

Universidad Católica de Santa María
Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



**“OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN ROCAS
VOLCANOCLÁSTICAS PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN CARGUÍO,
ACARREO Y AUMENTO DE EFICIENCIA EN CHANCADO”**

Tesis presentada por el Bachiller:

Urday Diaz, Paolo Enrique

Para optar el Título Profesional de:

Ingeniero de Minas

Asesor:

Dra. Lopez Casaperalta, Patricia Yaneth

**Arequipa – Perú
2022**

UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA

INGENIERIA DE MINAS

TITULACIÓN CON TESIS

DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR

Arequipa, 25 de Junio del 2022

Dictamen: 004332-C-EPIM-2022

Visto el borrador del expediente 004332, presentado por:

2015101991 - URDAY DIAZ PAOLO ENRIQUE

Titulado:

**OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN ROCAS VOLCANOCLÁSTICAS PARA
REDUCCIÓN DE COSTOS EN CARGUÍO, ACARREO Y AUMENTO DE EFICIENCIA EN CHANCADO**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

**1839 - DONAYRE CAHUA JESUS MANUEL
DICTAMINADOR**



**9252 - MARTINEZ RODRIGUEZ OLGA GISELLA
DICTAMINADOR**



**9571 - BERNEDO TITO EDWIN JOSE
DICTAMINADOR**



DEDICATORIA

A mis padres Ana Diaz Salas y Jesús Urday Huallpa, por su apoyo y amor incondicional, quienes, con esfuerzo, lograron que pueda cumplir con mis objetivos.

A mi abuelo, Cesar Urday Cervantes, quien me brindó su apoyo para poder crecer profesionalmente, por siempre motivarme a mejorar cada día, y que ahora, desde el cielo, sigue cuidándome y guiando mis pasos.

Finalmente, a toda mi familia, ya que, gracias a su esfuerzo y apoyo me motivaron a seguir adelante, a pesar de cualquier obstáculo.

AGRADECIMIENTO

Eternamente agradecido con Dios por bendecirme con salud y guiarme por el buen camino, por rodearme de personas que me ayudaron a aprender cada día.

A mi familia, por apoyarme y confiar plenamente en mí.

Agradezco además a mis colegas de la Unidad Minera Tacaza, quienes me brindaron su amistad, respeto y conocimientos necesarios para la realización de este proyecto.

Finalmente, quiero agradecer a todas aquellas personas, amistades, que celebraron mis logros y me apoyaron cuando más los necesitaba.

RESUMEN

La siguiente investigación tuvo como objetivo el optimizar la fragmentación de las rocas volcanoclásticas para reducir costos en las actividades de carguío y acarreo a fin de aumentar la eficiencia de chancado en la unidad minera Tacaza.

En la primera etapa se aplicó los modelos matemáticos de López Jimeno, Langefors, Ash y Konya; para determinar los parámetros de perforación y voladura, se empleó el modelo matemático predictivo de fragmentación KuzRam, con la finalidad de elegir un diseño adecuado que cumpla con los objetivos propuestos y, así, obtener un modelo óptimo de fragmentación de la roca volcanoclástica. En la segunda etapa, se utilizó el programa de fotoanálisis WIPFRAG, que es un software que analiza, a través de imágenes, la fragmentación de la roca y, de esta forma, certifica el modelo encontrado. Los costos son analizados teniendo en cuenta un control y reportes de los equipos tanto en el carguío como en el acarreo, ya que estas actividades se realizarán en menos tiempo con una mayor producción.

Los resultados mostraron una fragmentación óptima, donde se tuvo un ahorro en costos por alquiler de maquinarias y equipos de aproximadamente S/. 20,000.00; además, los tiempos y números de ciclos disminuyeron en un 25%. Por último, en el chancado se apreció un aumento de eficiencia de 15 % diario que, en términos contables, genera una ganancia de \$ 8,885.31 por día, lo que por hora equivale a \$ 370.22.

Palabras claves: Optimización de perforación, diseño de voladuras, costos en carguío, eficiencia en chancado.

ABSTRACT

The objective of the following investigation was to optimize the fragmentation of volcanoclastic rocks to reduce costs in loading and hauling activities in order to increase the crushing efficiency in the Tacaza mining unit.

In the first stage, the mathematical models of López Jimeno, Langefors, Ash and Konya were applied; To determine the drilling and blasting parameters, the predictive mathematical model of KuzRam fragmentation was used in order to choose an adequate design which will meet the proposed objectives and thus obtain an optimal model of fragmentation of the volcanoclastic rock. In the second stage, the WIPFRAG photoanalysis program was used, which is a software that analyzes, through images, the fragmentation of the rock and in this way certify the model found. The costs are analyzed taking into account a control and reports of the equipment both in the loading and in the hauling, since these activities will be carried out in less time with a greater production.

The results showed an optimal fragmentation, where there was a saving in costs for renting machinery and equipment of approximately S/. 20,000.00 in addition to that, the times and number of cycles decreased by 25%. Finally, in crushing, an increase in efficiency of 15% per day was observed, which, in accounting terms, generates a profit of \$ 8,885.31 per day, which per hour is equivalent to \$ 370.22.

Keywords: Drilling optimization, blasting design, loading costs, crushing efficiency.

ÍNDICE GENERAL

DICTAMEN APROBATORIO

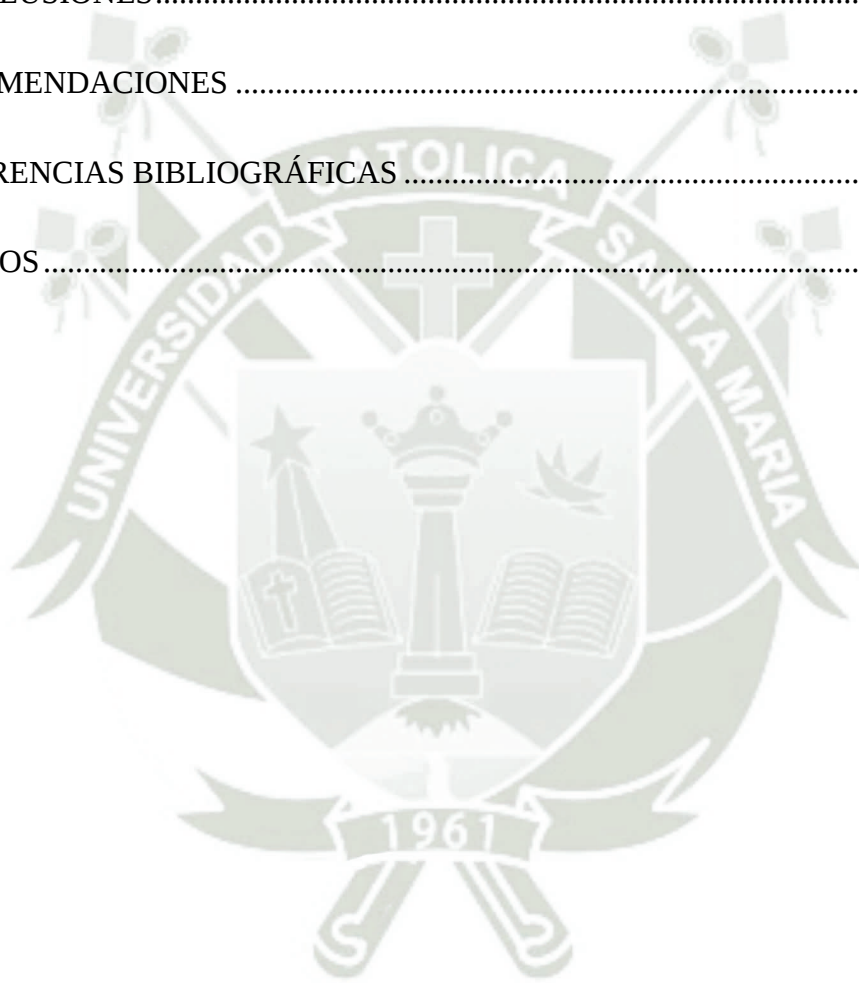
Dedicatoria.....	iii
Agradecimiento	iv
RESUMEN	v
ABSTRACT	vi
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPITULO I.....	3
1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.1. Planteamiento del Problema.....	3
1.2. Objetivos	4
1.2.1. Objetivo General	4
1.2.2. Objetivos Específicos	5
1.3. Formulación del problema – Preguntas de la investigación.....	5
1.3.1. Problema general.....	5
1.3.2. Problemas específicos	5
1.4. Línea de Investigación a la que corresponde el Problema	6
1.5. Aportes del desarrollo de la tesis	6
CAPITULO II.....	7
2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS.....	7
2.1. Estado del arte	7

2.2. Antecedentes de Investigación.....	9
2.3. Bases teóricas.....	15
2.3.1. Procesos de operación minera.....	15
2.3.1.1. Perforación.....	15
2.3.1.2. Voladura.....	18
2.3.1.2.1. FAMESA explosivos.....	19
2.3.1.3. Carguío.....	26
2.3.1.4. Acarreo.....	27
2.3.1.5. Chancado Primario.....	28
2.3.2. Norma americana USBM RI 8507 (OSMRE).....	40
2.3.3. Software de Wipfrag.....	42
2.3.4. Rocas volcanoclásticas.....	43
2.3.4.1. Clasificación.....	44
2.3.4.2. Estructura.....	46
2.4. Hipótesis.....	47
2.5. Variables.....	47
2.5.1. Variable independiente.....	47
2.5.2. Variable dependiente.....	47
2.5.3. Operacionalización de variables.....	48
CAPITULO III.....	49
3. MARCO METODOLÓGICO.....	49

3.1	Descripción geológica de la Unidad Minera Tacaza.....	49
3.1.1	Ubicación	49
3.1.2	Geología regional y local	50
3.1.3	Litología	52
3.1.3.1	Depósitos coluvio-residuales.....	52
3.1.3.2	Depósitos coluvio-morrenicos.....	52
3.1.3.3	Grupo Tacaza.....	53
3.1.4	Geología Estructural.....	56
3.1.5	Hidrogeología.....	57
3.1.6	Geología Minera.....	59
3.1.7	Inspección de Campo, revisión de Testigos y recolección de muestras....	60
3.1.8	Análisis Petrográfico	61
3.2	Determinación de las características Geomecánicas del Macizo Rocoso	62
3.3	Alcances y Limitaciones	63
3.4	Tipo y Nivel de la Investigación	63
3.5	Población y Muestra.....	63
3.5.1	Población.....	63
3.5.2	Muestra.....	64
3.6	Métodos, Técnicas e Instrumento de Recolección de Datos.....	64
3.7	Plan de Análisis Estadísticos de los Datos	65
	CAPITULO IV	66

4. RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	66
4.1 Determinación de fragmentación pre voladura.....	66
4.1.1 Análisis de los modelos matemáticos de Perforación y Voladura	66
4.1.1.1 Modelo de López Jimeno:	67
4.1.1.2 Modelo de Langefors.....	69
4.1.1.3 Modelo de Ash	71
4.1.1.4 Modelo de Konya	73
4.1.2 Análisis de fragmentación con KuzRam.....	76
4.1.3 Simulación de los métodos elegidos en JKSimblast.....	86
4.1.3.1 Simulación de voladura según Konya	86
4.1.3.2 Simulación de voladura según Langefors.....	91
4.2. Determinación de la fragmentación óptima post voladura	94
4.3. Costos de Voladura	97
4.3.1 Costos de los Proyectos de Voladura con excesiva Fragmentación.....	97
4.3.1.1 Voladura No. 05-21 Bco. 4315E	97
4.3.1.2 Voladura No. 07-21 Bco. 4290N.....	98
4.3.2 Costos de los Proyectos de Voladura aplicando los nuevos diseños (Konya y Langefors) 99	
4.3.2.1 Voladura No. 23-21 Bco. 4305N - Método Konya	99
4.3.2.2 Voladura No. 25-21 Bco. 4310N - Método Langefors.....	100
4.4 Reducción de costos y optimización de tiempo de ciclos.....	101

4.4.1	Carguío.....	101
4.4.2	Acarreo.....	105
4.4.3	Chancado.....	108
4.4.3.1	Valorización Comercial de Concentrado de Cobre.....	112
CONCLUSIONES.....		115
RECOMENDACIONES.....		116
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		117
ANEXOS.....		124

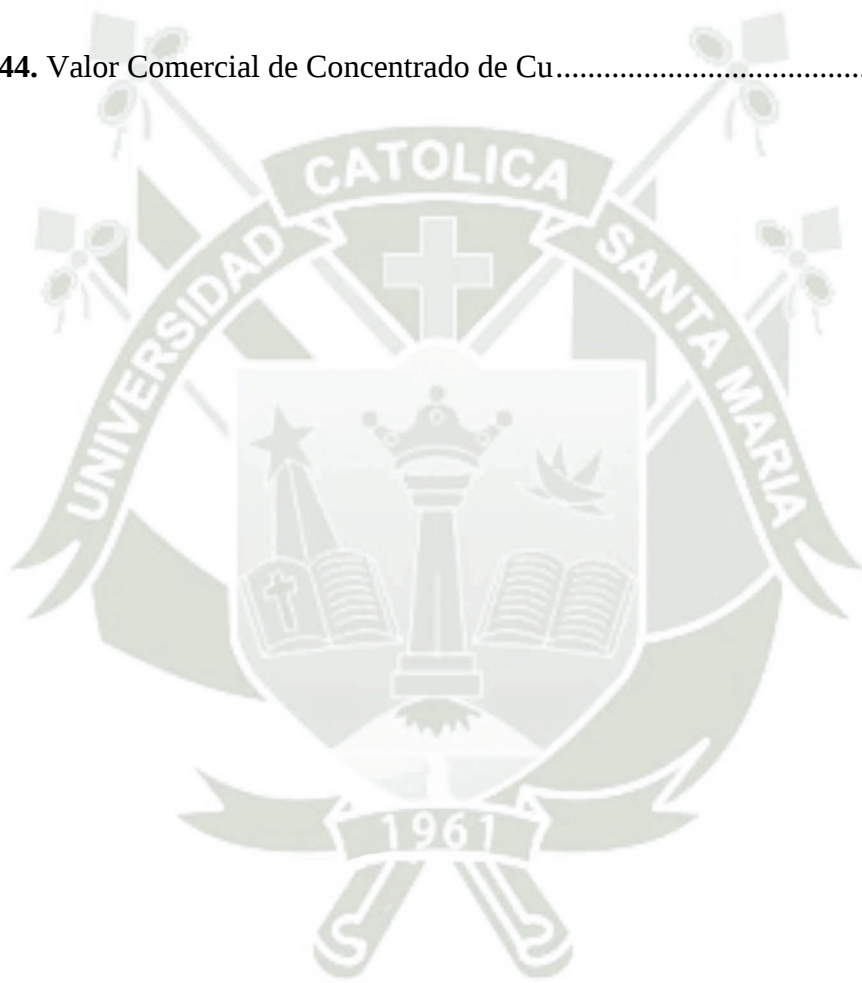


Índice de tablas

Tabla 1. Tipo de explosivo y roca	31
Tabla 2. Corrección por la Orientación de los estratos según Manual Konya	32
Tabla 3. Corrección para estructura geológica según Manual Konya	33
Tabla 4. Valores para el Factor R1	37
Tabla 5. Valores para el Factor R2	37
Tabla 6. Recomendaciones del criterio de prevención según la norma USBM RI8507	41
Tabla 7. Análisis petrográfico de la Arenisca volcanoclástica	61
Tabla 8. Clasificación RQD (Rock Quality Designation)	62
Tabla 9. Resistencia a la Compresión Simple	62
Tabla 10. Bancos a considerar para la muestra.....	64
Tabla 11. Tabla de datos necesarios para su uso en fórmulas	66
Tabla 12. Análisis del modelo matemático López Jimeno	67
Tabla 13. Análisis del modelo matemático Langefors	69
Tabla 14. Análisis del modelo matemático Ash	71
Tabla 15. Análisis del modelo matemático Konya	73
Tabla 16. Tabla Resumen de los modelos matemáticos previamente detallados	75
Tabla 17. Análisis del método predictivo de fragmentación KuzRam (Parte 1)	76
Tabla 18. Análisis del método predictivo de fragmentación KuzRam (Parte 2)	77
Tabla 19. Análisis de porcentaje de material pasante del método de López Jimeno.....	82
Tabla 20. Análisis de porcentaje de material pasante del método de Langefors.....	82

Tabla 21. Análisis de porcentaje de material pasante del método de Ash.....	83
Tabla 22. Análisis de porcentaje de material pasante del método de Konya	83
Tabla 23. Tabla resumen de los P80 (pasante 80) obtenidos por cada fórmula	84
Tabla 24. Índice de Volabilidad	89
Tabla 25. Reporte de Voladura Vol. 05-21 Bco. 4315E.....	97
Tabla 26. Reporte de Voladura Vol. 07-21 Bco. 4290N	98
Tabla 28. Reporte de voladura por el método Langefors	100
Tabla 29. Tiempos de ciclo de la Excavadora CAT 336 con material apelmazado	101
Tabla 30. Tiempos de ciclo de la Excavadora CAT 336 aplicando los diseños de voladura	102
Tabla 31. Diferencias en tiempos de ciclo.....	102
Tabla 32. Análisis de costo horario de la Excavadora CAT 336DL	103
Tabla 33. Costos de excavadora con material apelmazado	104
Tabla 34. Costos de excavadora sin material apelmazado	105
Tabla 35. Análisis de costo horario de Volquete.....	106
Tabla 36. Costos de volquete con material apelmazado.....	107
Tabla 37. Costos de volquete sin material apelmazado.....	108
Tabla 38. Reporte mensual de toneladas tratadas en planta teniendo material fino aglomerado (1/02/2021 al 16/02/2021)	109
Tabla 39. Reporte mensual de toneladas tratadas en planta teniendo material fino aglomerado (17/02/2021 al 28/02/2021)	110

Tabla 40. Reporte mensual de toneladas tratadas en planta reduciendo la aglomeración de material en tolva.....	111
Tabla 41. Balance Metalúrgico Teórico	112
Tabla 42. Pesos, leyes y Cotización Neta	112
Tabla 43. Pagos y Deducciones	113
Tabla 44. Valor Comercial de Concentrado de Cu.....	114



Índice de figuras

Figura 1. Parámetros de perforación	16
Figura 2. Geometría de diseño.....	17
Figura 3. Ficha técnica del equipo de perforación	17
Figura 4. Equipo Rock Drill JUN JIN JD 1300 E	18
Figura 5. Diseño de Voladura.....	19
Figura 6. Reporte de diseño de taladros Vol. 05-21 TJM 4315E.....	20
Figura 7. Emulfan 300 S.....	21
Figura 8. Características técnicas del Emulfan 300 S	22
Figura 9. Introducción del primado al taladro	22
Figura 10. Booster HDP	23
Figura 11. Características técnicas del Booster HDP-1E (450g)	23
Figura 12. Fanel Dual.....	24
Figura 13. Fanel CTD.....	25
Figura 14. Carmex 7 pies	25
Figura 15. Ficha técnica de Excavadora CAT 336DL	26
Figura 16. Características técnicas de los equipos de carguío.....	27
Figura 17. Modelo KuzRam.....	39
Figura 18. Criterios de prevención de daños de la norma USBM RI 8507.....	41
Figura 19. Software WipFrag.....	42
Figura 20. Toba volcánica	44

Figura 21. Ubicación a escala de la Unidad Minera Tacaza	49
Figura 22. Vista en Planta de la Unidad Minera Tacaza	50
Figura 23. Vista panorámica del sector W de la Unidad Minera Tacaza	52
Figura 24. Vista de suelos coluvio-residual y Vista de suelos coluvio-morrénico	53
Figura 25. Afloramientos de intercalaciones de areniscas tufáceas	54
Figura 26. Geología regional del área de emplazamiento de la unidad minera Tacaza	55
Figura 27. Simbología de la Geología regional del área – Figura 25.....	56
Figura 28. Vista de puntos de surgencia de agua subterránea en el contacto de areniscas tufáceas	58
Figura 29. Vista de Google Earth en detalle del tajó José María	59
Figura 30. Vista de testigos de sondaje JM-02-21	61
Figura 31. Gráfico KuzRam de lo modelos matemáticos analizados.....	84
Figura 32. Diseño usando modelo matemático de Langefors	85
Figura 33. Diseño usando modelo matemático de Konya.....	85
Figura 34. Malla de perforación de acuerdo a Konya y amarre de taladros Py 23-21..	87
Figura 35. Diseño de carguío de taladro Py 23-21.	88
Figura 36. Líneas isotiempo de la voladura Py 23-21.	88
Figura 37. Análisis de PPV de acuerdo al índice de volabilidad obtenido, Py 23-21...	90
Figura 38. Análisis de P80 en JKSimblast, Py 23-21.....	90
Figura 39. Malla de perforación de acuerdo a Langefors y amarre de taladros del Py 25- 21.	91

Figura 40. Diseño de carguío de Taladro del Py 25-21.....	92
Figura 41. Líneas isotiempo y análisis de vibración Py 25-21.....	92
Figura 42. Análisis de PPV de acuerdo al índice de volabilidad obtenido, Py 25-21...	93
Figura 43. Análisis de P80 en JKSimblast, Py 25-21.....	94
Figura 44. Análisis de fragmentación con WIPFRAG Vol. 23-21– Modelo KONYA.	95
Figura 45. Análisis de fragmentación con WIPFRAG Vol. 25-21 – Modelo LANGEFORS.....	96



INTRODUCCIÓN

La Unidad Minera Tacaza se sitúa en el cerro Chacalaya, comunidad de Choroma perteneciente al distrito de Santa Lucía, provincia de Lampa, región Puno. El Grupo Tacaza consiste en rocas volcánicas piroclásticas depositadas durante el Mioceno, descansa en discordancia sobre afloramientos de rocas mesozoicas o del Grupo Puno a rocas volcanoclásticas del Grupo Sillapaca.

La UM Tacaza tiene en explotación el Tajo José María el cual es superficial, su proceso de minado consta de perforación, voladura, carguío y acarreo. Estas acciones generan problemas cuando se procesa la roca denominada volcanoclástica. Este tipo de roca es blanda, arcillosa que presenta baja resistencia, y al no tener un diseño de perforación y voladura que considere las características geomecánicas de dicha roca, se hace uso de un diseño predeterminado que tiene la unidad minera, un diseño que hace que las voladuras de este tipo de roca resulten con excesivo fracturamiento. Este material, al estar expuesto a la humedad presente en la zona, hace que se apelmace y se aglomere, lo cual incrementa en temporadas de lluvia que inician desde el mes de noviembre hasta febrero, aproximadamente.

En carguío, se tiene apelmazamiento de material en el cucharón y pérdida de capacidad de carga, lo que genera mayor cantidad de pases para llenar el volquete e incrementa el tiempo de ciclo en un 25% con un costo de 83.92 S/. /Hr. En acarreo, se tiene también aumento de tiempo de ciclo, esto debido a que, en pleno ciclo de acarreo, los volquetes limpian su tolva ya sea de manera manual o solicitando apoyo de equipo (excavadora o retroexcavadora), teniendo un 17 % de incremento en el ciclo de acarreo y un costo unitario de 99.28 S/. /Hr. Respecto al chancado, la cantidad de material fino aglomerado debido a la humedad y lluvia es tal, que se generan bolones de dimensiones

mayores permisibles por el alimentador de placas 24" x 2.50 debido a las propiedades arcillosas del material volcanoclástico, provocando el atascamiento de material, perdiendo eficiencia de chancado en un 15 %, lo que conlleva a tener menor producción de concentrado.

Es por todo esto que, se propone el siguiente trabajo de investigación para primero, establecer las características geomecánicas de la roca volcanoclástica usando los modelos matemáticos de López Jimeno, Langefors, Ash y Konya, ya que estos son los más idóneos para tajos superficiales, a fin de obtener diseños tentativos para que, luego de aplicar el método predictivo de fragmentación KuzRam, se determine un diseño que brinde un tamaño de partícula óptimo para ser tratado y reduzca la cantidad de finos. Luego, se hace uso del Software JKSimblast, para simular la voladura, secuencia de salida, tener un análisis de fragmentación, vibración y Fly Rock, para luego aplicarla en campo. Finalmente, a estas voladuras se le analiza la fragmentación obtenida usando un software de fotoanálisis para conocer el tamaño del material que traspasa, el P80 (Pasante 80).

Todo esto se realiza con el objetivo de tener un mejor rendimiento en los ciclos de carguío y acarreo, y conseguir mayor eficiencia en la chancadora, obteniendo así un incremento en la producción de concentrado y generando una mayor ganancia.

CAPITULO I

1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del Problema

En la Unidad Minera Tacaza, Puno, donde se viene ejecutando trabajos de producción de cobre, plata, plomo y zinc, se tiene un problema que se busca resolver. Debido a que la geología de la mina presenta zonas mineralizadas en tipo de roca volcanoclástica, de tipo arcillosa, y al no tener un diseño de perforación y voladura que considere las características geomecánicas de este tipo de roca, la voladura resulta con un excesivo fracturamiento, obteniendo una cantidad excesiva de finos que, al estar presente en una zona con alta humedad y con presencia de temporadas de lluvia, ocasiona aglomeraciones y apelmazamiento de dicho material producto de la voladura, ya sea por uso excesivo de explosivo o por tener parámetros de perforación pequeños e inadecuados para la roca volcanoclástica. Debido a ello, se presentan inconvenientes al momento del carguío, acarreo y chancado, generando dificultades en el transporte de dicho material, tanto en carguío y acarreo, como en chancado.

El problema que se presenta en la etapa de carguío se concentra en la excavadora, ya que, al tener material apelmazado en su cucharón, carga un 21% menos capacidad de su capacidad real, aumentando el número de ciclos en 1.5, lo que significa que hace más pases de los que debería; esto retrasa el llenado del volquete en un 25%, llenando la tolva de volquete en 2.20 min en promedio.

En cuanto al acarreo, los problemas que se presentan por tener material apelmazado en sus tolvas hacen que los operadores limpien manualmente o soliciten apoyo de equipo, ya sea de retroexcavadora o excavadora, para que elimine el material

que se apelmaza, demorando en promedio 20 min en terminar dicha limpieza. Esto influye en el ciclo de acarreo, generando tiempos muertos e incrementando el tiempo de ciclo en un 17 %, haciendo 24 min de tiempo de ciclo de zona de minado hacia planta.

