROS Y ACTIVIDADES 6

Tabla A1 Costo de explosivos y accesorios 6

Tabla A2 Costo de mano de obra y equipo 6

Tabla A3 Costo por departamento 7

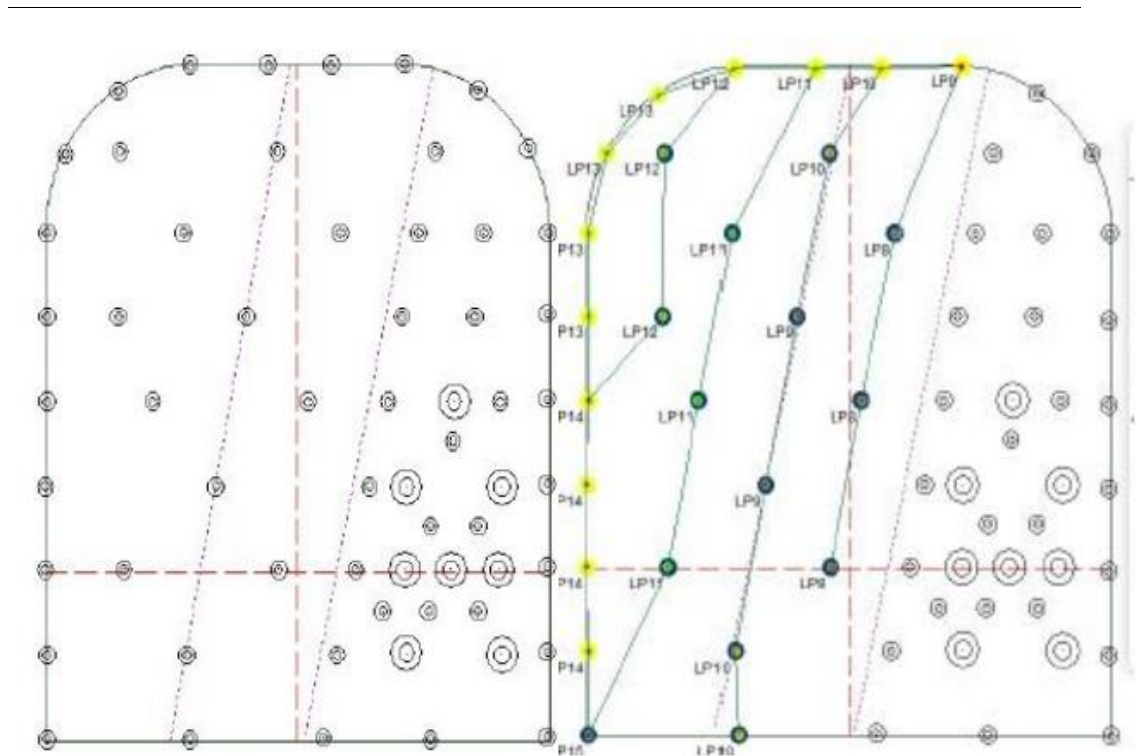
Anexos

Anexo N° 1

Se ha realizado pruebas de Cía. y Empresa Especializada de voladura segregada utilizando la siguiente malla de perforación y voladura.

Figura A1

Mallas de voladura utilizadas.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Antes de realizar la perforación se identificó la caja piso, caja techo y veta, para posteriormente a ello pintar la malla de perforación en el frente.

Figura A2

Marcado del frente a perforar.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Al concluir la perforación se procede a desatar de forma manual el frente y entubar los taladros.

Figura A3

Frente perforado.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Concluido el entubado de taladros se procede a realizar el carguío del frente y al chispeo.

Figura A4

Frente cargado.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Al inicio de la siguiente guardia se ingresa con el personal de geología a inspeccionar el frente y delimitar la carga que corresponde al desmonte y al mineral.

Figura A5

Frente disparado.



Nota: fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Anexo N° 2

El costo de la mano de obra se tomó del P.U. que tiene CIA Minera Chungar con la Empresa Especializada IESA, el P.U. de los explosivos y accesorios se tomó de la base de datos de CIA Minera Chungar y los costos de las actividades como sostenimiento, transporte, limpieza, voladura, perforación, izaje y planta concentradora se solicitaron al Área de Costos y Presupuestos.

Tabla A1

Costo de explosivos y accesorios.

COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS		
ÍTEM	UNIDAD CONSUMO	PRECIO UNITARIO (\$)
Senatel Ultrex (1 1/4 x 12)	und	0.88
Senatel Magnafrac (1 1/4 x 12)	und	0.62
Senatel Magnafrac (1 1/8 x 12)	und	0.55
Senatel Magnapex (1 1/8 x 12)	und	0.48
Exsanel 4.8 m	und	0.94
Det. Ensamblado 2.1 m	und	0.49
Mecha Rápida	m	0.3
Cordón Detonante NP03	m	0.25

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Tabla A2

Costo de mano de obra y equipo.

COSTOS DE MANO DE OBRA Y EQUIPO				
UEO	Empresa	Actividad	U.Med	P.U. (US\$)
CHUNGAR	IESA S.A.	ACCESO CA (H) 3.8X4.0M - Perforación	M	149.58
CHUNGAR	IESA S.A.	ACCESO CA (H) 3.8X4.0M - Voladura	M	93.48
CHUNGAR	IESA S.A.	ACCESO CA (H) 3.8X4.0M - Limpieza	M	130.87
CHUNGAR	IESA S.A.	BREASTING SECCION 3.8X4 M - Perforación	M3	7.49
CHUNGAR	IESA S.A.	BREASTING SECCION 3.8X4 M - Voladura	M3	4.69
CHUNGAR	IESA S.A.	BREASTING SECCION 3.8X4 M - Limpieza	M3	6.57
CHUNGAR	IESA S.A.	DESQUINCHE JUM P - Perforación	M3	7.63
CHUNGAR	IESA S.A.	DESQUINCHE JUM V - Voladura	M3	4.77
CHUNGAR	IESA S.A.	DESQUINCHE JUM L - Limpieza	M3	6.67
CHUNGAR	IESA S.A.	RELLENO DETRITICO - Rellenar con desmonte	M3	8.98

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.

Tabla A3

Costo por departamento.

COSTO POR DEPARTAMENTO			
DEPARTAMENTO	ACTIVIDAD	Und.	P.U.
Mina	Ventilación	USD/ Tn	1.13
	Servicios	USD/ Tn	1.08
	Perforación	USD/ Tn	3.45
	Voladura	USD/ Tn	3.12
	Limpieza	USD/ Tn	3.21
	Sostenimiento	USD/ Tn	11.3
	Transporte	USD/ Tn	4.05
	Izaje	USD/ Tn	1.04
	Bombeo	USD/ Tn	3.11
	COSTO TOTAL	USD	31.49
Planta	Chancado	USD/ Tn	0.85
	Molienda	USD/ Tn	1.92
	Flotación	USD/ Tn	0.64
	Espesador	USD/ Tn	0.34
	Laboratorio	USD/ Tn	0.13
	Relavera	USD/ Tn	0.38
	COSTO TOTAL	USD	4.26

Nota: Fuente Volcan Compañía Minera S.A.A.