En chancado, para abastecer la tolva de chancado primario se hace uso del cargador frontal: en la tolva se coloca el material que, al haberse aglomerado por humedad y lluvia, generan que el mineral se atasque, debiendo ser retirados manualmente. Este atascamiento disminuye la producción de concentrado, ya que la chancadora pierde eficiencia en un 15%, tratando 184 TMD menos en promedio, lo que conlleva a tener menor producción de concentrado.

Es importante mencionar que en la Unidad Minera Tacaza los volquetes y maquinarias que se utilizan para realizar las actividades son realizados por terceros, lo que genera un costo por horas elevado en S/. 20,000 al momento de realizar las labores de carguío y acarreo del material a estudiar.

A partir de lo indicado, se pretende optimizar la fragmentación de la roca en trozos más grandes, teniendo como objetivo tener un tamaño de partículas promedio de 7", y como límite de tamaño permisible dado por el área de planta de 12" y, al mismo tiempo, mejorar las actividades de carguío, acarreo y chancado, reduciendo los costos y aumentando la eficiencia.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

Aplicar un diseño de perforación y voladura, teniendo en cuenta las características geomecánicas de la roca volcanoclástica, para optimizar la fragmentación de las rocas, reducir costos en las actividades de carguío, acarreo y aumentar la eficiencia de chancado en la unidad minera Tacaza.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Determinar los diseños de la malla de perforación, mediante el uso de modelos matemáticos.
- Predecir los diseños de la malla de perforación obtenidos mediante la simulación de modelos matemáticos para optar por la óptima.
- Analizar la fragmentación obtenida.
- Establecer la reducción de costos en las actividades de carguío y acarreo.
- Establecer el aumento de la eficiencia y ganancia en chancado.

1.3. Formulación del problema – Preguntas de la investigación

1.3.1. Problema general

¿De qué manera se puede optimizar la fragmentación de las rocas volcanoclásticas para reducir costos en las actividades de carguío y acarreo y aumentar la eficiencia de chancado en la unidad minera Tacaza?

1.3.2. Problemas específicos

- ¿De qué manera se puede determinar los diseños de la malla de perforación, mediante el uso de modelos matemáticos en la Unidad Minera Tacaza?
- ¿De qué manera se podrá predecir la fragmentación de los diseños obtenidos para optar por la óptima?
- ¿De qué manera se podrá analizar la fragmentación obtenida?
- ¿En cuánto se reducirán los costos en las actividades de carguío y acarreo?
- ¿En cuánto será el aumento de eficiencia en la chancadora?

1.4. Línea de Investigación a la que corresponde el Problema

El siguiente trabajo de investigación corresponde a la línea de Optimización de Procesos Mineros.

1.5. Aportes del desarrollo de la tesis

Los aportes del siguiente trabajo de investigación se concentran en la optimización de la fragmentación de las rocas volcanoclásticas, con el propósito de reducir costos en las actividades de carguío y acarreo, y aumentar la eficiencia en chancado en la Unidad Minera Tacaza.



CAPITULO II

2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

2.1. Estado del arte

Generalmente, las unidades mineras emplean un diseño de malla de perforación y voladura según el conocimiento empírico que posee el personal de campo, lo que provoca reportes de caída de rocas y campaneos de desmonte y/o tolva de mineral, siendo de vital importancia emplear modelos matemáticos para rediseñar las mallas de voladura y perforación, a fin de obtener fragmentos de rocas de calidad, con adecuada granulometría. En vista de ello, Henostroza (2021) realizó un mapeo geomecánico de la Unidad Minera Virgen de la Merced, para lo cual realizó una clasificación geomecánica, luego, un cálculo Burden y de espaciamiento usando el modelo matemático Pearse y, con el propósito de recalcular la cantidad de taladros, se utilizó el modelo matemático KuzRam que permite pronosticar el tamaño de los fragmentos de roca. Al hacer uso de estos modelos, se redujo la cantidad de taladros, de 22 a 20, logrando un Burden de 0.40 y 0.50 de espaciamiento; estos, al integrarse mediante el modelo matemático KuzRam, permitieron estimar que el tamaño de los fragmentos a obtener será de 30 cm, aproximadamente.

Al respecto, Huamán y Rojas (2022) afirmaron que el modelo matemático KuzRam se emplea para determinar el tamaño estimado de las rocas fragmentadas, siendo óptimo para comparar la implementación de modelos matemáticos en el proceso de fragmentación, resultando ser eficaz para medir el acercamiento del modelo a datos reales.

Por su parte, Lawal (2021) señalaron que la fragmentación de rocas en operaciones mineras tiene un rol fundamental para determinar la viabilidad económica; por ello, se emplean diversos modelos matemáticos para optimizar este proceso, tal como

el KuzRam. Cabe señalar que este modelo tiene como ventaja la simplicidad de implementación; sin embargo, generalmente, su implementación conlleva a la sobreestimación del tamaño del fragmento.

En este marco, Huanca (2021) realizó una investigación donde empleó el modelo KuzRam a fin de analizar los parámetros de diseño de perforación y voladura para optimizar los costos de ambos procesos. Mediante este método, se ajustaron los parámetros de perforación y voladura, ya que este permite calcular de forma indirecta el tamaño medio de los fragmentos al ajustar las propiedades de la masa rocosa; consecuentemente, se consiguió reducir el costo unitario total, logrando una 9.69% de optimización. Cabe destacar que la implementación del modelo KuzRam brinda una solución positiva sobre las aberturas de la parrilla, lo que conduce, a su vez, a la reducción de mano de obra para el proceso de machacado.

Respecto a la teoría de Pearse, esta permite calcular parámetros como presión de detonación a la carga explosiva, diámetro del taladro y resistencia dinámica de la roca, es decir, posibilita la realización de los cálculos del Burden. Correa y Rueda (2021) señalaron que el método Pearse permite determinar la resistencia a la tracción dinámica del material mineralizado (roca), ya que ello permite una óptima fragmentación. Quispe (2019) aplicó esta metodología a su estudio orientado a la uniformización de la fragmentación del material rocoso extraído, generando como resultados 1.002 metros de Burden y 1.25 metros de espaciamiento, siendo el resultado de fragmentación 5.06 según el software de WipFrag.

Mallco (2021) destacó, que la utilización de este modelo matemático y el software de estimación impacta de forma positiva en reducir los costos, debido a que optimiza el diseño de la malla (aumentando su capacidad y espaciamiento), por lo que mejora el

proceso de perforación y voladura. Asimismo, se destaca que para ambos procesos se considera el modelo Hansen, el cual se enfoca en determinar la carga del explosivo por barreno, considerando, a su vez, el Burden, a fin de realizar una acción eficaz (Rodríguez Mamani, 2019).

Mientras que, en cuanto al software WipFrag, Barriga y Salas (2021) destacan su utilización para el análisis de fragmentación del material rocoso en pruebas de voladura. Al respecto, es preciso destacar el artículo de investigación de Tsytsiura (2021), quien realizó una comparación entre tres paquetes de software: Digimizer, Imagen J2 y WipFrag, enfocándose en su eficiencia respecto a las características de escaneo e imagen escaneada obtenida. Mediante este estudio se comprobó el alto nivel de eficiencia del software WipFrag, en comparación con los otros dos de análisis, ya que obtuvo un valor porcentual de 89.3%.

2.2. Antecedentes de Investigación

Miranda y Vergara (2019) realizaron un estudio que tomó como muestra la Cantera PROVEN III, donde se optó por optimizar el diseño de perforación y voladura de roca tipo Caliza, usando en modelo matemático Konya, obteniendo como resultado de la aplicación, la supresión de tiros cortados, voladuras secundarias y chancado de forma manual, lo que permitió reducir en un 65 % los tiempos de extracción.

Condori (2018) sustentó una tesis que tuvo como objetivo: “Diseñar la perforación de precorte mediante la determinación de las características geomecánicas del macizo rocoso en banco de producción 4330S-4325S tajó central en Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.” (p. 21). Se encontró que el macizo rocoso del banco de producción de análisis tiene un RQD de 86%, por lo que corresponde a una roca ígnea, tipo andesita porfírica, de alta calidad, con un RCU de 66.41 MPa y un RMR básico de 65. En cuanto al diseño

de perforación y voladura de precorte para este tipo de corte, se consideró una longitud de carga de 4.00 m, área de taladro de 9.62 pulg, altura de taco de 5.00 m, ANFO de densidad de 0.80 (gr/cm³), taco de 1.00m, sobre perforación de tipo esporádica de 0.5 m., asimismo, la carga explosiva fue de 31 kg por cada taladro. A partir de los datos obtenidos, se obtuvieron resultados satisfactorios en el pre-corte del proceso de voladura.

Tipo (2019) planteó como objetivo: “Optimizar la fragmentación de rocas modificando los parámetros de perforación en la U.M. Tacaza-CIEMSA.” (p. 10), con la finalidad de que los procesos de carguío y transporte muestren un incremento del rendimiento de los equipos, para así, reducir los costos de producción del mineral. Considerando que el tamaño de partícula pasante es de 12 pulgadas, se utiliza el modelo teórico de KuzRam para determinar que el grado de fragmentación promedio del X50, el cual fue de 12 cm. Se utilizaron parámetros predeterminados para el análisis de fragmentación, además, se analizó el rendimiento del equipo y su costo de producción de minerales, y luego se utilizaron los parámetros de perforación modificados para realizar tres pruebas adicionales. La grava P80 se pudo optimizar de 10.17 pulgadas a 4.87 pulgadas, y los parámetros de la broca de perforación se modificaron de 10.17 pulgadas a 4.87 pulgadas. Las cuadrículas cuadradas y triangulares se modifican para carga y espaciado de 2.3 m x 2.3 m a 1.90 m x 2.10 m, luego, el costo de producción de minerales se redujo de 1.86 US \$ / tonelada a 1.58 US \$ / tonelada. Este antecedente corresponde el trabajo con los parámetros que se están utilizando actualmente en la empresa, pero cuyos resultados en los recientes procesos de voladuras no han sido óptimos. Las características empleadas valdrán de base para el diseño de la nueva voladura para los bancos de producción de este año.

Escarcena (2019) realizó una investigación que tuvo como objetivo: “Evaluar las operaciones de carguío y transporte para el mejoramiento de la productividad en la U.M.

Tacaza.” (p. 6), ya que, en los últimos trimestres, se ha observado una baja productividad y rendimiento. El estudio fue tipo descriptivo, considerando el periodo de carguío y transporte, producción requerida, a fin de establecer el rendimiento horario de equipos. Asimismo, guarda relación con la carga útil de las unidades de transporte. Luego, se aplicó un modelo del factor de acoplamiento a fin de identificar el número de equipos que se requieren para el proceso de carguío. A partir de la evaluación realizada, se determinó que se requieren 38.5 y 25.2 minutos para transportar mineral del Tajo José María y Tajo Central, respectivamente, hacia la zona de gruesos; en este sentido, el factor actual de acoplamiento es de 0,83 y 1,27. En base a estos resultados, se estableció que se debe distribuir una excavadora y ocho volquetes para el proceso de carguío y transporte del Tajo José María; mientras que, para el Tajo Central, se requieren cinco volquetes y una excavadora.

Choqueña (2017) evidenció que en el proyecto de Apumayo Sur (Ayacucho) se presentan bloques de 80 cm luego del proceso de voladura, que obstaculizan el proceso de carguío, conllevando a la necesidad de reducir el tamaño de fragmentación a partir de la aplicación de P80, haciendo uso del software Wipfrag 2010. Su estudio destacó la necesidad de: “Optimizar la fragmentación de la roca considerando las características geomecánicas y doble iniciación no electrónica en la perforación y voladura.” (p. 21). A partir de ello, se obtuvo un 92% de RQD, siendo una roca andesita alterada; además, el RMR básico fue de 52, RCU de 23 MPa, y se caracteriza por su regular calidad. A fin de optimizar la fragmentación de la roca, se realizaron tres pruebas haciendo uso de Wipfrag, obteniendo valores de 4.03, 3.58 y 5.38 pulgadas de P80, en el banco 4128, en un macizo básico 52, con parámetros de perforación y voladura en 13 ensayos; obteniendo como tamaño de fragmentación óptimo un P80 de 3.405 pulgadas.

Abdulazeez et al. (2022) indican que la evaluación de la fragmentación es un paso indispensable en la optimización de las voladuras. Las diversas técnicas para analizar la fragmentación de la explosión tienen sus problemas inherentes que causan varios grados de precisión. Por lo tanto, cada método es adecuado para algunos propósitos específicos. La investigación tuvo como objetivo el evaluar y comparar la distribución del tamaño de partículas de la cantera de agregados de granito FYS usando el software de procesamiento de imágenes digitales WipFrag y el modelo empírico KuzRam. Se analizaron tres voladuras diferentes de la cantera realizadas con el mismo diseño utilizando los dos métodos. Para ello, se obtuvo y evaluó como entradas para el modelo KuzRam, los parámetros de diseño de voladuras, luego las imágenes de Muckpile fueron capturadas y cargadas en una computadora para el análisis de WipFrag. La distribución del tamaño de los fragmentos obtenidos de KuzRam varió de forma significativa con los de WipFrag, sin embargo, siguieron la misma tendencia. Los tres resultados de WipFrag se encontraron en un rango muy cercano. El índice de uniformidad de KuzRam fue de 1,26 mientras que los análisis de WipFrag arrojaron lo mismo que 1,11, 1,16 y 1,12 para las tres explosiones, respectivamente. El modelo KuzRam solo brindó resultados ideales producto de la variación de las características estructurales de las rocas. Sin embargo, este modelo resultó ser útil para una evaluación preliminar del diseño de voladuras. A partir de esta investigación, se introdujo un nuevo factor como indicador de la eficiencia de la fragmentación de la explosión.

Lawal (2021) publicó un artículo donde se analizó la fragmentación de rocas o depósitos minerales, ya que desempeñan un papel imperativo para determinar la viabilidad económica de las operaciones mineras. La determinación del tamaño del fragmento generalmente se realiza utilizando el modelo de Kuz-Ram o el análisis de imágenes. No obstante, este modelo a menudo sobreestima el tamaño del fragmento, sin

embargo, es de fácil implementación, por otro lado, el pronóstico del análisis de imágenes es precisa, pero de difícil implementación y altos costos. Por lo tanto, se propuso un nuevo modelo de Kuz-Ram modificado basado en la data obtenida de la literatura. A fin de cumplir con el objetivo de este estudio, se utilizó un modelo Kuz-Ram original ajustado analíticamente y los conjuntos de datos de análisis de imágenes a fin de plantear una función objetivo que fue resuelta utilizando el método de mínimos cuadrados y haciendo uso del MATLAB. El modelo propuesto se validó utilizando conjuntos de datos fuera de los utilizados en el desarrollo del modelo y el rendimiento del modelo propuesto se evaluó mediante el análisis de errores. El error general entre el modelo propuesto y el análisis de la imagen es de aproximadamente el 3.5%, mientras que el del modelo Kuz-Ram original y el análisis de la imagen es superior al 60%. Por lo tanto, el modelo propuesto se aproxima con buena precisión al tamaño predicho del fragmento a través del análisis de imágenes sin costo y de fácil implementación.

Nanda y Pal (2020) analizaron la fragmentación como un proceso que consiste en romper una masa rocosa sólida *in situ* en piezas más pequeñas que se excavan o mueven mediante equipos de manipulación de materiales, siendo esta la principal preocupación de cualquier operación de voladura. La información sobre el grado y la distribución del tamaño de los fragmentos dentro de una masa rocosa volada es esencial para las operaciones de carga, transporte, trituración y molienda eficientes. Se utilizó un sistema automatizado de granulometría basado en imágenes WipFrag para analizar la imagen digital de fotografías de rocas para determinar la distribución del tamaño de grano. El método fue probado en la mina de manganeso a cielo abierto Dongri Buzurg de Maharashtra (India). Se descubrió que el software WipFrag es útil para el análisis de fragmentación de tamaños de fragmentos explosivos en un intervalo de tiempo muy corto.

Hekmat et al. (2019) señalaron que diversos parámetros controlables, así como las propias propiedades de las rocas, influyen en la fragmentación. Aunque no existe un método o ecuación que proporcione una predicción exacta, durante los últimos años, numerosos investigadores han desarrollado modelos y técnicas para computarizar la simulación. Un método eficaz para evaluar la fragmentación en la actualidad es adquirir imágenes digitales de fragmentos de roca y procesar estas imágenes utilizando métodos de procesamiento de imágenes digitales. Para la fragmentación posterior a la explosión, este es el único método práctico para estimar la fragmentación, ya que el cribado no es práctico a gran escala. En este marco, se planteó como objetivo emplear un modelo para predecir la fragmentación de la roca después de la voladura; para ello, se utilizó el software GoldSize para determinar el tamaño de la fragmentación mediante la captura de imágenes de roca fragmentada en pilas de lodo. Los datos de distribución de tamaño resultantes se compararon luego con los resultados obtenidos de algunos modelos de predicción como Larsson, Kuz-Ram y Kuznetsov. Mediante este estudio, se demostró que el modelo Kuz-Ram tiene los resultados más precisos y es apropiado, pero la confianza del modelo, reduciendo cuando se cambia el tipo de roca. Para aumentar la precisión de los resultados, el modelo se modificó mediante la determinación de un índice de confianza. Los resultados de la verificación del modelo demostraron que el modelo Kuz-Ram modificado puede predecir la fragmentación de la roca con un 80% de precisión.

Biessikirski et al. (2019) realizaron un artículo científico orientado a evaluar la fragmentación de la pila de escombros basada en el modelo empírico de Kuz-Ram. Además, se realizó una comparación de las curvas de distribución de tamaño acumuladas obtenidas del análisis de fotogrametría y basadas en el modelo de Kuz-Ram. La distribución del tamaño se realizó según el modelo de Kuz-Ram y fue validada en el software O-Pitblast. Se estableció que el algoritmo aplicado en el software O-Pitblast no

fue modificado. La diferencia entre los resultados empíricos y el análisis in situ podría explicarse, entre otras cosas, por el supuesto subjetivo del valor del índice RMD.

Adebola et al. (2016) realizaron un artículo que subraya que la evaluación de la fragmentación sigue siendo una tema de discusión en el lenguaje minero, ya que es el primer paso hacia la recuperación de minerales. Existen varios software y métodos para predecir y analizar el resultado de las voladuras, uno de ellos es el modelo Kuz-Ram. Este artículo contempló el desarrollo del modelo Kuz-Ram desde su inicio y las modificaciones que se han realizado. Se examinó la metodología de su uso y las discrepancias que existen entre los resultados pronosticados y los resultados reales generados por el diseño en busca de similitudes y correlaciones. Se hicieron predicciones basadas en los parámetros de entrada de una cantera de piedra caliza y se varió el diseño de la voladura para predecir nuevos parámetros de diseño que redujeron el tamaño medio del fragmento de 113 cm a 105 cm. Este resultado demostró un incremento significativo en la productividad de las operaciones posteriores cuando se adoptaron los valores estimados de carga y espaciamiento. Se observó que la tendencia de los resultados sigue siendo válida en la aplicación actual a pesar de que existen diferencias significativas en las magnitudes de los valores. Se concluyó que el modelo Kuz-Ram sigue siendo viable para realizar predicciones de fragmentación y una herramienta útil para evaluar previamente el efecto de optimizar ciertos parámetros de un diseño de voladura.

2.3. Bases teóricas

2.3.1. Procesos de operación minera

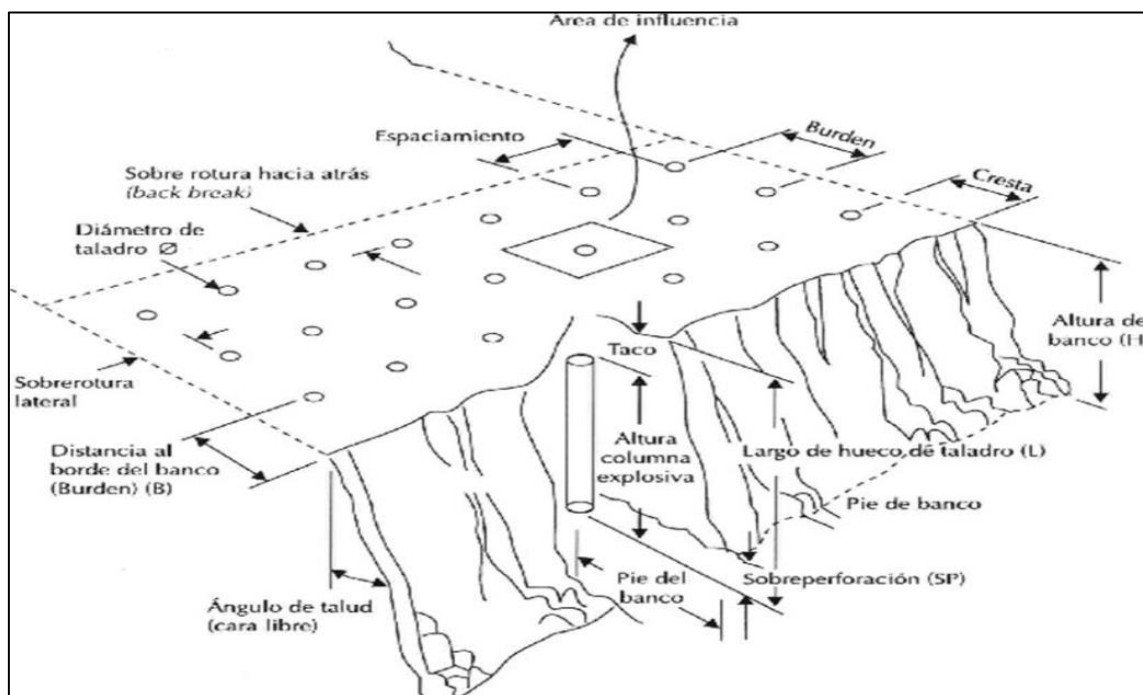
2.3.1.1. Perforación

Es la primera operación como preparación para el proceso de voladura, teniendo como propósito crear agujeros cilíndricos en la roca para albergar el explosivo, así como

los accesorios iniciadores que integra, los cuales se conocen como taladros, hoyos o *blast holes*, barrenos.

Figura 1.

Parámetros de perforación



Nota. La Figura presenta la nomenclatura empleada para parámetros de perforación.

Fuente: Temas de minería (2015).

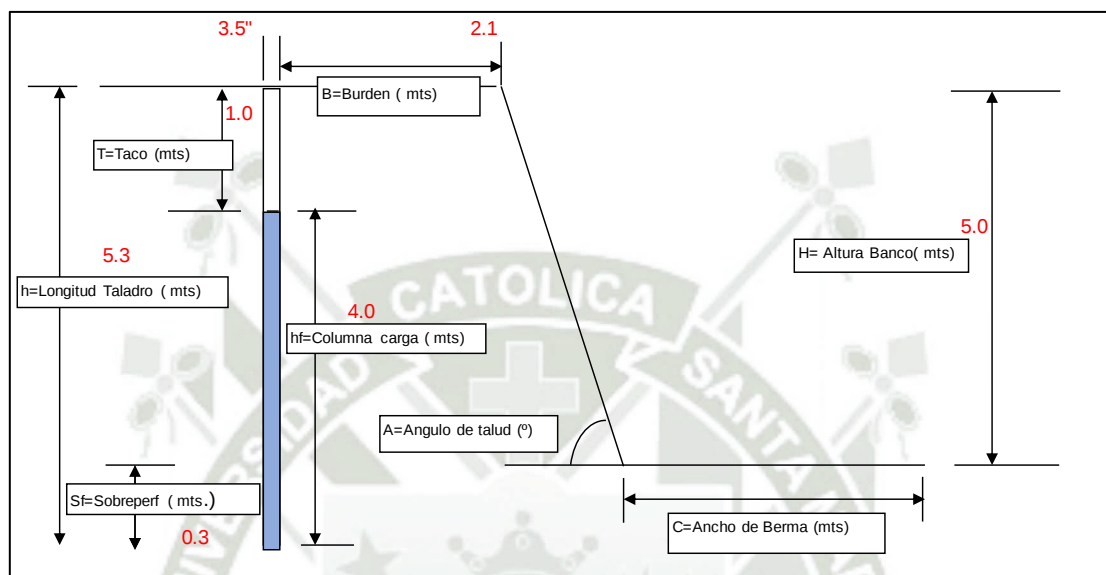
Se tiene una malla estándar que se toma en cuenta para la perforación, con la que se ha obtenido excelentes resultados de fragmentación, pero no se consideró la problemática respecto a la cantidad de finos en las voladuras con tipo de roca volcanoclástica. Cabe destacar que esta malla presenta los siguientes parámetros: 2.1 m de Burden por 2.4 m de espaciamiento, una sobreperforación de 0.3 a 0.5 m, con una altura de banco de 5 m; además, se tiene un diámetro de perforación de 3.5 pulg, equivalente a 88.9 mm. Es preciso subrayar que esta operación se realiza con la finalidad

de asegurar la contención del explosivo y maximizar el uso de las fuerzas de expansión.

(Mamani Tito, 2021)

Figura 2.

Geometría de diseño



Nota. Elaboración propia. La Figura presenta la geometría de diseño teniendo en cuenta los parámetros de perforación y voladura que se aplica en la U.M. Tacaza.

La U.M. Tacaza cuenta con un grupo de perforación, un perforista calificado, así como dos ayudantes de perforación.

El proceso de perforación se ejecuta con una perforadora Rock Drill JUN JIN JD 1300 E, equipo DTH (*down the hole*).

Figura 3.

Ficha técnica del equipo de perforación

CARACTERISTICAS TECNICAS	
NOMBRE DEL EQUIPO	:ROCK DRILL
SERIE O MODELO	JD 1300E
MARCA	JUN JIN
PESO	16,000 Kg
POTENCIA	2,200 rpm
PRESIÓN DE TRABAJO	Max. 356 psi
COMPRESORA	GHH- Rand 400 CFM

Nota. En la Figura se muestra el nombre, serie, marca y peso en kg del equipo de perforación Rock Drill. Fuente: CIEMSA (2021).

Cabe señalar que se llega a perforar, aproximadamente, 40 a 50 taladros por día (turno).

Figura 4.

Equipo Rock Drill JUN JIN JD 1300 E



Nota. Fotografía del equipo de perforación Rock Drill de la Unidad Minera Tacaza.

Fuente: CIEMSA (2021).

2.3.1.2. Voladura

En las operaciones mineras a tajo abierto, la voladura es uno de los procesos más comunes para extracción de minerales. Según Montaña et al. (2021), el principal objetivo de una operación de voladura es romper la roca (fragmentación) mediante el uso de material explosivo, los explosivos liberan una gran cantidad de energía, de la cual solo el

20-30% se usa para romper y mover rocas, mientras que el resto se desperdicia como efectos ambientales.

Esta operación consiste en una actividad cíclica y está a cargo de un grupo de tres personas altamente calificadas y con supervisión directa para su correcto tratamiento. Para el diseño de voladura en el Tajo, se ha empleado el diseño de arranque en Diamante; no obstante, en ciertos momentos se utiliza la salida en paralelo y en V. Cabe destacar que las voladuras son realizadas a medio día y con proyectos de 50 a 350 taladros.

La altura de carga que usualmente se utiliza en los proyectos de voladura es de 4.3 m y de taco 1 m, teniendo como factor de potencia un valor de 0.67 Kg/ton. En el siguiente cuadro se presenta los parámetros empleados en voladura.

Figura 5.

Diseño de Voladura



Nota. La Figura presenta el diseño de voladura de un taladro en perfil. Fuente: CIEMSA (2021).

2.3.1.2.1. FAMESA explosivos

FAMESA explosivos es una compañía que cuenta con 67 años de experiencia dedicada a la fabricación y venta de accesorios, agente y, especialmente, explosivos para el proceso de voladura, siendo esta empresa una de las principales en cubrir los requerimientos en el

sector minero, prospección petrolera, construcción civil y gasífera. (FAMESA explosivos, 2016)

Figura 6.

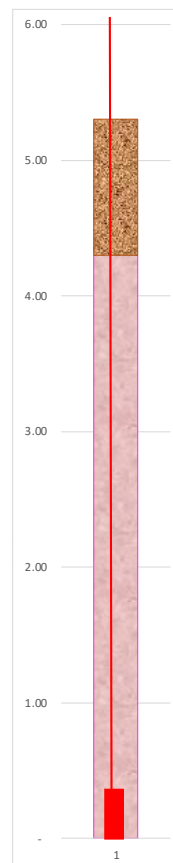
Reporte de diseño de taladros Vol. 05-21 TJM 4315E



U. M. TACAZA

DISEÑO Y COSTO DE VOLADURA EN MINERAL

Voladura Nº 05-21 Tajo Josemaria_4315E		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MEDIDA
PARAMETRO DE DISEÑO		
Diam. Taladro	pulgada	3.5
Tipo de malla		Triangular
Burden	m	2.1
Espaciamiento	m	2.4
H. Banco	m	5.00
S. perforación	m	0.3
Long. Taladro	m	5.3
Volumen	m3	25.2
Roca		Tuffaceo
Densidad	ton/m3	1.96
Tonelaje	ton	49.4
DISEÑO DE CARGA		
1.Carga de fondo	m	-
T. Explosivo		Encartuchado
Explosivo		Emulfan ® 300-S 3"x24" (Cja x 08Und, 25Kg)
Densidad explosivo	g/cm3	1.24
Densidad lineal	kg/m	7.70
DECK	m	0.00
2.Taco intermedio	m	-
3.Carga intermedia	m	4.30
T. Explosivo		Encartuchado
Explosivo		Emulfan ® 300-S 3"x24" (Cja x 08Und, 25Kg)
D. explosivo	g/cm3	1.24
D. lineal	kg/m	7.70
DECK	m	-
4.Taco final	m	1.0
Explo./tal.	kg/tal.	33.11
F.P.	kg/ton.	0.67
ACCESORIOS		
Fanel Dual 8m, 600/17ms, (Cja x 80 Und)	und	1.0
Booster ® HDP 1, 450 g(Cja x 50 und)	und	1.0
Costo	U.S \$/tal	48.84
	U.S \$/ton	0.99



Nota. La Figura presenta el reporte de voladura 05-21, mostrando el diseño de carguío de taladro, medidas de Burden y espaciamiento, altura de carga, taco, tipo de explosivo, densidad lineal del explosivo, factor de potencia. Fuente: CIEMSA (2021).

La principal misión de la empresa FAMESA es brindar explosivos, accesorios o servicios que sean óptimos y seguros para la realización del proceso de voladura, destacando su innovación y confiabilidad, logrando satisfacer la alta exigencia de los clientes y, además, cumplir con la normativa legal vigente. (FAMESA explosivos, 2016)

Emulfan 300 S

Agente explosivo encartuchado con excelente resistencia al agua, utilizado en la Unidad Minera Tacaza cuando el terreno está saturado con agua. Este explosivo posee una alta densidad, generando grandes presiones de gas, y es diseñado para trabajar en taladros con diámetro entre 2.5 y 3.5 pulgadas.

Figura 7.

Emulfan 300 S



Nota. Presentación del agente de voladura Emulfan 300 S usada en la Unidad Minera Tacaza. Fuente: Famesa (2020).

Figura 8.

Características técnicas del Emulfan 300 S

Características técnicas

EMULFAN® 300 S	
Densidad relativa (g/cm ³)	1,24 ± 0,1
Velocidad de detonación (m/s) (*)	5 500 ± 300
Presión de detonación (kbar)	94
Energía (kcal/kg)	790
Volumen de gases (l/kg)	965
Potencia relativa en peso (%) (**)	88
Potencia relativa en volumen (%)	131
Sensibilidad al Booster HDP	1/3 libra
Resistencia al agua	Excelente

Nota. La Figura presenta la velocidad y presión de detonación, energía, volumen de gases del Emulfan 300 S, indicando que tiene excelente resistencia al agua y es sensible a 1/3 libra de *booster*. Fuente: Famesa (2020).

Primado de explosivo

El primado de explosivo es aquel que va a dar inicio a la detonación del taladro, y se conforma por el Booster HDP 1E, al cual se le inserta el fulminante N°12 del Fanel Dual.

Figura 9.

Introducción del primado al taladro



Nota. En la Figura se muestra la introducción del primado al taladro, unión del Booster HDP-1E con el fulminante N°12 del Fanel Dual. Fuente: CIEMSA (2021).

Booster HDP 1E-450g

El Booster HDP 1E-450g, también denominado “cebo”, trata de un explosivo de presión, densidad y velocidad alta, compuesto de pentolita.

Figura 10.

Booster HDP



Nota. En la figura se muestra Boosters HDP, estos van en el fondo de taladro. Fuente: Famesa (2020).

Figura 11.

Características técnicas del Booster HDP-1E (450g)

Características técnicas

	HDP-1/5 (90g)	HDP-1/3 (150g)	HDP-1/2 (225g)	HDP-3/4 (340g)	HDP-1E (450g)
Diámetro (mm)	30,5 ± 2,0	37,0 ± 2,0	43,0 ± 2,0	51,6 ± 2,0	60,0 ± 2,0
Altura (mm)	106,0 ± 2,0	106,0 ± 2,0	120,0 ± 2,0	120,0 ± 2,0	120,0 ± 2,0
Peso (g)	90 ± 10	150 ± 10	225 ± 15	340 ± 15	450 ± 15
Velocidad de detonación (m/s)	Min. 7000	Min. 7000	Min. 7000	Min. 7000	Min. 7000
Diámetro de perforación en plancha de fierro de 1/2" de espesor (mm)	Min. 27*	Min. 23	Min. 28	Min. 40	Min. 58
Resistencia presión hidrostática por 2 horas (kg/cm ²)	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1
Sensibilidad al cordón detonante	5P	5P	5P	5P	5P
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Densidad (g/cm ³)	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6

Nota. En la Figura se muestra el diámetro, altura, peso y velocidad de detonación del Booster HDP-1E (encerrado en cuadro rojo); precisando su excelente resistencia al agua y sensibilidad al cordón detonante 5P. Fuente: Famesa (2020)

Fanel Dual

El Fanel Dual es un sistema no eléctrico de iniciación, conformado por los siguientes componentes: fulminante de profundidad N°12, fulminante de superficie N°3, manguera o tubo de choque, etiqueta, conector plástico tipo hongo. Además, posee un retardo de 17 ms, con una longitud de 8 m.

Figura 12.

Fanel Dual



Nota. En la Figura se muestra la presentación del Fanel Dual, este se coloca junto al Booster en el fondo de taladro, uniendo el fulminante de profundidad con el Booster HDP-1E (primado) tal como se muestra en la Figura N° 9. Fuente: Famesa (2020).

Fanel CTD

Sistema de iniciación que se utiliza para darle tiempo de retraso a los taladros, de acuerdo a la salida que previamente se ha diseñado. El Fanel CTD se compone por fulminante de retardo N°3, tubo de choque o manguera, etiqueta, conector plástico tipo Hongo.

Figura 13.

Fanel CTD



Nota. En la Figura se muestra la presentación del Fanel CTD, retardos de superficie que servirán para darle secuenciamiento al proceso de voladura. Fuente: Famesa (2020).

Carmex 7 pies

El Carmex 7 pisos es un seguro utilizado para dar inicio al proceso de voladura. Este se compone por el Fulminante N°08, mecha de seguridad y un seguro de plástico; además, tiene un retardo de 6.5 min aproximado.

Figura 14.

Carmex 7 pies



Nota. La Figura muestra la presentación del Carmex de 7 pies, mecha de seguridad que va colocada en el inicio de nuestra voladura, dando un retardo de 6.5 min para que inicie la detonación. Fuente: Famesa (2020).

2.3.1.3.Carguío

El proceso de carguío de mineral desde la mina hacia la planta concentradora y del desmonte hacia los botaderos se realiza con tres equipos: Excavadora CAT-336 DL, Excavadora CAT 336D2, Excavadora 329 E.

Figura 15.

Ficha técnica de Excavadora CAT 336DL

EN MINERAL	
CAT 336DL - Ficha técnica	
Peso de trabajo	37,634 t
Modelo motor	Cat C9 con tecnología ACERTCat
dimensiones l x a x x	11,12x3,34x m
Rendim. motor	221 KW
Capacidad pala	2,30 m ³
Anchura zapata	700 mm
Chasis portador	LC
Pluma	MB
	8,9 l
Revoluciones	1850 min ⁻¹
Alcance lateral	11,71 m
Profundidad de excavación	8,18 m
Fuerza de rotura	238,3 kN
Ancho cuchara	2,10 m

Nota. En la figura se despliega el modelo, peso, dimensiones de la excavadora CAT 336DL, así como las revoluciones por minuto, alcance lateral y profundidad de excavación en metros, entre otros datos. Fuente: CIEMSA (2021).

2.3.1.4.Acarreo

La función principal del equipo de transporte es mover el material extraído por el equipo destinado al proceso de carguío hacia un lugar definido, determinado según el plan de la mina en cuestión. Para el transporte del material durante la operación se usan volquetes de 15m³.

Respecto al circuito de transporte, este se desarrolla de la siguiente manera: primero, se transporta el mineral del Tajo Josemaría a la zona de gruesos de la planta concentradora (1.90 km) y del Tajo hacia zonas de relleno de contenedores o las desmonteras, con un recorrido de 1.2 a 1.4 km promedio.

Cabe señalar que se tiene una flota de ocho volquetes para estos circuitos de producción. La cantidad adecuada de volquetes permite un flujo continuo de operación, evitando retrasos por parte del equipo de carguío.

Figura 16.

Características técnicas de los equipos de carguío

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

NOMBRE DEL EQUIPO	: VOLQUETE
SERIE O MODELO	: FM VOLVO
MARCA	: VOLVO
PESO	: 45000 KG
POTENCIA	: 100 HP
CAPACIDAD TOLVA	: 15m³.

Nota. En la figura se muestra el nombre, serie, marca correspondiente al equipo de acarreo, así como también su peso en kilogramos, potencia y capacidad de tolva. Fuente: CIEMSA (2021).

2.3.1.5.Chancado Primario

El proceso de chancado consiste en la reducción del tamaño del mineral al tamaño deseado de la manera más eficiente, rentable y segura posible. En este sentido, se entiende por chancado a la operación realizada de manera unitaria, o un conjunto de operaciones unitarias utilizadas en la industria de procesamiento de minerales para reducir grandes trozos de roca a fragmentos más pequeños. (Acuña Contreras, 2019)

La planta concentradora Santa Lucia posee una capacidad instalada de 1400 TMD, el abastecimiento de mineral hacia la tolva de gruesos se ejecuta haciendo uso del cargador frontal, para luego pasar por el Alimentador de Placas 24” x 2.50 m. El circuito de tratamiento para obtener el concentrado de cobre se encuentra en el Anexo N° 12.

Modelo matemático López Jimeno

Jimeno clasificó las voladuras en dos tipos: Voladuras de pequeño diámetro (65 – 165 mm) y Voladura de gran diámetro (>165 mm). En la UM Tacaza se tiene como diámetro de perforación, 88.9 mm. A continuación, se detalla su fórmula:

- $B = 39 * D$
- $S = 51 * D$
- $T = 35 * D$
- $J = 10 * D$
- $Lt = H + J$
- $Lc = Lt - T$
- $\frac{Kg}{Tal} = d_{lineal} * Lc$

Donde:

B : Burden medido en m.

S : Espaciamiento medido en m.

T : Taco medido en m.

J : Sobreperforación medido en m.

Lt : Longitud de taladro medido en m.

Lc : Longitud de carga medido en m.

Kg/Tal: Cantidad de explosivo en kilogramo por taladro.

D : Diámetro del barreno, medido en mm.

Modelo matemático Langefors (1963)

Langefors y Kihlstrom proponen un burden máximo para luego determinar un burden práctico:

$$B_{max} = \frac{D}{33} * \sqrt{\frac{\rho_e * RWS}{C' * f * (\frac{S}{B})}}$$

Donde:

Bmax : Burden máximo medido en m.

D : Diámetro del barreno, medido en mm.

C' : Constante de roca (teniendo en cuenta “C”)

Para voladuras a cielo abierto y rocas duras C=0.4, se modifican las siguientes condiciones:

$$B = 1.4 - 15 \text{ m}$$

$$C'=C+0.75$$

$$B < 1.4 \text{ m}$$

$$C' = 0.07/B + C$$

Donde:

f : Factor de fijación; $f=1$; Barrenos verticales; $f=0.9$; Barrenos inclinados 70° ; $f=0.85$; Barrenos inclinados 63°

E_v : Relación entre espaciamiento y Burden (1 a 2)

ρ_e : Densidad de la carga explosiva (gr/cm³)

RWS : Potencia relativa en peso del explosivo

El Burden práctico se obtiene mediante la siguiente función:

$$B = B_{max} * (1 - 0.03 * H)$$

Donde:

H : Altura de banco (m)

Espaciamiento : $S = E_v * B$

Taco : $T = B$

Sobreperforación : $J = 0.3 * B$

Modelo matemático Ash (1963)

Richard Ash plantea el siguiente método empírico, teniendo en cuenta un factor

K_b según el tipo de roca y explosivo:

$$B = \frac{K_B * D}{12}$$

Donde:

K_b : Depende del tipo de roca y explosivo

D : Diámetro del barreno, medido en mm.

Tabla 1.

Tipo de explosivo y roca

TIPO DE EXPLOSIVO	TIPO DE ROCA		
	Blanda	Intermedia	Tenaz
Densidad baja (0.8 a 0.9 g/cm^3) y baja potencia	30	25	20
Densidad media (1.0 a 1.2 g/cm^3) y media potencia	35	30	25
Densidad alta (1.3 a 1.6 g/cm^3) y alta potencia	40	35	30

Nota. Clasificación del factor K_b dependiendo la densidad del explosivo, evaluando si esta es baja, media o alta y al tipo de roca, es decir, si esta es blanda, intermedia o tenaz.

Fuente. López Jimeno (2014).

Espaciamiento: $S = K_s * B$

- $K_s=2.0$; para iniciación simultánea.

- $K_s=1.0$; para barrenos secuenciados con mucho retardo.

- $K_s=$ entre 1.2 - 1.8 ; para barrenos secuenciados con pequeño retardo.

Sobreperforación: $J = K_j * B$

- $K_j=$ Entre 0.2 - 0.4

Taco: $T = K_t * B$

- $K_t=$ Entre 0.7 - 1

Longitud de taladros: $L_t = K_l * B$

- $K_l=$ Entre 1.5 - 4

Modelo matemático Konya (1983)

El modelo Konya considera la densidad del explosivo, así como de la roca, además corrige el Burden teniendo en cuenta factores geológicos:

$$B = \left(\frac{2P_e}{P_r} + 1.5 \right) * D$$

Donde:

B : Burden (pies)

ρ_r : Densidad de roca (gr/cm³)

D : Diámetro de la carga, medido en pulg

ρ_e : Densidad de la carga explosiva (gr/cm³)

Además, el modelo matemático Konya aplica correcciones geológicas para hacer más exacto al Burden, ya que el macizo rocoso presenta diversas características como estructura, discontinuidades, entre otros.

Tabla 2.

Corrección por la Orientación de los estratos según Manual Konya

Orientación de los Estratos	Kd
Estratos perpendiculares al corte	1.18
Estratos hacia a la cara	0.95
Otros tipos de depósitos	1.00

Nota. Clasificación del factor Kd dependiendo de la orientación de estratos, considerando si estos son perpendiculares al corte, hacia la cara o si son de otro tipo. Fuente. Konya (2010).

Tabla 3.
Corrección para estructura geológica según Manual Konya

Estructura Geológica	Ks
Altamente fracturada, juntas frecuentes y débiles, capas poco resistentes.	1.30
Capas delgadas competentes con juntas estrechas.	1.10
Roca intacta y masiva	0.95

Nota. Clasificación del factor Ks dependiendo de la estructura geológica, si estas están altamente fracturadas, son capas delgadas competentes o si es roca intacta y masiva.

Fuente. Konya (2010).

A partir de estas correcciones, según la orientación de los estratos y la estructura geológica, la obtención del Burden se obtendría con la siguiente fórmula:

$$B_{\text{corregido}} = B * K_d * K_s$$

Espaciamiento (pies):

- Barrenos de una fila instantáneos:

$$H < 4B$$

$$S = H + 2B/3$$

$$H \geq 4B$$

$$S = 2B$$

- Barrenos de una fila secuenciado:

$$H < 4B$$

$$S = H + 7B/8$$

$$H \geq 4B$$

$$S = 1.4 * B$$

Taco (pies):

$$T = 0.7 * B$$

Sobreperforación (pies):

$$J = 0.3 * B$$

Modelo matemático Berta (1985)

Berta halla la piedra teniendo en cuenta el diámetro del explosivo y consumo específico.

$$B = d \sqrt{\frac{\pi \times \rho_e}{4 \times CE}}$$

Donde:

B : Burden medido en m.

d : Diámetro de la carga (m)

ρ_e : Densidad del explosivo (Kg/m³)

CE : Consumo específico del explosivo (Kg/m³)

$$CE = \frac{g_f \times \epsilon_s}{n_1 \times n_2 \times n_3 \times E}$$

Siendo:

g_f : Grado de fracturación volumétrica (m²/m³). Supone que $g_f = 64/M$, donde “M” es el tamaño máximo de fragmento en metros.

ϵ_s : Energía específica superficial de fragmentación (MJ/m²).

n_1 : Características del binomio explosivo/roca.

n_2 : Características geométrica de la carga.

n_3 : Rendimiento de la voladura, normalmente 0,15.

$$n_1 = 1 - \frac{(\rho_e \times VD - \rho_r \times VC)^2}{(\rho_e \times VD + \rho_r \times VC)^2} \quad \text{y} \quad n_2 = 1 - \frac{1}{e^{D/d} - (e - 1)}$$

Siendo:

VD : Velocidad de detonación del explosivo (m/s).

VC : Velocidad de propagación de las ondas en la roca (m/s)

ρ_r : Densidad de la roca (Kg/m³)

D : Diámetro del barreno (m)

Modelo matemático Pearse (1955)

Utilizando el concepto de la energía de deformación por unidad de volumen, obtuvo la siguiente ecuación:

$$B = K_v \times 10^{-3} \times D \times \left[\frac{PD}{RT} \right]^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

B : Burden medido en m.

Kv : Constante que depende de las características de las rocas (0,7 a 1).

D : Diámetro del barreno (mm)

PD : Presión de detonación del explosivo (Kg/cm²).

RT : Resistencia a tracción de la roca (Kg/cm²).

Modelo matemático Bruce Carr (1985)

Carr incluye una impedancia de la roca:

$$Z_r = 1.31 \times \rho_r \times \frac{VC}{1.000}$$

Donde:

Zr : Impedancia de la roca.

ρ_r : Peso específico de la roca.

VC : Velocidad sísmica de la roca (pies/s)

$$PD = \frac{0,418 \times \rho_e \times \left[\frac{VD}{1.000} \right]^2}{0,8 \times \rho_e + 1}$$

Donde:

PD : Presión de detonación del explosivo.

ρ_e : Peso específico del explosivo.

VD : Velocidad de detonación del explosivo (pies/s).

- Consumo Específico característico $CEC = \frac{Z_r}{PD}$

- Espaciamiento entre barrenos $S = 3 \sqrt{\frac{\rho_e \times d^2}{CEC}}$

Donde:

d : Diámetro de la carga (pulg).

- Burden $B = S \times 0,833$

- Retacado $T = B$

- Sobreperforación $J = (0,3 - 0,5) \times S$

Modelo matemático Rustan (1990)

La fórmula de Burden para minas a cielo abierto es:

$$B = 18,1 * D^{0,689} \text{ (+ 52\% valor máximo esperado y -37\% para el valor mínimo)}$$

Donde:

D : Diámetro de los barrenos (entra 89 y 311 mm).

Mediante un análisis de regresión, se obtuvo esta fórmula.

Modelo matemático Olofsson (1990)

Olofsson obtiene esta expresión simplificada a partir de Langefors.

$$B_{m\acute{a}x} = K \times \sqrt{q_f} \times R_1 \times R_2 \times R_3$$

Donde:

- K : Constante que depende del tipo de explosivo:
Explosivos gelatinosos (1,47), Emulsiones (1,45), ANFO (1,36).
- q_f : Concentración de la carga de fondo del explosivo elegido (Kg/m).
- R_1 : Factor de corrección por inclinación de los barrenos.
- R_2 : Factor de corrección por el tipo de roca.
- R_3 : Factor de corrección por altura de banco.

Tenemos en cuenta las siguientes tablas para los factores de R_1 y R_2 :

Tabla 4.
Valores para el Factor R_1

Inclinación	$\infty:1$	10:1	5:1	3:1	2:1	1:1
R_1	0.95	0.96	0.98	1.00	1.03	1.10

Nota. Valores asignados para el factor de corrección por inclinación de los barrenos.

Fuente. Manual de Perforación y Voladura (2014)

Tabla 5.
Valores para el Factor R_2

Constante de	0,3	0,4	0,5
Roca c			
R_2	1.15	1.00	0.90

Nota. Valores asignados para el factor de corrección por el tipo de roca. Fuente. Manual de Perforación y Voladura (2014).

R3 se obtiene de la siguiente manera, cuando la altura de banco es menor a dos veces el Burden máximo y el diámetro de perforación son menores a 102 mm:

$$R_3 = 1,16 - \left[0,16 \frac{H_2}{H_1} \right]$$

Donde:

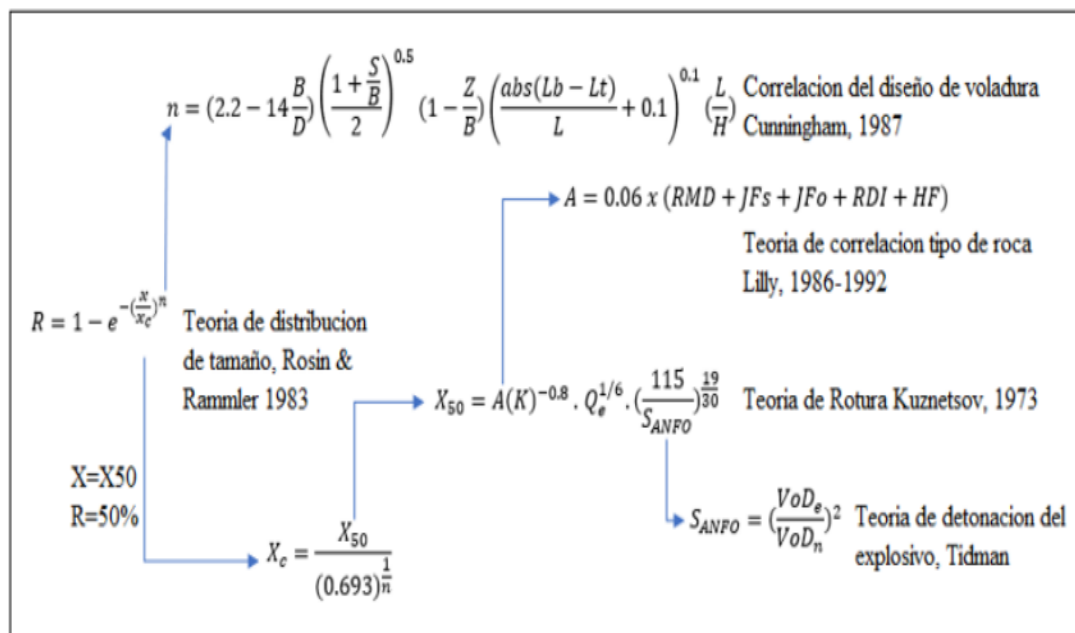
H_1 : Altura de Banco actual.

H_2 : Altura de Banco = $2B_{max}$ ($H_2 > H_1$)

Para el cálculo de Burden, se aplica la fórmula de Langefors.

Modelo KuzRam

Según Couceiro et al. (2018), el modelo Kuz-Ram fue diseñado por Claude Cunningham y ha sido ampliamente utilizado a nivel mundial, debido a sus particularidades para el análisis de fragmentación. Este modelo sienta sus bases en antiguas publicaciones rusas, las cuales establecieron una relación directa entre los parámetros de tronadura y el tamaño medio de fragmentación, lo que le permitió ganar la atracción del mundo occidental luego de descubrir su concordancia con los modelos de fragmentación asentados en la teoría del crecimiento de grietas.

Figura 17.
Modelo KuzRam


Nota. Fórmulas del Modelo KuzRam, fórmula del índice de uniformidad “n”, factor de roca “A”, tamaño promedio “X50” y tamaño característico “Xc”. Fuente: Leiva, citado por Huanca (2021).

Kuz-Ram corresponde a la abreviatura de los contribuyentes a las ecuaciones que constituyen la base de los modelos de Kuznetsov y Rosin-Rammler, quienes se combinan en seis ecuaciones para predecir la distribución del tamaño del producto "R" de los fragmentos de voladura, tal como se muestra en las ecuaciones consignadas en la Figura 17.

Índice de Volabilidad

El término índice de volabilidad, desarrollado por Lilly, se utiliza en relación con la susceptibilidad del macizo rocoso a las voladuras y está estrechamente relacionado con el factor de carga.

$$BI = 0.5 * (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Donde:

RMD : Descripción de la masa Rocosa

JPS : Espaciamiento entre planos de las Juntas

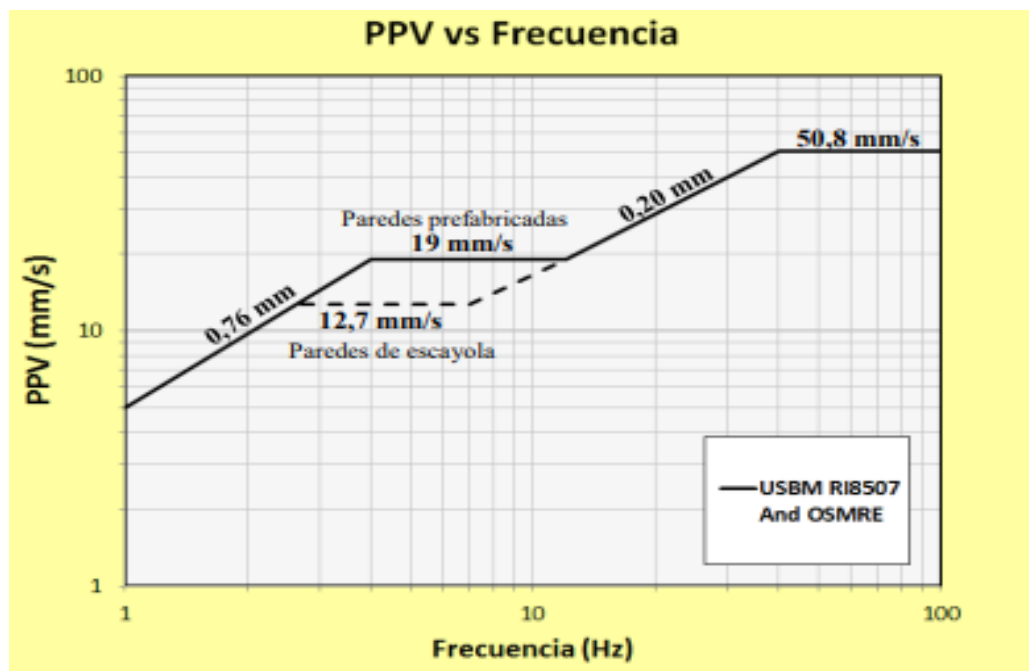
JPO : Orientación de los planos de las Juntas

SGI : Influencia del peso específico

JPO : Influencia de la resistencia

2.3.2. Norma americana USBM RI 8507 (OSMRE)

La Oficina de Minas de los Estados Unidos, en 1980, publicó el estándar RI8507, a fin de brindar una respuesta estructural y daños provocados por vibraciones generadas en el proceso de voladura de minería a tajo abierto. La norma USBM RI 8507 plantea criterios de prevención, considerando la velocidad de la partícula y el nivel de frecuencia como parámetros que permiten establecer límites en la voladura, tal como se evidencia en la figura siguiente. (Vásquez Sánchez, 2017)

Figura 18.
Criterios de prevención de daños de la norma USBM RI 8507


Fuente. Vásquez (2017).

Asimismo, la norma USBM RI8507, establece los siguientes valores representativos de prevención:

Tabla 6.
Recomendaciones del criterio de prevención según la norma USBM RI8507

PPV max (mm's)	Frecuencia (Hz)	Estructuras
12.7	2,7-7	Casas con paredes de escayola
19	4-12	Casas modernas con interiores de yeso prefabricado
50.8	+40	Sin restricción

Fuente. Vásquez (2017).

2.3.3. Software de Wipfrag

Wipfrag es una herramienta de análisis de imágenes digitales desarrollada por MinBlast Ltd (2018), que se puede utilizar para medir la distribución de tamaños de roca fragmentada; para ello, se utiliza una o más imágenes digitales como punto de partida, a fin de generar la distribución del tamaño del informe calculado. (Bravo Mamani, 2018)

Por su parte, Salas (2020) señala que el Wipfrag corresponde a un software de análisis de fragmentación versátil ejecutable en una computadora portátil, un teléfono inteligente o una tableta. Su principal objetivo es obtener la curva granulométrica a partir de un análisis digital de fotografías fragmentadas de roca. No obstante, una de sus limitaciones más significativas es que realiza extrapolaciones para cálculos de volumen a partir de imágenes en dos dimensiones.

Figura 19.

Software WipFrag



Nota. Software de análisis de fragmentación post-voladura WipFrag, considerando una escala. Fuente: Salas (2020).

Cabe destacar que, para operar esta herramienta computacional, se debe considerar la siguiente metodología:

- Tomar fotografía de la pila de material sometido a voladura.
- Aperturar las fotografías tomadas en el software elegido.
- Determinar la escala para clasificar cada fotografía.
- Editar y establecer un contorno, de forma manual, así como los fragmentos de roca de la fotografía capturada.
- Generar una curva granulométrica respecto al proceso de voladura.

2.3.4. Rocas volcanoclásticas

Las rocas volcanoclásticas incluyen todo tipo de materiales volcánicos clásticos que, independientemente de su fragmentación, se dispersan por cualquier medio de transporte y se depositan en cualquier medio o se mezclan en grandes proporciones con fragmentos no volcánicos.

Generado originalmente por actividad volcánica, generalmente explosiva, seguida de remoción de material. El material piroclástico es la fuente que origina los materiales volcanoclásticos.

Es transportado por flujos masivos con diversos grados de saturación de agua: deslizamientos de tierra o deslizamientos de desestabilización. Se transporta en frío.

Figura 20.

Toba volcánica



Nota. Roca volcánica gris blanquecina, masiva a levemente fracturada (sector NE del Tajo José María). Fuente: CIEMSA (2021).

Las rocas piroclásticas y volcanoclásticas pueden depositarse en grandes áreas alejadas de sus fuentes volcánicas originales porque en aire, los flujos piroclásticos, el agua y los flujos de lodo son más rápidos que los flujos de material fundido.

2.3.4.1. Clasificación

La textura de la roca volcanoclástica se produce por cualquier proceso de fragmentación que produzca fragmentos de roca y/o minerales. Esta clasificación es similar a la clasificación de los clastos sedimentarios, basada en el tamaño de partículas/fragmentos.

a) Según su Origen

- Esencial o Juvenil: Cuando emana directamente de una erupción de magma.
- Adicionales u Originales: Proceden de rocas volcánicas o subvolcánicas de erupciones anteriores del mismo volcán.

- Accidental: del basamento subvolcánico, su composición es variable.
- b) Según el tamaño de partícula
- Bomba: material joven que se funde parcialmente y se solidifica rápidamente durante o después de la caída (los flujos de lava ácida o intermedia tienen una corteza más fracturada que los flujos de lava básicos).
 - Lapilli: pieza de origen juvenil o no, angular o semicircular (forma más redondeada indica origen juvenil); Hay tipos: con corteza, armados.
 - Ceniza volcánica: incluye vidrios, cristales y fragmentos de roca de origen juvenil o no; la roca consolidada es la toba.
- c) Según su naturaleza
- Tiene en cuenta la composición y porosidad; Depende del tamaño de partícula:
- Tamaño grueso (lapilli o más grande).
 - Piedra pómez: Vidrio volcánico ácido, en su mayoría, o alcalino, rico en burbujas que se presenta como grupos fibrosos con pequeñas burbujas tubulares paralelas.
 - Escoria: vidrio volcánico básico (basalto), de aspecto casi opaco debido a los óxidos de Fe microcristalinos (taquilita); se hunde en el agua.
 - Tamaño pequeño (cenizas).
 - Fragmentos de vidrio: más o menos curvados, en media luna o en "Y".
 - Fragmentos de cristal: Diferentes en formas euédrales: cuarzo bipiramidal al biotita pseudohexagonal, feldespato de alta temperatura, olivino, piroxeno, anfíbol; parecen estar intactos o más o menos rotos; los rotos son característicos de las tobas de flujo.

2.3.4.2.Estructura

- a) Geometría: Tamaño y forma del depósito, distribución superficial (abanicos, relleno de valle, etc.) y distribución vertical (cuñas, lentes, etc.).
- b) Estratificación: La relación con la superficie subyacente y la superficie de apoyo (cubierta plana y cimentación con corrosión reducida, cubierta y base paralelas), secuencia de capas.
- c) Estructura del interior de los estratos:
 - Estratos masivos: sin organización visible, apariencia uniforme, a menudo debido a una mala calibración (lapilli y los bloques están dispersos de manera desigual en una matriz de grano fino); son típicos de lahares y brechas.
 - Laminación: capas más o menos paralelas de menos de 1 cm de espesor.
 - Estratificación alineada y orientada: disposición lineal de fragmentos individuales o bandas en grandes capas (los fragmentos son piezas más grandes de piedra pómez o roca), que a menudo muestran poca continuidad lateral; con fragmentos tabulares, se orientan a lo largo de las capas, formando capas orientadas y tejidos anisótropos; esto es típico de depósitos de flujo.
 - Estratificación gradada: un cambio longitudinal incremental en el tamaño o las propiedades (especialmente la densidad) de los fragmentos de un estrato, que puede ocurrir en diferentes formas: normal, inversa, simetría; esto es característico de los depósitos sedimentarios y puede estar relacionado con las características e impulsos del vulcanismo (tipo, duración, intensidad.) o con el ambiente de depósito (aire, agua, etc.).
 - Estratificación cruzada: Una combinación de capas, cada una en ángulo con respecto a las capas adyacentes, debido a que las partículas se mueven a lo largo de la superficie por el viento o el agua, y forman en la superficie patrones ondulados

(riple o dunas); Esto es característico de los depósitos de avalanchas piroclásticas.

2.4. Hipótesis

La fragmentación óptima de las rocas volcanoclásticas reduce significativamente los costos en las actividades de carguío, acarreo y aumenta la eficiencia del chancado en la unidad minera Tacaza.

2.5. Variables

2.5.1. Variable independiente

El diseño perforación y voladura en rocas volcanoclásticas

2.5.2. Variable dependiente

Costos en las actividades de carguío, acarreo

Eficiencia en chancado

2.5.3. Operacionalización de variables

Variables	Definición conceptual de las variables	Definición operacional	Indicadores	Unidades de medida
Variable Independiente: Diseño de malla de perforación y voladura para rocas volcanoclásticas	Diseño de perforación y voladura, el cual necesitamos para fragmentar la roca, por medio de la evaluación de las características geomecánicas de la roca. Se determina los parámetros de perforación mediante el uso de modelos matemáticos tales como López Jimeno, Langefors, Ash y Konya, para luego ser analizado por el modelo de predicción KuzRam, el cual nos permitirá elegir un diseño que cumpla con el tamaño de partícula que buscamos.	Evaluación de las características geomecánicas de la Roca	RQD	%
			Resistencia a la comprensión	MPa
			Resistencia a la tracción	Mpa
		Modelos matemáticos de López Jimeno, Langefors, Ash y Konya	Burden	Metros
			Espaciamiento	Metros
Variable dependiente: Costos en las actividades de carguío	Costos involucrados debido al alquiler de excavadoras por terceros para realizar el carguío de mineral, estos costos serán reflejo de la cantidad de horas trabajadas.	Tiempo de ciclo de carguío	Taco	Metros
			Longitud de carga	Metros
Costos en las actividades de acarreo	Costos involucrados debido al alquiler de volquetes por terceros para realizar el acarreo de mineral, estos costos serán reflejo de la cantidad de horas trabajadas.	Tiempo de ciclo de acarreo	Control de tiempo de ciclo de la Excavadora CAT 336	Minutos
Eficiencia en chancado	El chancado permite reducir el material a un tamaño dado, a mayor cantidad de material a tratar, mayor será la eficiencia de chancado.	Cantidad de material a tratar	Reporte de horas trabajadas de la Empresa Contratista ANDERMAC	Minutos
			Reporte de cantidad de material tratado de Planta Concentradora	TMS (toneladas métricas secas)
			Valorización comercial de concentrado de Cobre	Dólares

CAPITULO III

3. MARCO METODOLÓGICO

3.1 Descripción geológica de la Unidad Minera Tacaza

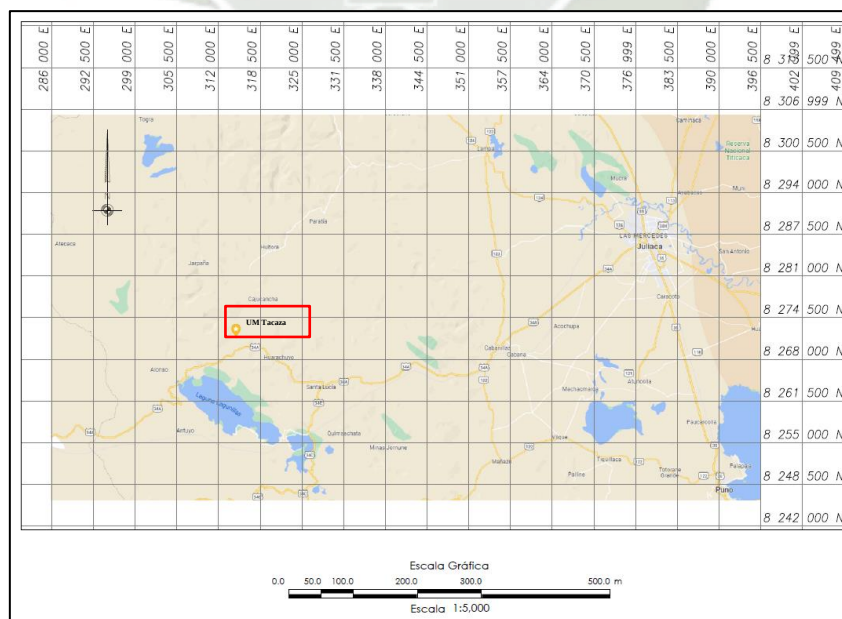
3.1.1 Ubicación

La U.M. Tacaza se sitúa en el cerro Chacalaya, comunidad de Choroma perteneciente al distrito de Santa Lucia, provincia de Lampa, región Puno. Con coordenadas UTM 314750 E y 8271500 N y una altitud de 4200 a 4450 m.s.n.m, según Datum WGS 84, zona 19.

Se llega a la zona por vía aérea, Lima-Juliaca y luego a través de la carretera asfaltada hacia el distrito de Santa Lucia de aprox. 58 Km, continuando desde Santa Lucia hasta el desvío Tacaza en carretera asfaltada aprox. 17 Km adicionales y desde el desvío a la mina Tacaza en carretera afirmada de aprox. 3.0 Km.

Figura 21.

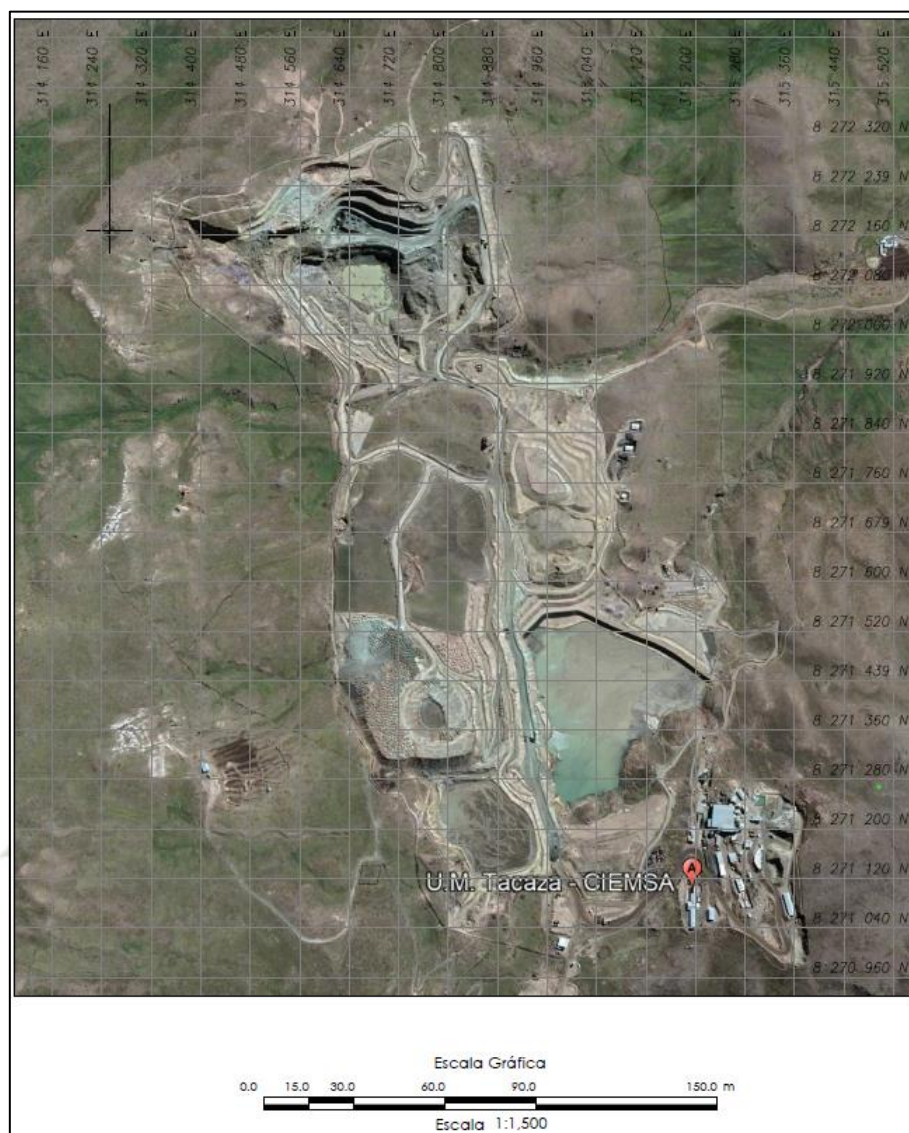
Ubicación a escala de la Unidad Minera Tacaza



Nota. En la figura se indica la ubicación geográfica de la U.M. Tacaza.
Fuente: Google Maps (2022).

Figura 22.

Vista en Planta de la Unidad Minera Tacaza



Nota. En la figura se muestra en vista en planta a la U.M. Tacaza.

Fuente: Google Maps (2022).

3.1.2 Geología regional y local

De forma regional, la U.M. Tacaza está situada en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes del Sur del Perú, en una faja de conos volcánicos terciario-cuaternario siguiendo el alineamiento andino, desde Ayacucho hasta la frontera con Chile. La zona de estudio comprende a rocas piroclásticas y volcano sedimentarias del Cenozoico del sur del Perú.

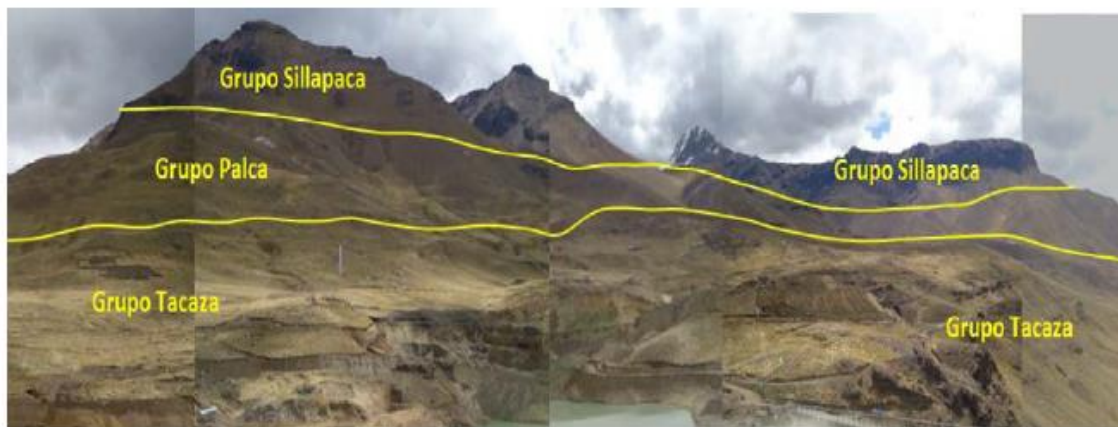
La sedimentación molásica del Cretáceo Inferior permaneció durante la etapa del Paleoceno y Eoceno, correspondiente al Grupo Puno (conformado por areniscas arcósicas, secuencias molásicas, limolitas, tufáceas, calizas y conglomerados), según se iba evidenciando un levantamiento, que en algunos momentos generó ciertas discrepancias locales dentro de ellas. Luego, sucede una deformación compresional (fase Inca), con plegamientos y fallamiento inverso, dando paso a una intensa actividad erosiva.

Más adelante, en el flanco este de la Cordillera Occidental, durante la etapa del Oligoceno, se dio el vulcanismo de forma activa, llevándose a cabo una secuencia volcánica y volcano-sedimentaria, varias, asentadas en medios lacustres de diferentes litologías. A este proceso corresponde el Grupo Tacaza, el cual descansa en discordancia angular sobre el Grupo Puno. El Grupo Tacaza consta de una serie de aglomerados, derrames, tobas y horizontes de areniscas tufáceas; de forma local presenta flujos de composición basáltica de composición variable de un lugar a otro.

Finalmente, ocurrió una explosiva actividad volcánica intensa durante el Mioceno, generando una variada y gruesa sucesión de piroclastos interdigitados en diversas zonas con sedimentos continentales y lacustrinos. Este vulcanismo piroclástico corresponde al Grupo Palca, compuesto por tobas blanquesinas de composición dacítica, riodacítica y andesítica, hacia el tope surgen tobas no soldadas e ignimbritas. Sobre el Grupo Palca y Grupo Tacaza descansan los volcánicos Sillapaca, conformados por lavas dacíticas y andesíticas. Una peculiaridad específica es la presencia de disyunción columnar.

Figura 23.

Vista panorámica del sector W de la Unidad Minera Tacaza



Nota. Geología regional y local clasificada por los grupos de Sillapaca, Palca y Tacaza.

Fuente: CIEMSA (2021)

3.1.3 Litología

3.1.3.1 Depósitos coluvio-residuales

Están relacionados con las laderas de suave pendiente con espesores máximos de 10.0 m. Presentan interdigitaciones de roca insitu muy alterada procedente de las areniscas tufáceas y brechas con bloques y bolones angulosos a subangulosos envueltos en matriz areno-arcillosa. Se encuentran cubriendo superficialmente la parte alta de los afloramientos del tajo José María, teniendo su mayor espesor en el sector NW.

Según el sistema SUCS, los suelos coluvio residuales se clasifican como SM (arena limosa con presencia de grava y bloques ocasionales), contenido de humedad de 17.53%, índice de plasticidad (IP) de 25.79%, densidad promedio de 1.695 gr/cm³, ángulo de fricción interna de 23.31° y cohesión de 0.18 Kg/cm².

3.1.3.2 Depósitos coluvio-morrenicos

Se sitúan en las cabeceras de los valles secundarios y consisten de bloques, bolones y gravas subangulosas a subredondeadas, inmersos en una matriz limo-arcillosa,

densos, cohesivos, húmedos y compactos que, debido a la acción glaciaria, son transportados. Cabe indicar que se encuentran envolviendo los afloramientos del Grupo Tacaza, además tienen espesores de 10 a 30 m.

Según el sistema SUCS, los suelos coluvio-morrenicos se clasifican como SM (arena limosa con presencia de grava y bloques ocasionales), contenido de humedad de 20.44%, índice de plasticidad (IP) de 11.13%, densidad promedio de 1.782 gr/cm^3 , ángulo de fricción interna de 18.14° y cohesión de 0.28 Kg/cm^2 .

Figura 24.

Vista de suelos coluvio-residual y Vista de suelos coluvio-morrénico



Nota. Suelos coluvio-residuales consistente en bloques y fragmentos angulosos y suelos coluvio-morrenico consistente en bloques y gravas de composición andesítica envueltos en matriz limo-arcillosa. Fuente: CIEMSA (2021).

3.1.3.3 Grupo Tacaza

El Grupo Tacaza consiste en rocas volcánicas piroclásticas depositadas durante el Mioceno, nombre que fue empleado por primera vez por Jenks (1946) y oficializado por Newell (1949). Descansa en discordancia sobre afloramientos de rocas mesozoicas o del Grupo Puno a rocas volcanoclásticas del Grupo Sillapaca. Algunos autores describen las

tobas como areniscas arcósicas de grano grueso con coloraciones gris morado con clastos subredondeados de andesita en una matriz de fragmentos de roca y arena cuarzo-feldespática.

En la zona de emplazamiento de la UM Tacaza, se puede apreciar el miembro inferior del Grupo Tacaza compuesto de manera predominante por brechas tobáceas y aglomerados con una ocasional intercalación de lavas andesíticas de textura porfirítica.

Figura 25.

Afloramientos de intercalaciones de areniscas tufáceas

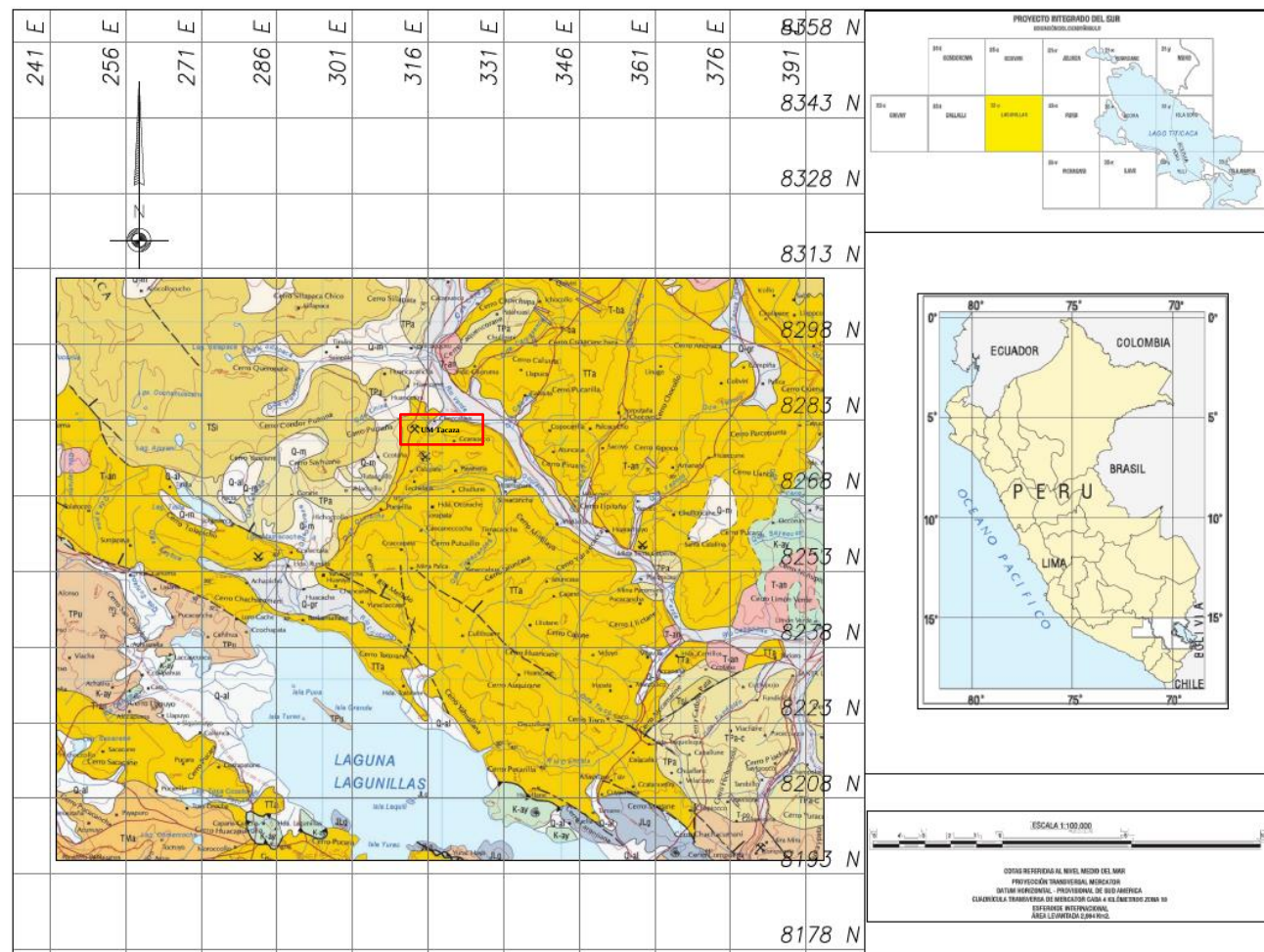


Nota. Sector NW areniscas tufáceas pardo rojizas y gris verdosas del grupo Tacaza.

Fuente: CIEMSA (2021).

Figura 26.

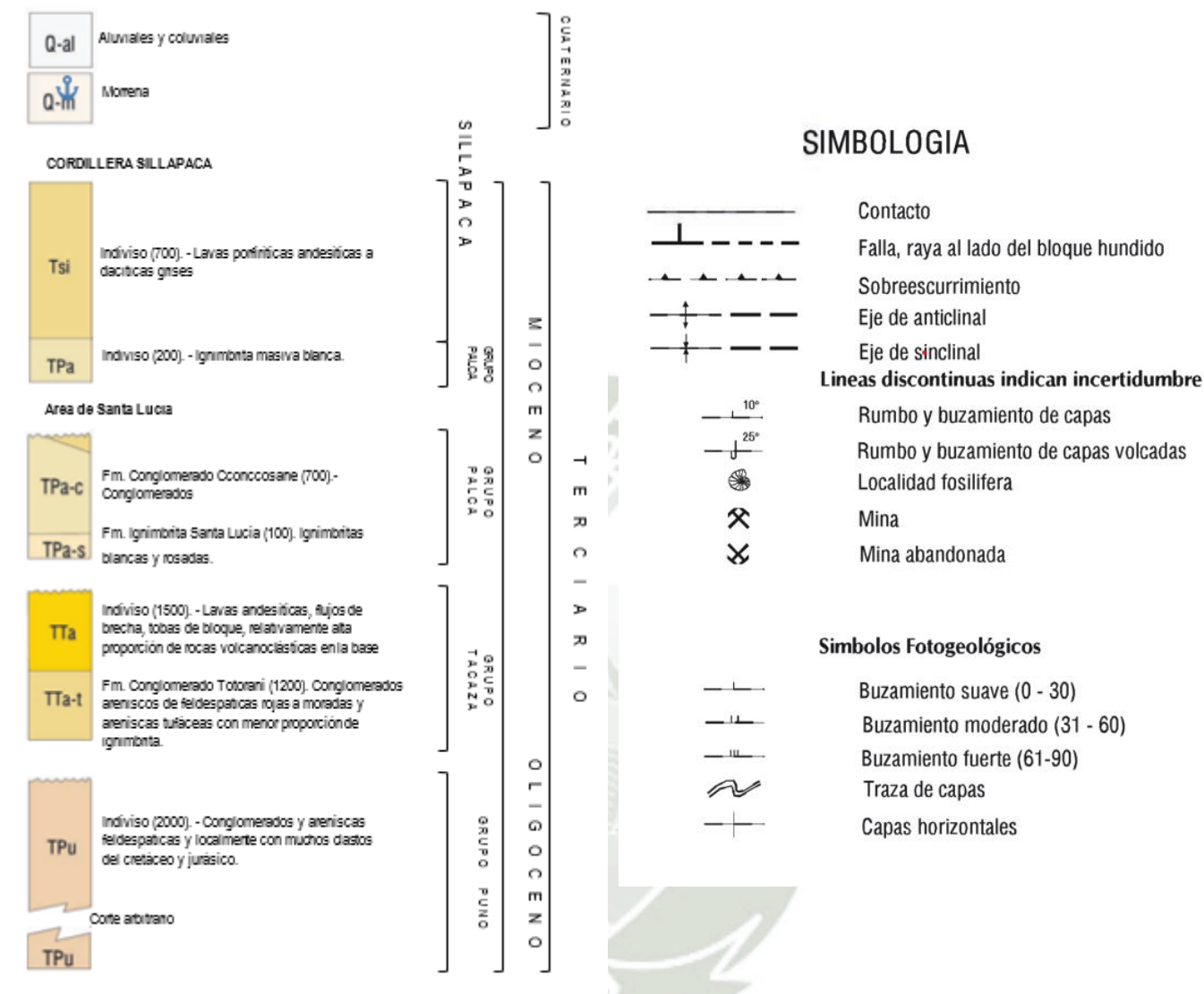
Geología regional del área de emplazamiento de la unidad minera Tacaza



Nota. Geología de la Unidad minera Tacaza

Figura 27.

Simbología de la Geología regional del área – Figura 26



Nota. Geología regional del área de emplazamiento de la UM Tacaza. Fuente: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (2021).

3.1.4 Geología Estructural

De forma estructural el yacimiento Tacaza se ubica entre dos fallas regionales paralelas con rumbo andino (Río Verde y Lagunillas). El fallamiento general fue compresivo y en bloques con movimientos verticales (normal) y horizontales (dextral), ocasionando fallas transversales al rumbo andino, las que actuaron como trampas

estructurales por donde ascendieron los fluidos hidrotermales y mineralizaron las unidades permeables más favorables, asimismo algunas estructuras fueron rellenadas.

El yacimiento Tacaza tiene a los patrones estructurales NE – SW y ENE – WSW, a partir del movimiento compresivo de las fallas Río Verde y Lagunillas. El movimiento vertical fue de tan solo unos metros y de tipo normal. Luego, el tectonismo de la zona originó la formación de anticlinales y sinclinales abiertos con flancos de suave pendiente y ejes direccionados al NE y EW. Tales plegamientos corresponderían a las discordancias Post Fase Inca y Quechua 1 (intra Tacaza). Cabe indicar que existe una relación directa entre la mineralización con el dominio estructural, adquiriendo una forma elongada con rumbo N-S. Algunas fueron mineralizadas en forma de veta con espesores considerables en superficie o han alimentado mantos en las areniscas tobáceas.

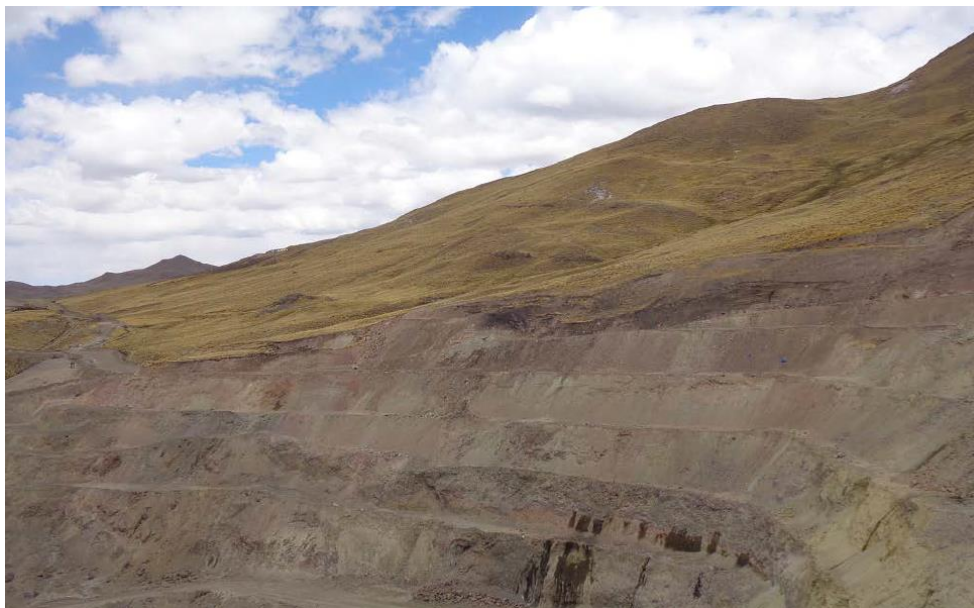
3.1.5 Hidrogeología

Durante la visita al tajo José María en la U.M. Tacaza se observaron puntos de surgencias de agua en los bancos intermedios, en el contacto de las andesitas con las areniscas volcanoclásticas de grano grueso, las cuales se comportan como capas permeables.

Las surgencias de agua subterránea se concentran en el banco 10 del sector NW del tajo, sin embargo, estos puntos de surgencia se podrían incrementar durante la temporada de lluvias y formarse estalactitas de hielo que afectarían las condiciones de inestabilidad, por lo que es necesario realizar la revisión de los sistemas de impermeabilización que se han realizado en los canales de coronación y drenajes complementarios para controlar la infiltración de la zona de bofedales ubicados en cotas superiores a la cresta del tajo (cota 4390 msnm).

Figura 28.

Vista de puntos de surgencia de agua subterránea en el contacto de areniscas tufáceas



Nota. Filtración de agua subterránea en el Sector NW en el contacto de areniscas tufáceas (roca volcánica) con lentes de andesitas. Fuente: CIEMSA (2021).

Las fuentes de recarga de las surgencias de agua en el tajo José María provienen de un canal de riego ubicado en la parte superior (cota aprox. 4540 msnm.) y de bofedales ubicados en las cotas 4440 a 4460 msnm. Las aguas de filtración fluyen a lo largo de los estratos de areniscas tufáceas y brechas, las cuales presentan una porosidad de 20% a 35%, en la zona de contacto la porosidad de la arenisca volcanoclásticas es de 50%. Los puntos de surgencias en la parte alta han originado surcos a partir del canal con la presencia de grietas laterales.

Figura 29.

Vista de Google Earth en detalle del tajío José María



Nota. Ubicación vista en Google Earth correspondiente al Tajo José María. Fuente: CIEMSA (2021).

3.1.6 Geología Minera

El yacimiento trata de un cuerpo sub horizontal tipo manto, denominado de este modo por estar asociado, limitado y hospedado en secuencias de rocas volcánicas y piroclásticas. El proceso de mineralización sucede especialmente en las brechas tufáceas (rocas más permeables), así como también en las lavas porfiríticas, andesíticas, amigdalares y en algunas zonas rellenando fracturas.

El proceso de mineralización de la mina Tacaza, se presenta en “mantos de cobre”, alojado en las secuencias volcánicas del grupo Tacaza, cuyas soluciones hidrotermales rellenaron y reemplazaron los espacios abiertos de las fracturas y brechas, es por ello que aparecen diseminadas y en vetillas finas. Existen tres zonas de mineralización:

- Zona de óxidos: Se hallan afloramientos y zonas superficiales del manto con una profundidad de 5 a 10 m, se observan minerales de Azurita, Malaquita, Cobre Nativo, Limonitas y Crisocolas, con cantidades de Cu que oscilan de 0.50 a 1.60 %.

- Zona de enriquecimiento o de sulfuros secundarios: Precede a la zona de óxidos, aquí se despliegan los mejores valores de Cobre, además otorga el valor económico al yacimiento, a base de minerales de Calcosina y pequeñas cantidades de Covellita.
- Zona de sulfuros primarios: Se trata de la zona más profunda, en que los valores de Cobre, Plata y otros elementos que, desde la formación del yacimiento, se presentan sin variación alguna, la ley de Cobre es menor al 0.40%. Conformado por Chalcopirita fina, Bornita, Magnetita, Pirita, Calcita, además de pequeñas cantidades de Esfalerita Galena y Cuarzo.

El mineral principal de valor económico procesado es la calcosita (Cu_2S), siendo portador del 79.9% de Cobre y 20.1% de Azufre, además contiene minerales como digenita (Cu_9S_5), esfalerita (ZnS), galena (PbS), calcopirita (CuFeS_2), bornita ($\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS} \cdot \text{FeS}$), crisocola ($\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), malaquita ($\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$), pirita (FeS_2) y cobre nativo (Cu).

3.1.7 Inspección de Campo, revisión de Testigos y recolección de muestras

Se revisaron algunos testigos de roca de sondajes diamantinos ubicados en el sector NW del tajo José María, donde se realizó la medición de la resistencia de la roca intacta con el martillo de Schmidt obteniéndose resistencias entre 25 a 35 MPa areniscas tufáceas retrabajadas cercanas al contacto suelo-rocas, entre 35 a 55 MPa en areniscas tufáceas moderadamente alteradas y entre 55 a 90 MPa en lentes de andesitas brechosas.

Figura 30.

Vista de testigos de sondaje JM-02-21



Nota. Testigos de sondaje JM-02-21 entre 34.80 m a 40.70 m de composición arenisca brechosa y volcanoclástica. Fuente: CIEMSA (2021).

Asimismo, se observó que las areniscas tufáceas no presentan familias de discontinuidades sino discontinuidades ocasionales, por lo que el fracturamiento observado *in situ* se debe exclusivamente a la voladura.

3.1.8 Análisis Petrográfico

Tabla 7.

Análisis petrográfico de la Arenisca volcanoclástica

Muestra	Petrografía	Denominación
	Roca de textura fragmental compuesta por fragmentos (42%) subangulares a subredondeados de rocas volcánicas y de cristales de plagioclasas y carbonatos. La matriz criptocristalina (58%) está conformada de arcillas y cloritas.	Arenisca volcanoclástica

Nota. Análisis petrográfico de la arenisca volcanoclástica, denominada así por la Unidad Minera Tacaza. Fuente: CIEMSA (2021).

3.2 Determinación de las características Geomecánicas del Macizo Rocoso

Los parámetros geomecánicos fueron obtenidos a partir del estudio geomecánico del Tajo José María, teniendo los siguientes datos.

Tabla 8.
Clasificación RQD (Rock Quality Designation)

RQD	CALIDAD DE ROCA
<25%	MUY MALA
25-50%	MALA
50-75%	REGULAR
75-90%	BUENA
90-100%	MUY BUENA

Nota. Elaboración propia. Clasificación de la calidad de la roca volcanoclástica según su RQD. En español, la RQD hace referencia a la designación de la calidad de la roca, y sirve para medir el grado de fracturación de una roca maciza.

Tabla 9.
Resistencia a la Compresión Simple

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (MPa)
Resistencia muy alta	>225
Resistencia alta	112-225
Resistencia media	53-112
Resistencia baja	28-56
Resistencia muy baja	<28

Nota. Elaboración propia. Clasificación de la roca volcanoclástica según su resistencia a la compresión simple (MPa), MPa significa Mega Pascales. El pascal es una unidad de presión igual a N/m^2 según el sistema internacional de Unidades.

3.3 Alcances y Limitaciones

Alcances: Estuvieron definidos a la etapa de perforación y voladura y a los procesos de carguío, acarreo y chancado de la UM Tacaza (CIEMSA). De igual manera se puede utilizar como referencia para otros casos que presenten problemas similares.

Limitaciones: El número de pruebas posibles a realizar dependen de la aprobación de la gerencia, por lo que se cuenta con un número limitado.

Viabilidad: Es viable, ya que la unidad minera ofreció todas las herramientas, equipos y permisos para la realizar la investigación

Lugar o espacio donde se llevó a cabo la investigación: Unidad minera Tacaza.

3.4 Tipo y Nivel de la Investigación

El siguiente trabajo de investigación fue de tipo aplicada, con un nivel experimental acorde a los criterios de Hernández Sampieri et al (2014), haciendo modificaciones a la variable independiente a fin de medir sus efectos sobre la variable dependiente. En este marco, específicamente, se trata de un diseño preexperimental de preprueba y postprueba.

3.5 Población y Muestra

3.5.1 Población

La población se refiere al universo de estudio de la investigación (Arias, 2012), que en este caso son los bancos de voladura Unidad Minera Tacaza, teniendo un total de

12 bancos con un ancho y altura de banco de 5m, ángulo de talud de pit final de 42°, ángulo interrampa de 49.30° y un ángulo de talud operativo Pit de 70°. El nivel superior más alto del Pit es 4350 msnm y 4290 msnm como nivel inferior del Pit.

3.5.2 Muestra

La muestra se hizo de manera circunstancial de acuerdo a los criterios de Flames (2012), ya que se consideran los bancos autorizados para el estudio por parte de la gerencia de la empresa. Se comparará y analizará la fragmentación de 4 proyectos de voladura con presencia de roca volcanoclástica, representando un 33 % de toda la población, 2 proyectos de voladura con alta fragmentación y 2 proyectos aumentando el tamaño de partícula.

Tabla 10.
Bancos a considerar para la muestra

Tipo Estudio			Bancos
Voladuras	Con	Alta	Vol. 05-21 – Mineral - Banco 4315E Tajo José María
Fragmentación			Vol. 07-21 – Mineral - Banco 4290N Tajo Jose María
Voladuras	a aplicar el		Vol. 23-21 – Mineral - Banco 4305N Tajo Jose María
Diseño,	optimizando la		Vol. 25-21 – Mineral - Banco 4310N Tajo Jose María
Fragmentación			

Nota. Elaboración propia. En la tabla se presenta las voladuras a estudiar y aplicar el diseño de voladura nuevo con presencia del tipo de roca volcanoclástica. (Figura 32 y 33).

3.6 Métodos, Técnicas e Instrumento de Recolección de Datos

Esta investigación fue realizada en dos etapas:

Etapa 1:

1. Diseño de la malla: En este estudio se usó el modelo triangular y se emplearon los modelos matemáticos de López Jimeno, Langefors, Ash y Konya para determinar los parámetros de perforación tales como Burden, espaciamiento, taco, sobreperforación, entre otros. (Tabla 11, 12, 13, 14, 15 y 16) (Figura 32 y 33).
2. Se empleó el modelo matemático predictivo de fragmentación KuzRam a fin de poder predecir y hallar el modelo óptimo de fragmentación de la roca volcanoclástica. (Tabla 17, 18, 19, 20, 21, 22 y 23)
3. Voladura: Se utilizó emulsión gasificada (Emulfan 300 S), debido a la notoriedad de la presencia de agua en los taladros. Luego, se realiza el amarre o secuenciamiento, siguiendo la simulación realizada en JKSimblast. (Figura 34 a la 43).

Etapa 2: Post voladura

Se empleó el Sistema WIPFRAG, que es un software que analiza a través de imágenes la fragmentación de la roca y de esta forma se certifica el modelo encontrado, ya que se analizaran los distintos tamaños de los fragmentos. (Figura 44 y 45).

Los costos fueron analizados basándose en un control en campo y en los reportes de la empresa contratista del carguío y acarreo, ya que estas actividades se realizarán en menos tiempo y en base a la Valorización de Concentrado de Cobre. (Tabla 25 a la 44)

3.7 Plan de Análisis Estadísticos de los Datos

Se usó la estadística descriptiva e inferencial con el propósito de verificar las diferencias entre las fragmentaciones pre y post voladura.

CAPITULO IV

4. RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1 Determinación de fragmentación pre voladura

4.1.1 Análisis de los modelos matemáticos de Perforación y Voladura

Tabla 11.

Tabla de datos necesarios para su uso en fórmulas

TABLA DE DATOS			
ALTURA DE BANCO (m)	5.0		
DIAMETRO DE PERFORACION (mm)	88.9	3.5	pulg
RESISTENCIA COMPRESION SIMPLE (MPa)	50.0	509.86	Kg/cm ²
RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (MPa)	1.1	10.94	Kg/cm ²
DENSIDAD DE LA ROCA (Tn/m ³)	2.0		
DENSIDAD DEL EXPLOSIVO A USAR [EXPLOSIVO] (Tn/m ³)	1.2		
DENSIDAD DE CARGA DEL EXPLOSIVO A USAR (Kg/m)	7.7		
VELOCIDAD DE DETONACIÓN DEL EXPLOSIVO (m/s)	5200		
PRESIÓN DE DETONACIÓN DEL EXPLOSIVO (Kbar)	94.0	95853.32	Kg/cm ²
PESO DEL EXPLOSIVO (gr)	260.0		
ANGULO DE PERFORACION [VERTICAL] (GRADOS)	90.0		

Nota. Elaboración propia. Datos necesarios para efectuar el análisis de los modelos matemáticos a usar. El contenido en paréntesis representa la unidad de medida, también se tiene las conversiones de diámetro en pulgadas, resistencia de compresión y tracción y la presión de detonación del explosivo en Kg/cm².

4.1.1.1 Modelo de López Jimeno:

Tabla 12.

Análisis del modelo matemático López Jimeno

METODO LÓPEZ JIMENO	
Sobreperforación [J] (m)	0.9
Longitud de Taladro [Lt] (m)	5.9
Taco [T] (m)	3.1
Burden [B](m)	3.5
Espaciamiento[S] (m)	4.5
Longitud de carga [Lc] (m)	2.8
Kg de explosivo por taladro (Kg/tal)	21.4

Nota. Parámetros de perforación obtenidos según López Jimeno. El contenido en paréntesis representa la unidad de medida y el contenido en corchetes representa el símbolo de la medición.

Hallamos el Burden:

$$B = 39 * D$$

$$B = 39 * 88.9$$

$$B = 3.5 \text{ m}$$

Hallamos el Espaciamiento:

$$S = 51 * D$$

$$S = 51 * 88.9$$

$$S = 4.5 \text{ m}$$

Hallamos el Taco:

$$T = 35 * D$$

$$T = 35 * 88.9$$

$$T = 3.1 \text{ m}$$

Hallamos la Sobreperforación:

$$J = 10 * D$$

$$J = 10 * 88.9$$

$$J = 0.9 \text{ m}$$

Hallamos la Longitud de taladro:

$$Lt = H + J$$

$$Lt = 5 + 0.9$$

$$Lt = 5.9 \text{ m}$$

Hallamos la Longitud de carga:

$$Lc = Lt - T$$

$$Lc = 5.9 - 3.1$$

$$Lc = 2.8 \text{ m}$$

Hallamos la cantidad de Kilogramo por taladro:

$$\frac{Kg}{Tal} = d_{lineal} * Lc$$

$$Lc = 7.7 * 2.8$$

$$Lc = 21.4 \text{ Kg/Tal}$$

4.1.1.2 Modelo de Langefors

Tabla 13.

Análisis del modelo matemático Langefors

METODO DE LANGEFORS	
Constante de Roca [C']	1.15
Factor de fijación [f]	1.0
Relación S/B [Ev]	1.2
Potencia Relativa en Peso del explosivo [PRP]	1.0
Burden Máxima teórica [B](m)	2.6
Burden Practico [B](m)	2.2
Espaciamiento Practico [S](m)	2.5
Taco [T] (m)	2.2
Sobreperforación [J] (m)	0.7
Longitud de Taladro [Lt] (m)	5.7
Longitud de carga [Lc] (m)	3.4
Kg de explosivo por taladro (Kg/tal)	26.6

Nota. Parámetros de perforación obtenidos según Langefors. Langefors considera una constante de roca que se modifica en base al Burden, un factor de fijación de acuerdo a la inclinación de los barrenos, una relación Espaciamiento/Burden y una potencia relativa del explosivo que está entre 1 y 1.4.

Hallamos la constante de roca C' , de acuerdo a la fórmula de Langefors:

$$C' = C + 0.75$$

$$C' = 0.4 + 0.75$$

$$C' = 1.15$$

Teniendo los datos de la Tabla 13, hallamos el Burden:

$$B_{max} = \frac{D}{33} * \sqrt{\frac{\rho_e * RWS}{C' * f * (\frac{S}{B})}}$$

$$B_{max} = \frac{88.9}{33} * \sqrt{\frac{1.2 * 1}{1.15 * 1 * (1.2)}}$$

$$B_{max} = 2.6 \text{ m}$$

Hallamos el Burden práctico:

$$B = B_{max} * (1 - 0.03 * H)$$

$$B = 2.6 * (1 - 0.03 * 5)$$

$$B = 2.2 \text{ m}$$

Hallamos el espaciamiento:

$$S = Ev * B$$

$$S = 1.2 * 2.2$$

$$S = 2.5 \text{ m}$$

Hallamos el Taco:

$$T = B$$

$$T = 2.2 \text{ m}$$

Hallamos la Sobreperforación:

$$J = 0.3 * B$$

$$J = 0.3 * 2.2$$

$$J = 0.7 \text{ m}$$

Hallamos la Longitud de taladro:

$$Lt = H + J$$

$$Lt = 5 + 0.7$$

$$Lt = 5.7 \text{ m}$$

Hallamos la Longitud de carga:

$$Lc = Lt - T$$

$$Lc = 5.7 - 2.2$$

$$Lc = 3.5 \text{ m}$$

Hallamos la cantidad de Kilogramo por taladro:

$$\frac{Kg}{Tal} = d_{lineal} * Lc$$

$$Lc = 7.7 * 3.5$$

$$Lc = 26.6 \text{ Kg/Tal}$$

4.1.1.3 Modelo de Ash

Tabla 14.
Análisis del modelo matemático Ash

METODO ASH	
Relación de Burden	35.0
Burden [B](m)	3.1
Longitud de Taladro [Lt] (m)	5.6
Sobreperforación [J] (m)	0.6
Taco [T] (m)	2.2
Espaciamiento [S](m)	4.4
Longitud de carga [Lc] (m)	3.4
Kg de explosivo por taladro (Kg/tal)	26.4

Nota. Parámetros de perforación obtenidos según Ash, el cual de acuerdo a la Tabla 1, se determina la relación de Burden, para obtener la medida de Burden.

Hallamos la relación de Burden de acuerdo a la Tabla 1:

$$K_B = 35$$

Hallamos el Burden:

$$B = \frac{K_B \times D}{12}$$

$$B = \frac{35 \times 88.9}{12}$$

$$B = 3.1 \text{ m}$$

Hallamos el espaciamiento:

$$S = K_s * B$$

$$S = 1.4 * 3.1$$

$$S = 4.4 \text{ m}$$

Hallamos el Taco:

$$T = K_t * B$$

$$T = 0.7 * 3.1$$

$$T = 2.2 \text{ m}$$

Hallamos la Sobreperforación:

$$J = K_j * B$$

$$J = 0.2 * 3.1$$

$$J = 0.6 \text{ m}$$

Hallamos la Longitud de taladro:

$$L_t = K_l * B$$

$$L_t = 1.8 * 3.1$$

$$L_t = 5.6 \text{ m}$$

Hallamos la Longitud de carga:

$$Lc = Lt - T$$

$$Lc = 5.6 - 2.2$$

$$Lc = 3.4 \text{ m}$$

Hallamos la cantidad de Kilogramo por taladro:

$$\frac{Kg}{Tal} = d_{lineal} * Lc$$

$$Lc = 7.7 * 3.4$$

$$Lc = 26.4 \text{ Kg/Tal}$$

4.1.1.4 Modelo de Konya

Tabla 15.
Análisis del modelo matemático Konya

METODO DE KONYA

Burden [B](m)	2.95
Orientación de los estratos (Kd)	0.95
Estructura geológica (Ks)	0.95
Burden Corregido [B](m)	2.7
Espaciamiento [S](m)	3.0
Taco [T] (m)	1.9
Sobreperforación [J] (m)	0.8
Longitud de Taladro [Lt] (m)	5.8
Longitud de carga [Lc] (m)	3.9
Kg de explosivo por taladro (Kg/tal)	30.3

Nota. Parámetros de perforación obtenidos según Konya. Considerando las Tablas 2 y 3, se corrige el Burden previamente obtenido según la orientación de los estratos y la estructura geológica.

Hallamos el Burden:

$$B = \left(\frac{2P_e}{P_r} + 1.5 \right) * D$$

$$B = \left(\frac{2(1.24)}{1.96} + 1.5 \right) * 3.5$$

$$B = 2.95 \text{ m}$$

Corregimos el Burden mediante las Tablas 2 y 3:

$$B_{\text{corregido}} = B * K_d * K_s$$

$$B_{\text{corregido}} = 2.95 * 0.95 * 0.95$$

$$B_{\text{corregido}} = 2.7 \text{ m}$$

Hallamos el espaciamiento, debido a que cumple con $H < 4B$ y son barrenos de una fila secuenciada:

$$S = H + \frac{7B}{8}$$

$$S = 5 + \frac{7(2.7)}{8}$$

$$S = 3.0 \text{ m}$$

Hallamos el Taco:

$$T = 0.7 * B$$

$$T = 0.7 * 2.7$$

$$T = 1.9 \text{ m}$$

Hallamos la Sobreperforación:

$$J = 0.3 * B$$

$$J = 0.3 * 2.7$$

$$J = 0.8 \text{ m}$$

Hallamos la Longitud de taladro:

$$Lt = H + J$$

$$Lt = 5 + 0.8$$

$$Lt = 5.8 \text{ m}$$

Hallamos la Longitud de carga:

$$Lc = Lt - T$$

$$Lc = 5.8 - 1.9$$

$$Lc = 3.9 \text{ m}$$

Hallamos la cantidad de Kilogramo por taladro:

$$\frac{Kg}{Tal} = d_{lineal} * Lc$$

$$Lc = 7.7 * 3.9$$

$$Lc = 30.3 \text{ Kg/Tal}$$

Tabla 16.

Tabla Resumen de los modelos matemáticos previamente detallados

	Altura de Banco (m)	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Sobre perforación (m)	Taco (m)	Longitud de perforación (m)	Longitud de Carga (m)	Kg de explosivo por taladro (Kg/tal)
LÓPEZ JIMENO	5.00	3.5	4.5	0.9	3.1	5.9	2.8	21.4
LANGFORS	5.00	2.2	2.5	0.7	2.2	5.7	3.4	26.6
ASH	5.00	3.1	4.4	0.6	2.2	5.6	3.4	26.4
KONYA	5.00	2.7	3.0	0.8	1.9	5.8	3.9	30.3

Nota. Elaboración propia. Resumen de los parámetros de perforación obtenidos según los modelos de matemáticos previamente utilizados, detallando las medidas de Burden, espaciamiento, sobreperforación, taco, longitud de perforación, longitud de carga y kilogramo de explosivo por taladro.

4.1.2 Análisis de fragmentación con KuzRam

Para el análisis de la fragmentación óptima pre voladura, se consideraron los parámetros de perforación y voladura hallados previamente usando los modelos matemáticos, así como el consumo de explosivos y así, mediante el uso del método predictivo de fragmentación KuzRam, podremos escoger un diseño apropiado para cumplir con nuestros objetivos.

Tabla 17.

Análisis del método predictivo de fragmentación KuzRam (Parte 1)

Modelos Matemáticos	LÓPEZ JIMENO	LANGEFORS	ASH	KONYA
Burden (m)	3.5	2.2	3.1	2.7
Espaciamiento (m)	4.5	2.5	4.4	3.0
Taco (m)	3.1	2.2	2.2	1.9
Sobreperforación (m)	0.9	0.7	0.6	0.8
Kg de explosivo por taladro (Kg/tal)	21.4	26.6	26.4	30.3
Toneladas por Taladro (ton/tal)	154.1	55.4	132.8	77.1
Volumen por taladro (m3/tal)	78.6	28.3	67.8	39.3
Factor de carga (Kg/m3)	0.3	0.9	0.4	0.8
Factor de potencia (Kg/ton)	0.1	0.5	0.2	0.4
Desviación de perforación [W]	0.1	0.1	0.1	0.1
Longitud de carga de fondo [BCL]	0.0	0.0	0.0	0.0
Longitud de carga de columna [CCL]	2.8	3.4	3.4	3.9
Longitud total de carga [Lc]	2.8	3.4	3.4	3.9
Longitud de carga sobre el nivel de piso [Lo]	1.9	2.8	2.8	3.1

Tabla 18.
Análisis del método predictivo de fragmentación KuzRam (Parte 2)

Modelos Matemáticos	LÓPEZ JIMENO	LANGEFORS	ASH	KONYA
Coeficiente de uniformidad [n]	0.668	1.054	1.042	1.136
Descripción de la masa rocosa [RMD]	30.0	30.0	30.0	30.0
Espaciamiento de fractura [JPS]	10.0	10.0	10.0	10.0
Ángulo de plano de fractura [JPA]	20.0	20.0	20.0	20.0
Influencia de la densidad [RDI]	-1.0	-1.0	-1.0	-1.0
Factor de dureza [HF]	1.4	1.4	1.4	1.4
Factor de roca [A]	3.6	3.6	3.6	3.6
Volumen de roca quebrado por hoyo [Vo] (m³)	78.6	28.3	67.8	39.3
Cantidad de explosivo por taladro [Qe] (Kg)	21.4	26.6	26.4	30.3
Potencia en peso relativo del explosivo [E]	87%	87%	87%	87%
Tamaño medio del fragmento [X50] (cm)	20.3	7.8	15.8	9.4
Tamaño característico del fragmento [Xc] (cm)	35.2	11.1	22.5	12.9

Nota. Elaboración propia. Usando los parámetros obtenidos por cada modelo matemático aplicado, se hace uso del modelo de predicción KuzRam. El contenido en paréntesis representa la unidad de medida y el contenido en corchetes representa el símbolo de la medición, por lo que se obtiene un tamaño medio y característico del fragmento.

Hallamos el coeficiente de uniformidad “n” para López Jimeno:

$$n = (2.2 - 14 \frac{B}{D}) \left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{Z}{B} \right) \left(\frac{\text{abs}(Lb - Lt)}{L} + 0.1 \right)^{0.1} \left(\frac{L}{H} \right)$$

$$n = (2.2 - 14 \frac{3.5}{88.9}) \left(\frac{1 + \frac{4.5}{3.5}}{2} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{0.1}{3.5} \right) \left(\frac{\text{abs}(0 - 2.8)}{2.8} + 0.1 \right)^{0.1} \left(\frac{1.9}{5} \right)$$

$$n = 0.668$$

Hallamos el Factor de Roca “A” para López Jimeno:

$$A = 0.06(RMD + JPS + JPA + RDI + HF)$$

$$A = 0.06(30 + 10 + 20 + (-1) + 1.4)$$

$$A = 3.6$$

Hallamos el Tamaño Medio del Fragmento “X50” para López Jimeno:

$$X50 = A(K)^{-0.8} * Q_e^{1/6} \left(\frac{1.15}{S_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X50 = 3.6 \left(\frac{78.6}{21.4} \right)^{-0.8} * 21.4^{1/6} \left(\frac{1.15}{87\%} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X50 = 20.3 \text{ cm}$$

Hallamos el Tamaño Característico del Fragmento “Xc” para López Jimeno:

$$Xc = \frac{X50}{(0.693)^{\frac{1}{n}}}$$

$$Xc = \frac{20.3}{(0.693)^{\frac{1}{0.668}}}$$

$$Xc = 35.2 \text{ cm}$$

Hallamos el coeficiente de uniformidad “n” para Langefors:

$$n = (2.2 - 14 \frac{B}{D}) \left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{Z}{B} \right) \left(\frac{abs(Lb - Lt)}{L} + 0.1 \right)^{0.1} \left(\frac{L}{H} \right)$$

$$n = (2.2 - 14 \frac{2.2}{88.9}) \left(\frac{1 + \frac{2.5}{2.2}}{2} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{0.1}{2.2} \right) \left(\frac{abs(0 - 3.4)}{3.4} + 0.1 \right)^{0.1} \left(\frac{2.8}{5} \right)$$

$$n = 1.054$$

Hallamos el Factor de Roca “A” para Langefors:

$$A = 0.06(RMD + JPS + JPA + RDI + HF)$$

$$A = 0.06(30 + 10 + 20 + (-1) + 1.4)$$

$$A = 3.6$$

Hallamos el Tamaño Medio del Fragmento “X50” para Langefors:

$$X50 = A(K)^{-0.8} * Q_e^{1/6} \left(\frac{1.15}{S_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X50 = 3.6 \left(\frac{28.3}{26.6} \right)^{-0.8} * 26.6^{1/6} \left(\frac{1.15}{87\%} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X50 = 7.8 \text{ cm}$$

Hallamos el Tamaño Característico del Fragmento “Xc” para Langefors:

$$Xc = \frac{X50}{(0.693)^{\frac{1}{n}}}$$

$$Xc = \frac{7.8}{(0.693)^{\frac{1}{1.054}}}$$

$$Xc = 11.1 \text{ cm}$$

Hallamos el coeficiente de uniformidad “n” para Ash:

$$n = (2.2 - 14 \frac{B}{D}) \left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{Z}{B} \right) \left(\frac{abs(Lb - Lt)}{L} + 0.1 \right)^{0.1} \left(\frac{L}{H} \right)$$

$$n = (2.2 - 14 \frac{2.2}{88.9}) \left(\frac{1 + \frac{2.5}{2.2}}{2} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{0.1}{2.2} \right) \left(\frac{abs(0 - 3.4)}{3.4} + 0.1 \right)^{0.1} \left(\frac{2.8}{5} \right)$$

$$n = 1.042$$

Hallamos el Factor de Roca “A” para Ash:

$$A = 0.06(RMD + JPS + JPA + RDI + HF)$$

$$A = 0.06(30 + 10 + 20 + (-1) + 1.4)$$

$$A = 3.6$$

Hallamos el Tamaño Medio del Fragmento “X50” para Ash:

$$X50 = A(K)^{-0.8} * Q_e^{1/6} \left(\frac{1.15}{S_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X50 = 3.6 \left(\frac{67.8}{26.4} \right)^{-0.8} * 26.4^{1/6} \left(\frac{1.15}{87\%} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X50 = 15.8 \text{ cm}$$

Hallamos el Tamaño Característico del Fragmento “Xc” para Ash:

$$Xc = \frac{X50}{(0.693)^{\frac{1}{n}}}$$

$$Xc = \frac{15.8}{(0.693)^{\frac{1}{1.042}}}$$

$$Xc = 22.5 \text{ cm}$$

Hallamos el coeficiente de uniformidad “n” para Konya:

$$n = (2.2 - 14 \frac{B}{D}) \left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{Z}{B} \right) \left(\frac{abs(Lb - Lt)}{L} + 0.1 \right)^{0.1} \left(\frac{L}{H} \right)$$

$$n = (2.2 - 14 \frac{2.7}{88.9}) \left(\frac{1 + \frac{3.0}{2.7}}{2} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{0.1}{2.7} \right) \left(\frac{abs(0 - 3.9)}{3.9} + 0.1 \right)^{0.1} \left(\frac{3.1}{5} \right)$$

$$n = 1.136$$

Hallamos el Factor de Roca “A” para Konya:

$$A = 0.06(RMD + JPS + JPA + RDI + HF)$$

$$A = 0.06(30 + 10 + 20 + (-1) + 1.4)$$

$$A = 3.6$$

Hallamos el Tamaño Medio del Fragmento “X50” para Konya:

$$X50 = A(K)^{-0.8} * Q_e^{1/6} \left(\frac{1.15}{S_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X50 = 3.6 \left(\frac{39.3}{30.3} \right)^{-0.8} * 30.3^{1/6} \left(\frac{1.15}{87\%} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X50 = 9.4 \text{ cm}$$

Hallamos el Tamaño Característico del Fragmento “Xc” para Konya:

$$Xc = \frac{X50}{(0.693)^{\frac{1}{n}}}$$

$$Xc = \frac{9.4}{(0.693)^{\frac{1}{1.136}}}$$

$$Xc = 12.9 \text{ cm}$$

Tabla 19.
Análisis de porcentaje de material pasante del método de López Jimeno

LÓPEZ JIMENO		
X (cm)	R	P
0	100.00%	0.00%
10	64.96%	35.04%
20	50.39%	49.61%
30	40.72%	59.28%
40	33.67%	66.33%
50	28.26%	71.74%
60	24.00%	76.00%
70	20.56%	79.44%
80	17.74%	82.26%
90	15.40%	84.60%
100	13.43%	86.57%
110	11.77%	88.23%
120	10.36%	89.64%

Nota. Porcentaje de material retenido (R) en un tamiz de abertura (X) y porcentaje de material pasante (P), según López Jimeno.

Tabla 20.
Análisis de porcentaje de material pasante del método de Langefors

LANGEFORS		
X (cm)	R	P
0	100.00%	0.00%
10	40.76%	59.24%
20	15.52%	84.48%
30	5.75%	94.25%
40	2.09%	97.91%
50	0.75%	99.25%
60	0.27%	99.73%
70	0.09%	99.91%
80	0.03%	99.97%
90	0.01%	99.99%
100	0.00%	100.00%
110	0.00%	100.00%
120	0.00%	100.00%

Nota. Porcentaje de material retenido (R) en un tamiz de abertura (X) y porcentaje de material pasante (P), según Langefors.

Tabla 21.
Análisis de porcentaje de material pasante del método de Ash

ASH		
X (cm)	R	P
0	100.00%	0.00%
10	65.08%	34.92%
20	41.29%	58.71%
30	25.93%	74.07%
40	16.18%	83.82%
50	10.04%	89.96%
60	6.21%	93.79%
70	3.82%	96.18%
80	2.35%	97.65%
90	1.44%	98.56%
100	0.88%	99.12%
110	0.54%	99.46%
120	0.33%	99.67%

Nota. Porcentaje de material retenido (R) en un tamiz de abertura (X) y porcentaje de material pasante (P) obtenidos, según Ash.

Tabla 22.
Análisis de porcentaje de material pasante del método de Konya

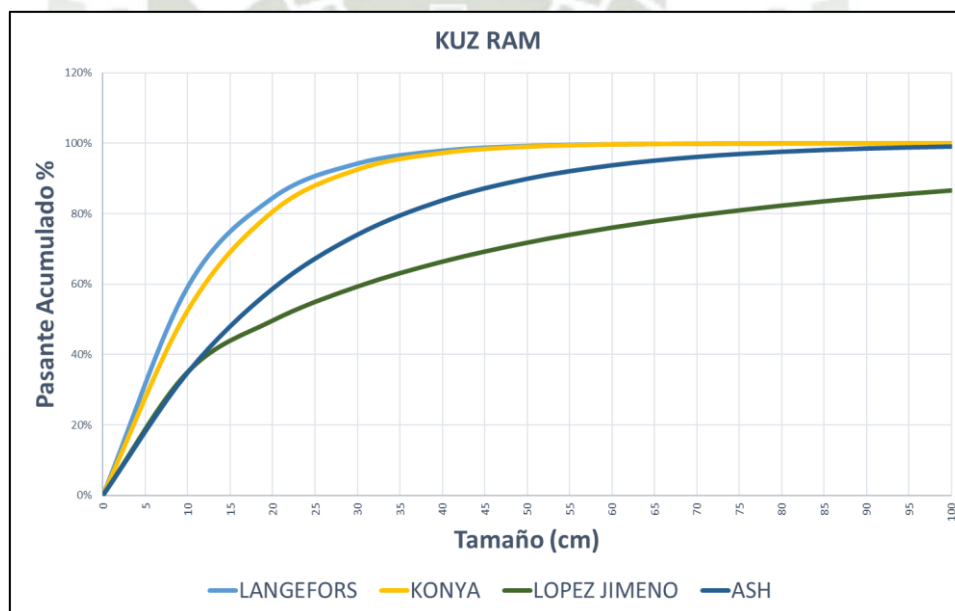
KONYA		
X (cm)	R	P
0	100.00%	0.00%
10	47.43%	52.57%
20	19.40%	80.60%
30	7.43%	92.57%
40	2.72%	97.28%
50	0.96%	99.04%
60	0.33%	99.67%
70	0.11%	99.89%
80	0.04%	99.96%
90	0.01%	99.99%
100	0.00%	100.00%
110	0.00%	100.00%
120	0.00%	100.00%

Nota. Porcentaje de material retenido (R) en un tamiz de abertura (X) y porcentaje de material pasante (P), según Konya.

Tabla 23.
Tabla resumen de los P80 (pasante 80) obtenidos por cada fórmula

	LÓPEZ JIMENO	LANGEFORS	ASH	KONYA
P80 (cm)	72.0	18.2	36.1	19.8
P80 (in)	28.3	7.2	14.2	7.8

Nota. Elaboración propia. Resumen de cada modelo matemático del porcentaje de material retenido (R) y pasante (P) en centímetros y pulgadas.

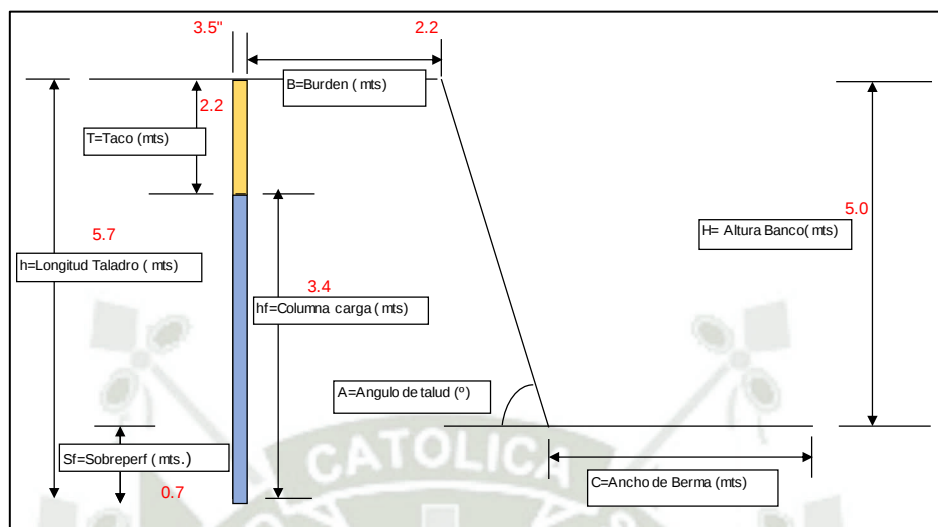
Figura 31.
Gráfico KuzRam de lo modelos matemáticos analizados


Nota. Elaboración propia. Distribución de tamaño de los parámetros de los modelos matemáticos utilizados. Se observa que los modelos de López Jimeno y Ash tienden a tener un P80 con un tamaño de fragmento elevado, superior a lo solicitado por planta (12”).

Teniendo en cuenta el modelo de predicción de fragmentación, así como el análisis de costos por modelo, optamos por elegir los modelos de Langefors y Konya para la aplicación en campo.

Figura 32.

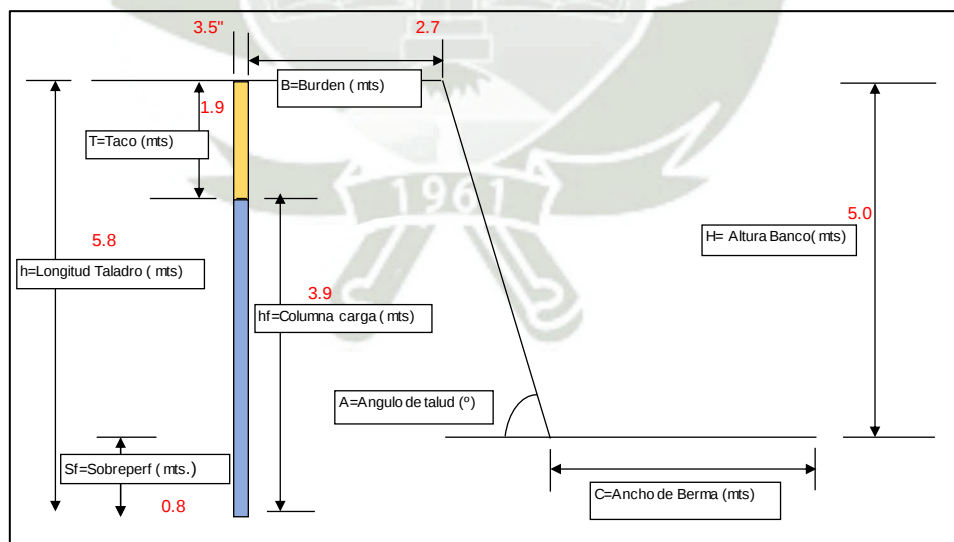
Diseño usando modelo matemático de Langefors



Nota. Elaboración propia. Diseño de perforación según Langefors, diseñado en Excel, detallando Burden, taco, longitud de carga, sobreperforación, los cuales serán simulados en JKSimblast para ser aplicados en campo.

Figura 33.

Diseño usando modelo matemático de Konya



Nota. Elaboración propia. Diseño de perforación según Konya, diseñado en Excel, detallando Burden, taco, longitud de carga, sobreperforación, los cuales serán simulados en JKSimblast para ser aplicados en campo.

4.1.3 Simulación de los métodos elegidos en JKSimblast

4.1.3.1 Simulación de voladura según Konya

El método Konya fue utilizado en el proyecto de voladura PY-23-21, ubicado en el banco 4305 NW. El polígono lanzado fue evaluado por el departamento de Geología, quienes determinaron que el tipo de material correspondía a la roca volcanoclástica, conocida por la Unidad Minera como arenisca tufácea.

El polígono lanzado por planeamiento fue derivado al área de Perforación y Voladura, en donde se diseñó la malla de perforación de acuerdo al modelo matemático Konya. En la siguiente imagen se observa la vista en planta del proyecto junto con sus parámetros.

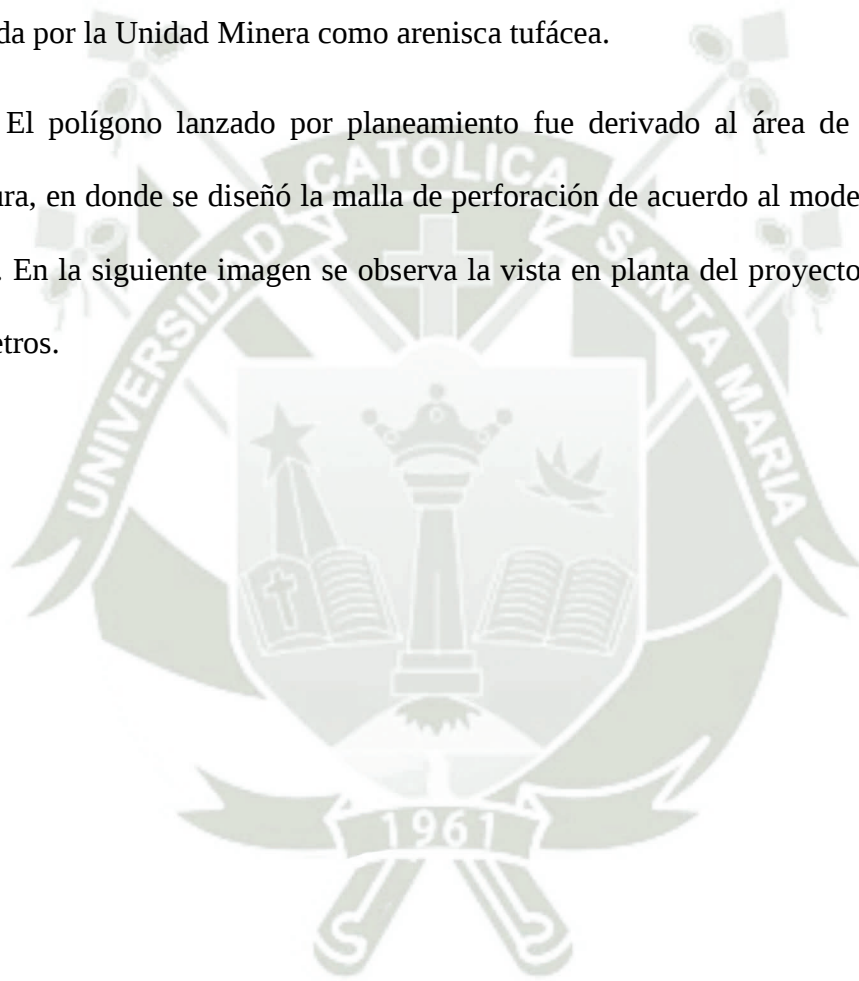
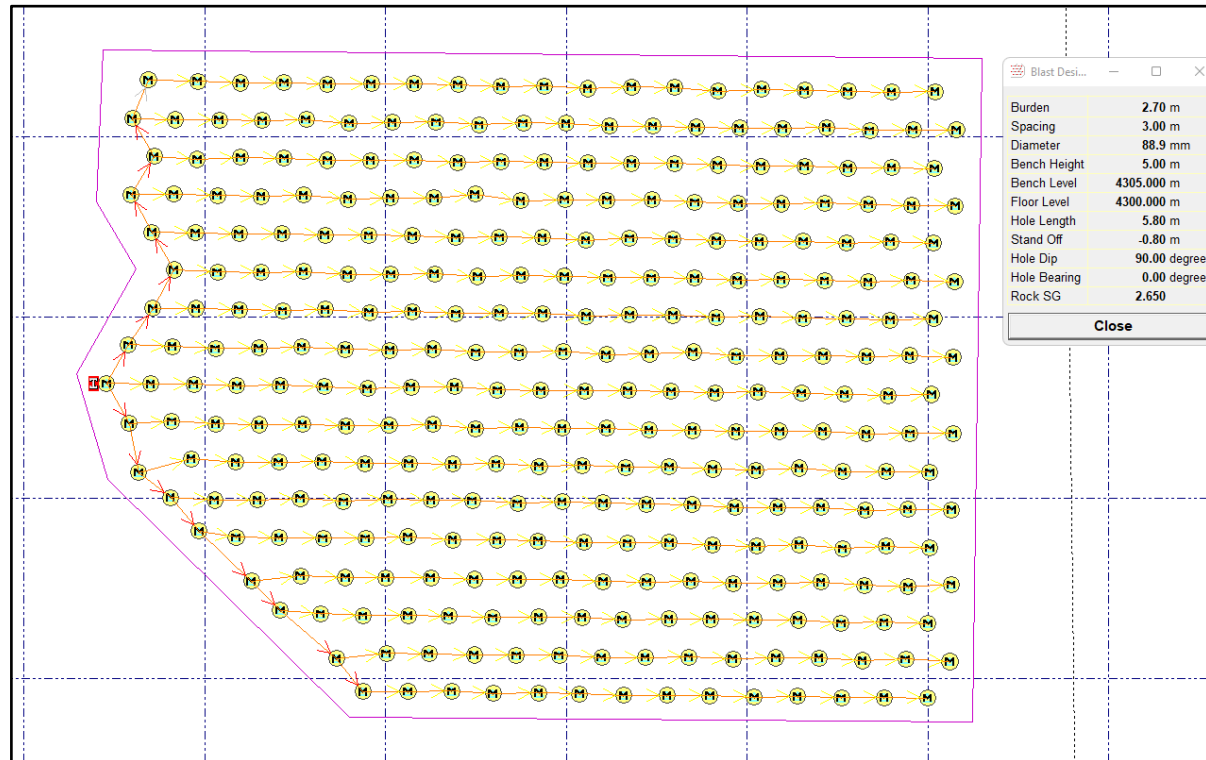


Figura 34.

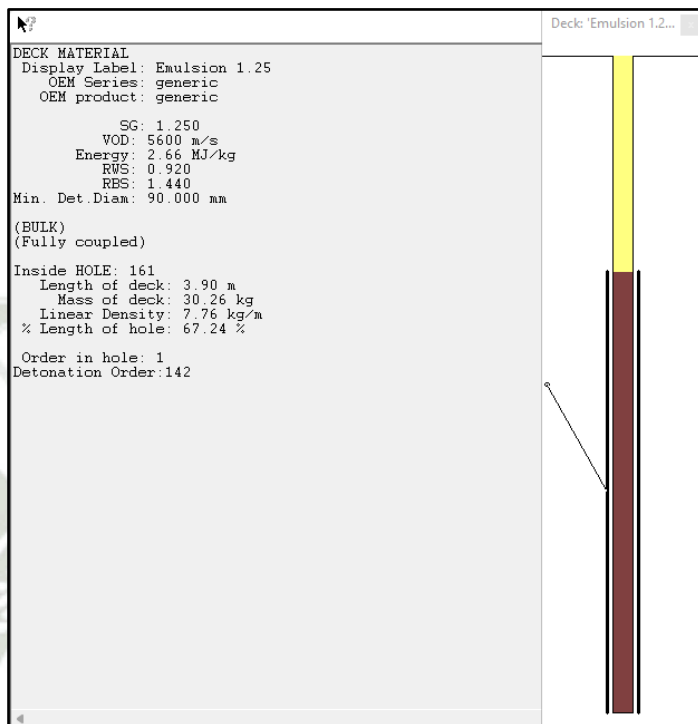
Malla de perforación de acuerdo a Konya y amarre de taladros Py 23-21.



Nota. Elaboración propia. Diseño de la malla de perforación y amarre de taladros simulado en JKSimblast. A la derecha aparecen los parámetros de voladura con los que se diseñó el Py 23-21.

Figura 35.

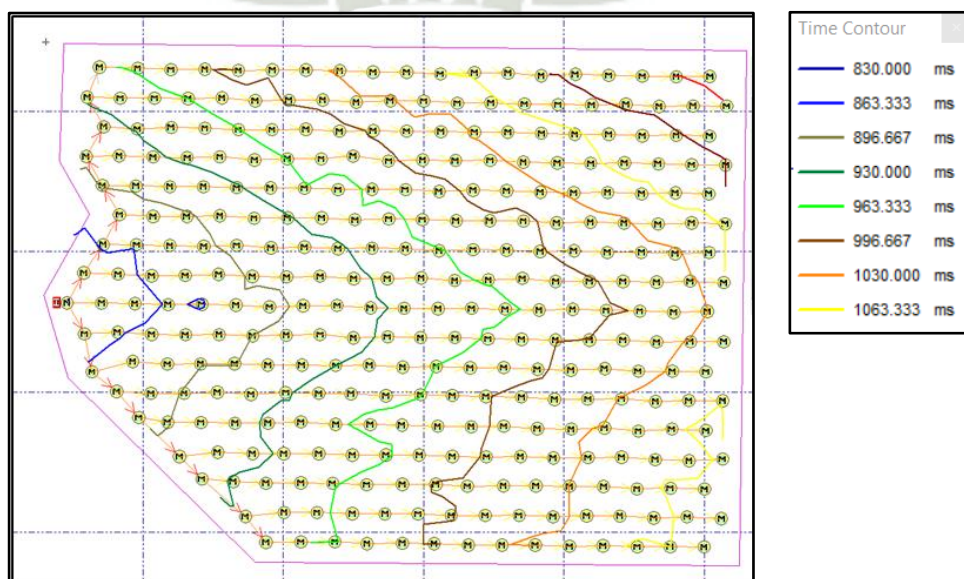
Diseño de carguío de taladro Py 23-21.



Nota. Elaboración propia. Diseño de carguío de taladros simulado en JKSimblast, junto con las características técnicas del Emulfan 300 S, densidad lineal del explosivo, energía, entre otros.

Figura 36.

Líneas isotiempo de la voladura Py 23-21.



Nota. Elaboración propia. Líneas isotiempo luego de la simulación de detonación en JKSimblast. La dirección de salida del material será de manera perpendicular a las líneas isotiempo. Este diseño se realizó con salida en V, usando Faneles CTD's de 17 ms y 25 ms.

Determinamos el índice de volabilidad según Lilly (1986) para así determinar el PPV. Observamos que el análisis de vibración está dentro de las normas, de acuerdo al estándar de vibración debido a voladura desarrollado por la oficina de mina de Estados Unidos (USBM), las cuales indican que el PPV, dentro de un radio de 500 m, no debe ser mayor a 50 mm/s.

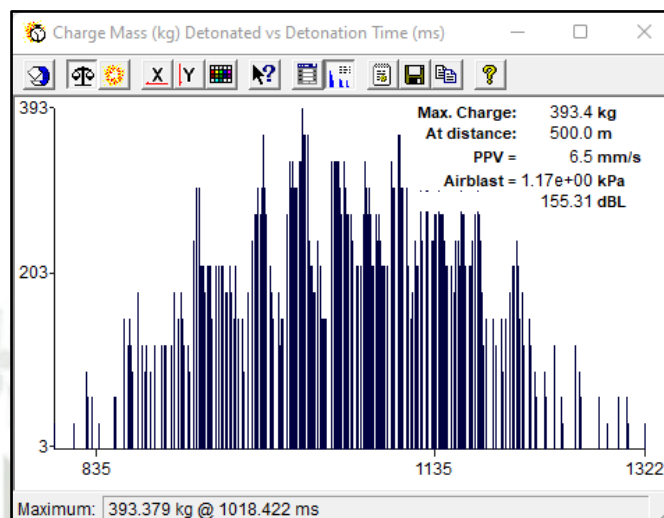
Tabla 24.
Índice de Volabilidad

Índice de Volabilidad	
Descripción de la masa rocosa [RMD]	20
Espaciamiento entre planos de las juntas [JPS]	10
Orientación de los planos de las juntas [JPO]	20
Influencia del peso específico [SGI]	-1
Influencia de la resistencia [RSI]	25
BI	37

Nota. Elaboración propia. El índice de volabilidad es necesario para su uso en el software de simulación JKSimblast, y este se determina mediante los parámetros geomecánicos de la roca.

Figura 37.

Análisis de PPV de acuerdo al índice de volabilidad obtenido, Py 23-21.



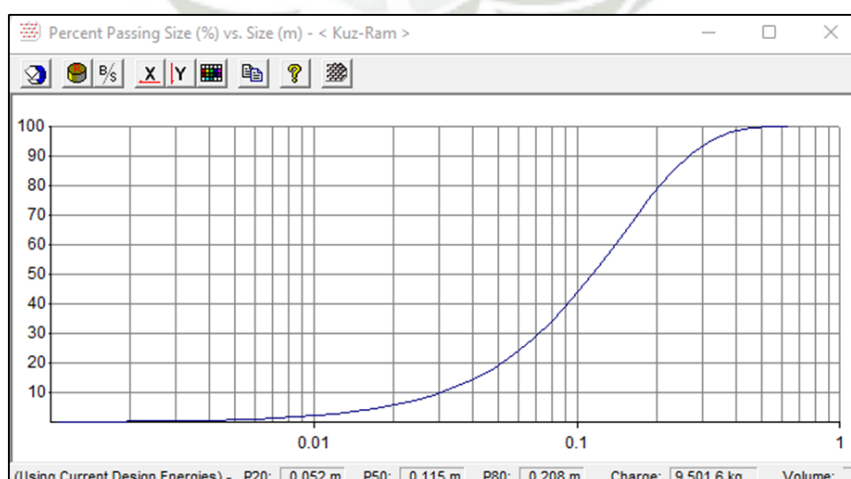
Nota. Análisis de PPV teniendo 500 m como radio de influencia simulado en JKSImblast.

Se observa que la velocidad pico partícula (PPV) es de 6.5 mm/s, menor a 50 mm/s, de acuerdo a la Norma Americana USBM RI 8507 (OSMRE).

Posteriormente, se analiza usando el programa de simulación JKSImblast el modelo predictivo de fragmentación KuzRam.

Figura 38.

Análisis de P80 en JKSImblast, Py 23-21.



Nota. Elaboración propia. Análisis de tamaño de fragmentación obtenido por el programa JKSImblast, teniendo un P80 de 20.8 cm.

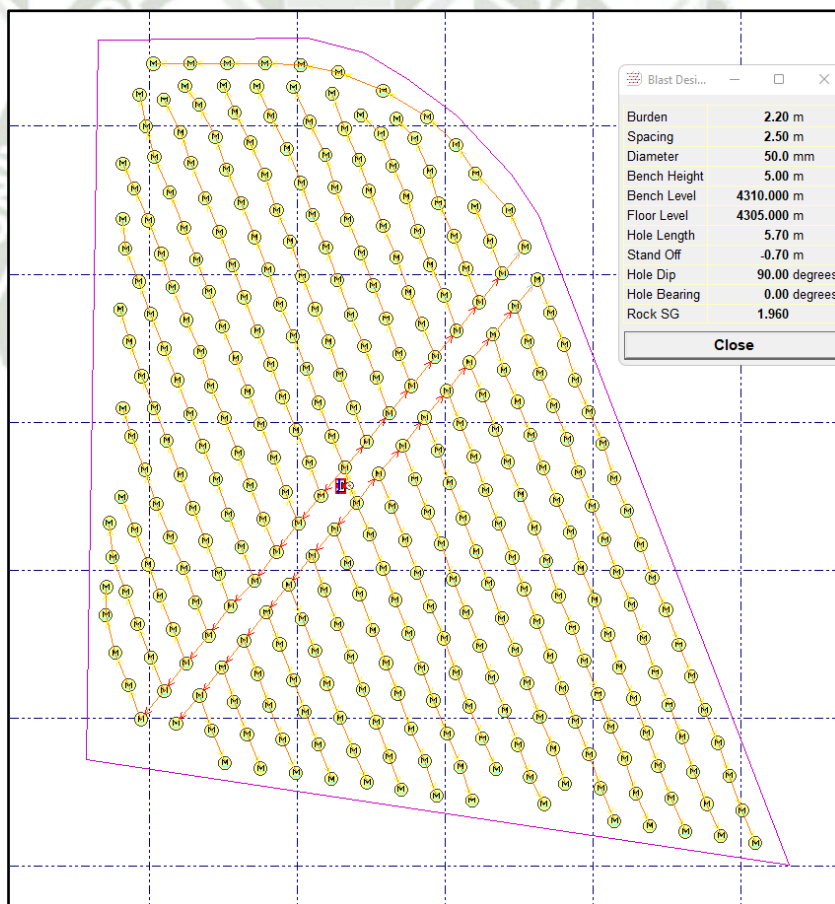
4.1.3.2 Simulación de voladura según Langefors

El método de Langefors fue utilizado en el proyecto de voladura PY-25-21, ubicado en el banco 4310 NW, teniendo el material volcanoclástico en el polígono.

El polígono lanzado por planeamiento fue derivado al área de Perforación y Voladura, en donde se diseñó la malla de perforación de acuerdo al modelo matemático Langefors. En la siguiente imagen se observa la vista en planta del proyecto junto con sus parámetros.

Figura 39.

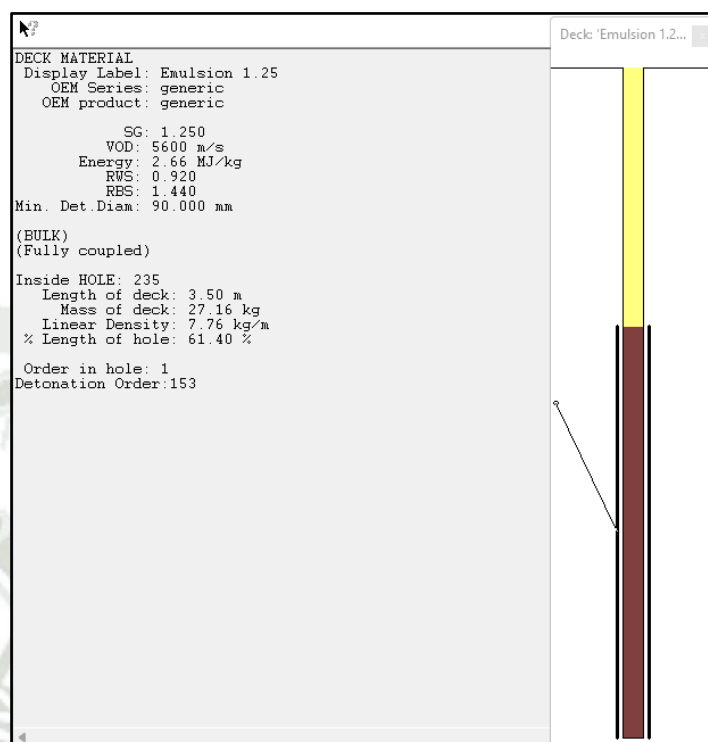
Malla de perforación de acuerdo a Langefors y amarre de taladros del Py 25-21.



Nota. Elaboración propia. Diseño de la malla de perforación y amarre de taladros simulado en JKSIMBLAST. A la derecha aparecen los parámetros de voladura con los que se diseñó el Py 25-21.

Figura 40.

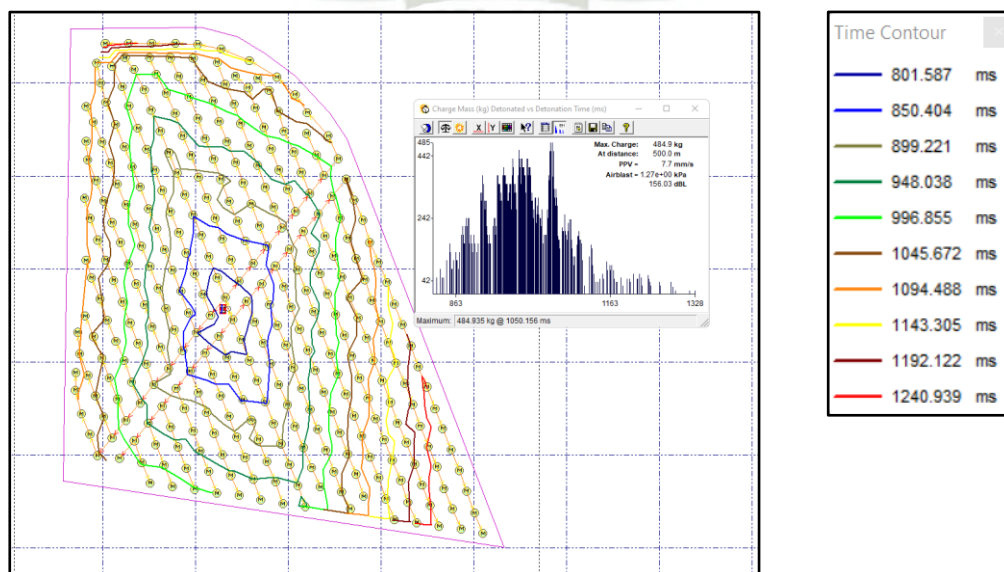
Diseño de carguío de Taladro del Py 25-21.



Nota. Elaboración propia. Diseño de carguío de taladros simulado en JKSimblast, según Langefors, junto con las características técnicas del Emulfan 300 S, densidad lineal del explosivo, energía, entre otros.

Figura 41.

Líneas isotiempo y análisis de vibración Py 25-21.

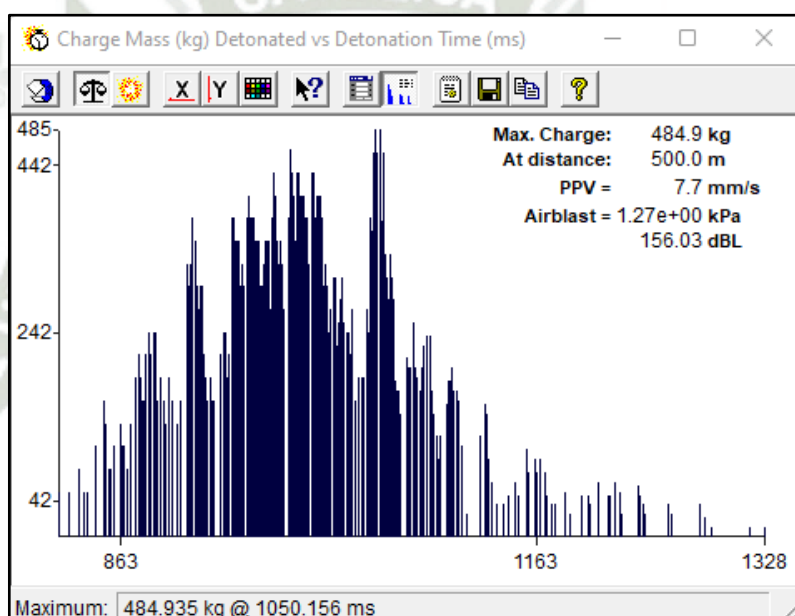


Nota. Elaboración propia. Líneas isotiempo luego de la simulación de detonación en JKSimblast. La dirección de salida del material será de manera perpendicular a las líneas isotiempo. Este diseño se realizó con salida en Diamante, usando Faneles CTD's de 17 ms y 25 ms, para no tener mucha carga operante.

Teniendo en cuenta el índice de volabilidad hallado, se procedió a hacer el análisis de vibración PPV.

Figura 42.

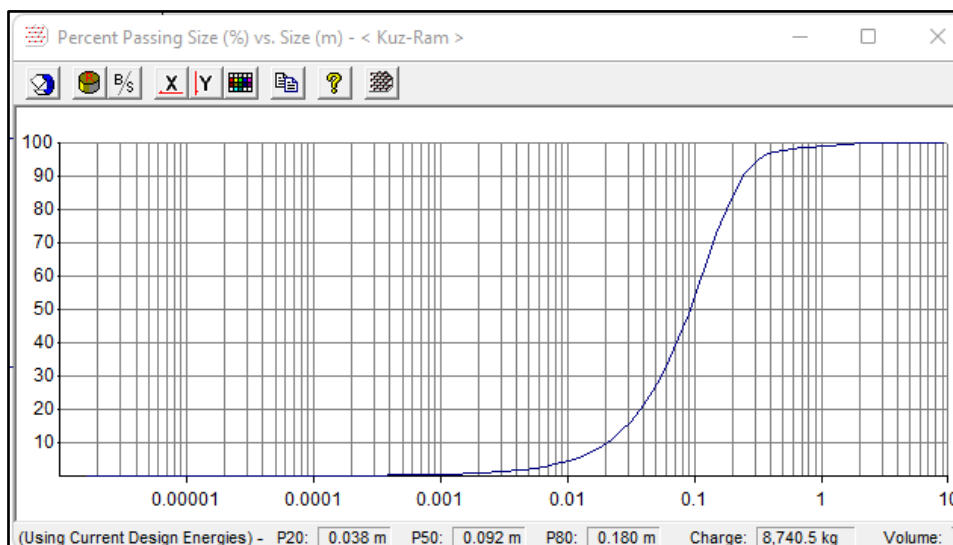
Análisis de PPV de acuerdo al índice de volabilidad obtenido, Py 25-21.



Nota. Elaboración propia. Análisis de PPV teniendo 500 m como radio de influencia simulado en JKSimblast. Se observa una velocidad pico partícula (PPV) de 7.7 mm/s, menor a 50 mm/s, de acuerdo a la Norma Americana USBM RI 8507 (OSMRE).

Figura 43.

Análisis de P80 en JKSimblast, Py 25-21.

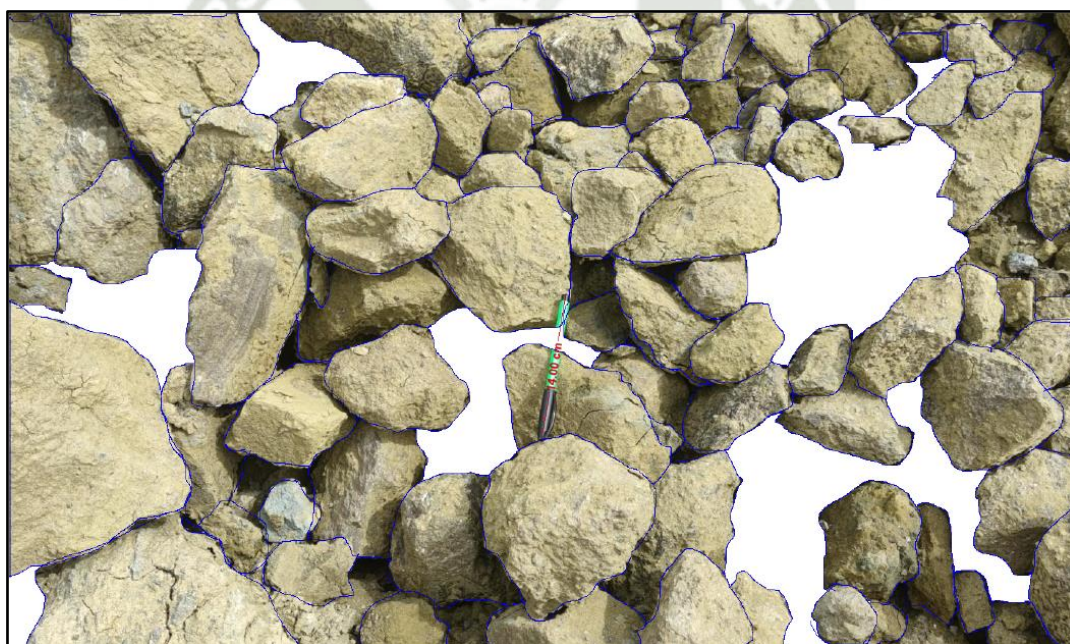
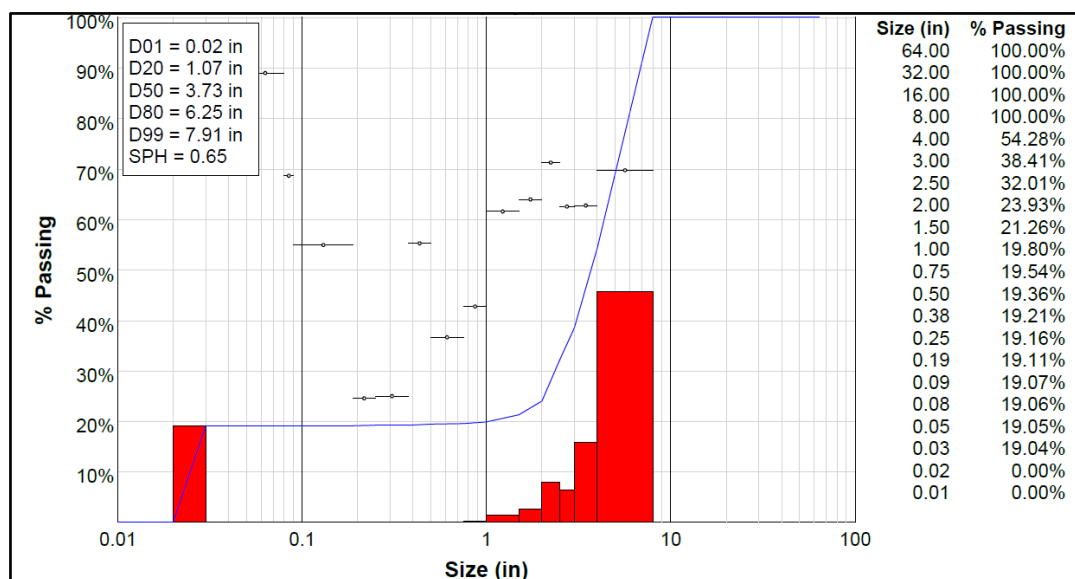


Nota. Elaboración propia. Análisis de tamaño de fragmentación, obtenido por el programa JKSimblast, teniendo un P80 de 18 cm.

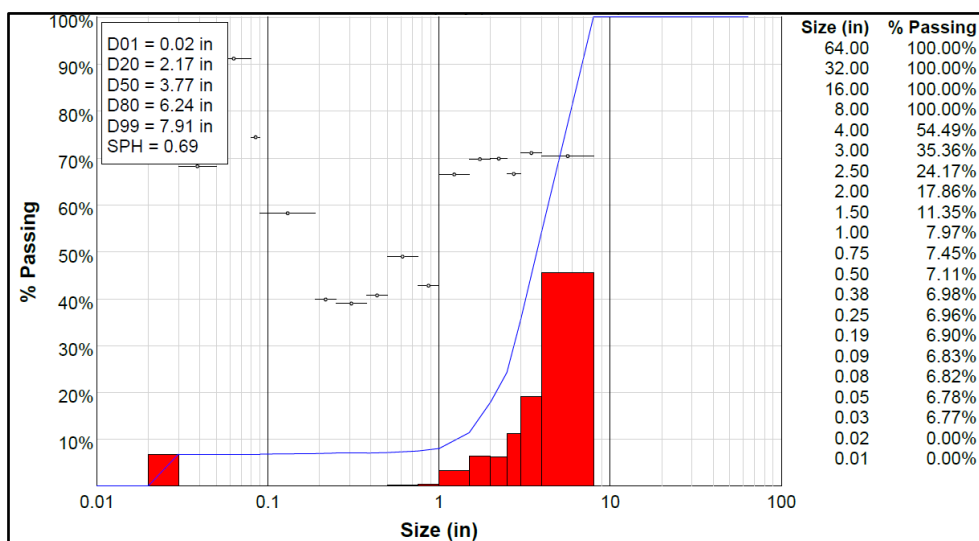
Para el análisis de la fragmentación óptima pre voladura, se consideró el explosivo a utilizar: Emulfan 300S de Famesa, esto por la presencia de agua en los taladros, el cual también incrementaba por el inicio de las temporadas de lluvia. Además, se ha considerado el análisis del modelo predictivo de fragmentación, ya que este debía estar dentro de lo solicitado por el área de Planta (<12”).

4.2. Determinación de la fragmentación óptima post voladura

Para proceder al análisis post voladura de la fragmentación obtenida, se usó el programa de fotoanálisis WIPFRAG, que evidenció lo siguiente:

Figura 44.
Análisis de fragmentación con WIPFRAG Vol. 23-21– Modelo KONYA


Nota. Elaboración propia. Análisis de fragmentación de la Vol. 23-21, usando el programa WipFrag aplicando el modelo matemático de Konya, teniendo una escala base de 14 cm, obteniendo un P80 de 6.25 pulg (15.87 cm).

Figura 45.
Análisis de fragmentación con WIPFRAG Vol. 25-21 – Modelo LANGEFORS


Nota. Elaboración propia. Análisis de fragmentación de la Vol. 25-21, usando el programa WipFrag aplicando el modelo matemático de Konya, teniendo una escala base de 13 cm, obteniendo un P80 de 6.24 pulg (15.85 cm).

Como se puede observar, el tamaño de las rocas luego de la detonación usando a Konya y a Langefors son casi similares; sin embargo, se logró el objetivo de reducir el porcentaje de finos para poder tener una fragmentación mayor.

4.3. Costos de Voladura

4.3.1 Costos de los Proyectos de Voladura con excesiva Fragmentación

4.3.1.1 Voladura No. 05-21 Bco. 4315E

Tabla 25.

Reporte de Voladura Vol. 05-21 Bco. 4315E

CIEMSA		REPORTE DE VOLADURA			
U. M. TACAZA		TAJO JOSEMARIA (MINERAL)			
N°.	05-21				
Fecha:	28/01/2021				
Hora:	12:30:00 p. m.				
Banco:	4315E	Sección:	1230N		
Tonelaje:	14560 TMS	Ley:	0.65% Cu		
PERFORACIÓN					
Malla de Perforación	2.10*2.40	m			
Diámetro de Broca	3.50	Pulg.			
No. de Taladros	323	tal			
Tiempo Total	62.35	hrs			
Rendimiento	26	m/hr			
Taco total	1.00	m			
CONSUMO DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS DE VOLADURA					
EXPLOSIVOS EMPLEADOS (FAMESA)	CANTIDAD	UNIDAD	MONEDA	Costo unit.	Costo Total
Carmex ® 2.10m (7") (Cja x 300Und)	2	Und	US\$	0.51	US\$ \$ 1.02
Fanel Dual 8m, 800/17ms, (Cja x 80 Und)	283	Und	US\$	2.13	US\$ \$ 603.68
Fanel Dual 10m, 800/17ms, (Cja x 80 Und)	40	Und	US\$	2.33	US\$ \$ 3.26
Emulfan ® 300-S 3"x24" (Cja x 08Und, 25Kg)	7250	Kg	US\$	1.32	US\$ \$ 9,584.80
Booster ® HDP 1, 450 g (Cja x 50 und)	100	Und	US\$	3.20	US\$ \$ 320.32
Booster ® HDP 1/2, 225 g (Cja x 80 und)	217	Und	US\$	1.94	US\$ \$ 420.99
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 25ms	5	Und	US\$	1.17	US\$ \$ 5.87
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 42ms	13	Und	US\$	1.13	US\$ \$ 14.63
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 65ms	5	Und	US\$	1.12	US\$ \$ 5.62
Emulnor 3000, 2"Ø x 16" (Cja x 25Kg)	125	Kg	US\$	1.44	US\$ \$ 180.47
COSTO TOTAL US\$					\$ 11,230.68
COSTO UNITARIO US\$/TMS					\$ 0.77
F.P. (Kg/TM)					0.51

Nota. En la Tabla se presenta el costo de voladura de los accesorios, explosivos utilizados en la Voladura 05-21 Bco. 4315E.

4.3.1.2 Voladura No. 07-21 Bco. 4290N

Tabla 26.
Reporte de Voladura Vol. 07-21 Bco. 4290N

		REPORTE DE VOLADURA			
U. M. TACAZA		TAJO JOSEMARIA (MINERAL)			
N°.	07-21				
Fecha:	11/02/2021				
Hora:	04:00:00 p. m.				
Banco:	4290N	Sección:	1170N		
Tonelaje:	16270 TMS	Ley:	0.60% Cu		
PERFORACIÓN					
Malla de Perforación	2.10 X 2.40 m				
Diámetro de Broca	3.50 Pulg.				
No. de Taladros	357 tal				
Tiempo Total	59.9 hrs				
Rendimiento	29 m/hr				
Taco total	1.00 m				
CONSUMO DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS DE VOLADURA					
EXPLOSIVOS EMPLEADOS (FAMESA)	CANTIDAD	UNIDAD	MONEDA	Costo unit.	Costo Total
Carmex ® 2.10m (7") (Cja x 300Und)	2	Und	US\$	0.51	US\$ \$ 1.02
Fanel Dual 8m, 800/17ms, (Cja x 80 Und)	486	Und	US\$	2.13	US\$ \$ 1,036.70
Emulfan ® 300-S 3"x24" (Cja x 08Und, 25Kg)	8300	Kg	US\$	1.32	US\$ \$10,972.95
Booster ® HDP 1, 450 g (Cja x 50 und)	353	Und	US\$	3.20	US\$ \$ 1,130.74
Booster ® HDP 1/2, 225 g (Cja x 80 und)	135	Und	US\$	1.94	US\$ \$ 261.91
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 25ms	4	Und	US\$	1.17	US\$ \$ 4.70
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 42ms	7	Und	US\$	1.13	US\$ \$ 7.88
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 35ms	1	Und	US\$	1.10	US\$ \$ 1.10
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 109ms	1	Und	US\$	1.10	US\$ \$ 1.10
COSTO TOTAL US\$					\$13,418.11
COSTO UNITARIO US\$/TMS					\$ 0.82
F.P. (Kg/TM)					0.51

Nota. En la Tabla se presenta el costo de voladura de los accesorios, explosivos utilizados en la Voladura 07-21 Bco. 4290N.

4.3.2 Costos de los Proyectos de Voladura aplicando los nuevos diseños (Konya y Langefors)

4.3.2.1 Voladura No. 23-21 Bco. 4305N - Método Konya

Tabla 27.

Reporte de Voladura con método Konya

		REPORTE DE VOLADURA			
U. M. TACAZA		TAJO JOSEMARIA (MINERAL)			
N°.	23-21				
Fecha:	30/11/2021				
Hora:	04:00:00 p. m.				
Banco:	4305N	Sección:	1200N		
Tonelaje:	13418 TMS	Ley:	0.68% Cu		
PERFORACIÓN					
Malla de Perforación	2.70 * 3.00	m			
Diámetro de Broca	3.50	Pulg.			
No. de Taladros	296	tal			
Tiempo Total	58	hrs			
Rendimiento	30	m/hr			
Taco total	1.90	m			
CONSUMO DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS DE VOLADURA					
EXPLOSIVOS EMPLEADOS (FAMESA)	CANTIDAD	UNIDAD	MONEDA	Costo unit.	Costo Total
Carmex ® 2.10m (7") (Cja x 300Und)	2	Und	US\$	0.47	US\$ \$ 0.95
Fanel Dual 8m, 800/17ms, (Cja x 80 Und)	423	Und	US\$	1.96	US\$ \$ 830.52
Emulfan ® 300-S 3"x24" (Cja x 08Und, 25Kg)	5750	Kg	US\$	1.21	US\$ \$ 6,930.71
Booster ® HDP 1, 450 g (Cja x 50 und)	271	Und	US\$	2.78	US\$ \$ 753.22
Booster ® HDP 1/2, 225 g (Cja x 80 und)	153	Und	US\$	1.75	US\$ \$ 267.11
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 17ms	5	Und	US\$	0.97	US\$ \$ 4.85
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 25ms	42	Und	US\$	0.97	US\$ \$ 40.82
Emulnor 3000, 2"Ø x 16" (Cja x 25Kg)	25	Kg	US\$	1.24	US\$ \$ 30.97
COSTO TOTAL US\$					\$ 8,859.15
COSTO UNITARIO US\$/TMS					\$ 0.66
F.P. (Kg/TM)					0.43

Nota. En la Tabla se presenta el costo de voladura de los accesorios, explosivos utilizados en la Voladura 23-21 Bco. 4305N.

4.3.2.2 Voladura No. 25-21 Bco. 4310N - Método Langefors

Tabla 28.
Reporte de voladura por el método Langefors

		REPORTE DE VOLADURA			
U. M. TACAZA		TAJO JOSEMARIA (MINERAL)			
N°.	25-21				
Fecha:	15/12/2021				
Hora:	12:30:00 p. m.				
Banco:	4310N	Sección:	1180N		
Tonelaje:	17246 TMS	Ley:	0.65% Cu		
PERFORACIÓN					
Malla de Perforación	2.20*2.50	m			
No. de Taladros	340	tal			
Tiempo Total	65	hrs			
Rendimiento	29.4	m/hr			
Taco promedio total	2.2	m			
CONSUMO DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS DE VOLADURA					
EXPLOSIVOS EMPLEADOS (FAMESA)	CANTIDAD	UNIDAD	MONEDA	Costo unit.	Costo Total
Carmex ® 2.10m (7") (Cja x 300Und)	2	Und	US\$	0.47	US\$ \$ 0.95
Fanel Dual 8m, 800/17ms, (Cja x 80 Und)	470	Und	US\$	1.96	US\$ \$ 922.80
Emulfan ® 300-S 3"x24" (Cja x 08Und, 25Kg)	8250	Kg	US\$	1.21	US\$ \$ 9,944.07
Booster ® HDP 1, 450 g (Cja x 50 und)	339	Und	US\$	2.78	US\$ \$ 942.23
Booster ® HDP 1/2, 225 g (Cja x 80 und)	132	Und	US\$	1.75	US\$ \$ 230.45
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 17ms	25	Und	US\$	0.97	US\$ \$ 24.23
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 25ms	20	Und	US\$	0.97	US\$ \$ 19.44
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 42ms	2	Und	US\$	0.93	US\$ \$ 1.86
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 65ms	3	Und	US\$	0.93	US\$ \$ 2.80
Fanel Conector Troncal Dual CTD® 3.6m, 35ms	2	Und	US\$	0.91	US\$ \$ 1.83
COSTO TOTAL US\$					\$12,090.65
COSTO UNITARIO US\$/TMS					\$ 0.70
F.P. (Kg/TM)					0.48

Nota. En la Tabla se presenta el costo de voladura de los accesorios, explosivos utilizados en la Voladura 25-21 Bco. 4310N.

4.4 Reducción de costos y optimización de tiempo de ciclos

4.4.1 Carguío

Para establecer la reducción de costos del carguío se consideraron los tiempos de ciclo, los cuales se vieron afectados al tener material apelmazado en el cucharón de la excavadora debido a la excesiva fragmentación, además de la humedad y la presencia de lluvia el cual generaba un mayor ciclo haciendo entre 1 o 2 pases más para llenar al volquete.

En el siguiente cuadro se detallan los tiempos de ciclo de la Excavadora CAT 336 de la empresa contratista ANDERMAC; estos datos se obtuvieron de un control previo que se hizo en campo para determinar en promedio la cantidad de pases que realizaba por volquete. El costo horario de la excavadora es de 185 S/. /Hr.

Tabla 29.

Tiempos de ciclo de la Excavadora CAT 336 con material apelmazado

Fecha	Tipo de Material	N° ciclos por Volquete	Zona de Carga	T. Carga (min)	T. Giro (min)	T. Descarga (min)	T. Retorno (min)	T. Ciclo (min)	T. ciclo por Volquete
2-Feb	Mineral	9.8	Vol. 05 - 4315	0.07	0.06	0.03	0.05	0.22	2.12
4-Feb	Mineral	9.7	Vol. 05 - 4315	0.08	0.05	0.03	0.05	0.23	2.19
5-Feb	Mineral	9.7	Vol. 07 - 4290	0.07	0.06	0.03	0.06	0.24	2.31
		9.8	Vol. 07 - 4290						

Nota. Elaboración propia. Número de ciclos y tiempo promedio de llenado de volquete de la excavadora CAT 336 DL, antes de aplicar el diseño planteado.

Tabla 30.
Tiempos de ciclo de la Excavadora CAT 336 aplicando los diseños de voladura

Fecha	Tipo de Material	Nº ciclos por Volquete	Zona de Carga	T. Carga (min)	T. Giro (min)	T. Descarga (min)	T. Retorno (min)	T. Ciclo (min)	T. ciclo por Volquete
10-Dic	Mineral	8.5	Vol. 23 - 4290	0.07	0.06	0.04	0.04	0.21	1.79
11-Dic	Mineral	7.9	Vol. 23 - 4290	0.08	0.05	0.04	0.05	0.22	1.74
12-Dic	Mineral	8.3	Vol. 23 - 4290	0.07	0.06	0.03	0.05	0.21	1.77

Nota. Elaboración propia. Número de ciclos y el tiempo promedio de llenado de volquete de la excavadora CAT 336 DL después de aplicar el diseño planteado (Figura 32 y 33).

Tabla 31.
Diferencias en tiempos de ciclo

Nº ciclos por Volquete	% de diferencias	T. ciclo por Volquete	% de diferencia
1.30	15.29%	0.34	19.05%
1.80	22.78%	0.45	25.90%
1.40	16.87%	0.54	30.43%

Nota. Elaboración propia. Diferencias al comparar los tiempos y números de pases antes y después de aplicar el diseño de perforación y voladura planteado (Figura 32 y 33).

Como se puede observar, existe una disminución en el número de ciclos de la excavadora en un máximo de 22.78% y el tiempo de ciclo de 25.90%, evidenciándose así una reducción tanto en el número de ciclos realizados como en tiempo que se tarda en realizar el carguío.

El precio unitario de la Excavadora CAT 336DL, se obtuvo mediante un análisis de costo horario, tal como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 32.
Análisis de costo horario de la Excavadora CAT 336DL

DESCRIPCION	COSTO PARCIAL \$/HR
1 COSTO DIRECTO	
COSTOS DE PROPIEDAD	14.46
2 COSTOS DE OPERACIÓN	
ACEITES FLUIDOS	2.70
FILTROS	1.50
ORUGAS	3.60
UÑAS	1.60
SISTEMA ELECTRICO	0.56
OTROS	9.01
3 COMBUSTIBLE	21.80
TOTAL COSTO DIRECTO US\$	55.22
TOTAL COSTO DIRECTO EN S/.	185

Nota. En la presente tabla se detalla los costos que fueron tomado en cuenta para determinar el costo horario para la Excavadora CAT 336DL, el cual contempla costos directos, de operación y combustible, teniendo un Costo Horario Total de 185 S/. /Hr.

Fuente: ANDERMAC (2021).

En relación con los costos, se obtiene un ahorro de S/. 10507.36 cuando se analizan los costos de excavadora con material apelmazado y sin material apelmazado.

Tabla 33.
Costos de excavadora con material apelmazado

COSTOS DE EXCAVADORA CON MATERIAL APELMAZADO	Tiempo de ciclo de carguío	0.23	minutos
	Número de pases por volquete	9.75	pases
	tiempo de ciclo por volquete	2.2425	minutos
	volquetes cargados por día	170	volquetes/día
	Tiempo total	381.225	minutos
		6.4	horas
	Precio Unitario	185	soles/hora
	Costo sin combustible	1175.44	soles
	Ratio Combustible	11	galones /hora
	Precio Combustible	12	soles
	Costo combustible	838.695	soles
	Costo total gastado	2014.13	soles/día
	Días de transporte de voladura	15	días
	Costo total gastado en todo el proyecto	30212.08	soles
	Costo Unitario	83.92	soles /horas

Nota. Elaboración propia. Costo total de carguío de material de los proyectos 05-21 y 07-21, considerando el control de tiempos de ciclo de la excavadora (Tabla 29). Se tiene un costo unitario de 83.92 Soles/hora.

Tabla 34.
Costos de excavadora sin material apelmazado

COSTOS DE EXCAVADORA SIN MATERIAL APELMAZADO	Tiempo de ciclo de carguío	0.21	minutos
	Número de pases por volquete	8	pases
	tiempo de ciclo por volquete	1.68	minutos
	volquetes cargados por día	185	volquetes/día
	Tiempo total	310.8	minutos
		5.2	horas
	Precio Unitario	185	soles/hora
	Costo sin combustible	958.3	soles
	Ratio Combustible	11	galones/hora
	Precio Combustible	12	soles
	Costo combustible	683.76	soles
	Costo total gastado	1642.06	soles/día
	Días de transporte de voladura	12	días
	Costo total gastado en todo el proyecto	19704.72	soles
	Costo Unitario	68.42	soles/hora

Nota. Elaboración propia. Costo total de carguío de material de los proyectos 23-21 y 25-21, considerando control de tiempos de ciclo de la excavadora (Tabla 30). Se tiene un costo unitario de 68.42 Soles/hora.

4.4.2 Acarreo

Teniendo como dato los reportes por parte de la empresa contratista ANDERMAC de los tiempos de ciclos de los volquetes de los días en que se transportó las voladuras en estudio (Anexo 13 y 14), se llegó a determinar un aumento de producción en un 17%, pasando de tener un tiempo de ciclo de 24 minutos a 20 minutos, optimizando el ciclo de acarreo, esto debido a que, cuando se tenía material apelmazado, los operadores

solicitaban equipo como la retroexcavadora para eliminar el material que se quedaba en sus tolvas; además, haciendo uso de paletas largas, los mismos operadores realizaban la limpieza.

El precio unitario del Volquete se obtuvo mediante un análisis de costo horario, tal como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 35.
Análisis de costo horario de Volquete

DESCRIPCION	COSTO PARCIAL \$/HR
1 COSTO DIRECTO	
COSTOS DE PROPIEDAD	10.71
2 COSTOS DE OPERACIÓN	
ACEITES FLUIDOS	3.51
FILTROS	1.47
NEUMÁTICOS	3.30
MUELLES	1.40
SISTEMA ELECTRICO	0.20
OTROS	7.12
3 COMBUSTIBLE	10.21
TOTAL COSTO DIRECTO US\$	37.91
TOTAL COSTO DIRECTO S/.	127.00

Nota. En la presente tabla se detalla los costos que fueron tomado en cuenta para determinar el costo horario para Volquete, el cual contempla costos directos, de operación y combustible, teniendo un Costo Horario Total de 127 S/. /Hr. Fuente: ANDERMAC (2021).

En relación con los costos de los volquetes con material apelmazado y sin material apelmazado, se obtiene un ahorro de S/. 9842.00.

Tabla 36.

Costos de volquete con material apelmazado

COSTOS DE VOLQUETES CON MATERIAL APELMAZADO	Tiempo de ciclo	24 minutos
	Número de viajes por volquete	23 viajes/día
		552 minutos
	Tiempo total	9.2 horas
	Precio Unitario	127 soles/hora
	Costo sin combustible	1168.4 soles
	Ratio Combustible	11 galones/hora
	Precio Combustible	12 soles
	Costo combustible	1214.4 soles
	Costo total gastado	2382.8 soles/día
	Días de transporte de voladura	15 días
	Costo total gastado en todo el proyecto	35742.00 soles
	Costo Unitario	99.28 soles/hora

Nota. Elaboración propia. Costo total de acarreo de material por volquete de los proyectos 05-21 y 07-21, considerando los reportes de tiempos de ciclo de los volquetes (Anexo 13) un tiempo de ciclo de 24 min en promedio. Con un ratio de combustible de 11 galones/hora y un costo de 12 soles, se tiene un costo unitario de 99.28 Soles/horas, por volquete.

Tabla 37.
Costos de volquete sin material apelmazado

COSTOS DE VOLQUETES SIN MATERIAL APELMAZADO	Tiempo de ciclo	20 minutos
	Numero de viajes	25 viajes/día
	Tiempo total	500 minutos
		8.3 horas
	Precio Unitario	127 soles/horas
	Costo sin combustible	1058.33 soles
	Ratio Combustible	11 galones/horas
	Precio Combustible	12 soles
	Costo combustible	1100 soles
	Costo total gastado	2158.33 soles/día
	Días de transporte de voladura	12 días
	Costo total gastado en todo el proyecto	25900.00 soles
	Costo Unitario	89.93 soles/horas

Nota. Elaboración propia. Costo total de acarreo de material por volquete de los proyectos 23-21 y 25-21, considerando los reportes de tiempos de ciclo de los volquetes (Anexo 14), un tiempo de ciclo de 20 min en promedio. Con un ratio de combustible de 11 galones/hora y un costo de 12 soles, se tiene un costo unitario de 89.93 Soles/hora, por volquete.

4.4.3 Chancado

Con material arenisco tufáceo, la presencia de humedad y lluvia, provocan aglomeración, generando bolones de gran dimensión, provocando atascamientos en la tolva de gruesos de la chancadora primaria.

Se tomó como control el tratamiento de las Voladuras N° 05 y 07 que se realizaron en material con problemas de apelmazamiento, en temporada de lluvia, donde se puede observar disminución de mineral (TMS) tratado, considerando que la Planta Santa Lucía trata al día 1400 TMD. El promedio de disminución es de 150 TM, que se dejan de producir por tener material apelmazado en Tolva de gruesos, como se muestra a continuación:

Tabla 38.

Reporte mensual de toneladas tratadas en planta teniendo material fino aglomerado (1/02/2021 al 16/02/2021)

MOVIMIENTO DE MINERAL						
DIA	RECEPCION			TRATADO		
	TMH	H2O	TMS	TMH	H2O	TMS
1/02/2021	0.00	0.00	0.00	1191.33	13.32	1032.58
2/02/2021	3125.98	13.97	2689.28	1195.59	13.50	1034.24
3/02/2021	0.00	0.00	0.00	1193.46	13.33	1034.33
4/02/2021	2391.39	13.65	2064.97	1200.11	13.38	1039.48
5/02/2021	2790.26	13.95	2401.02	1201.77	13.64	1037.85
6/02/2021	3681.39	12.03	3238.52	1195.90	13.50	1034.45
7/02/2021	5631.59	11.65	4975.51	1149.47	13.41	995.30
8/02/2021	0.00	0.00	0.00	1113.52	13.47	963.58
9/02/2021	0.00	0.00	0.00	1082.51	13.46	936.81
10/02/2021	0.00	0.00	0.00	1090.71	13.47	943.84
11/02/2021	0.00	0.00	0.00	1093.79	13.53	945.80
12/02/2021	0.00	0.00	0.00	1101.58	13.49	953.02
13/02/2021	2959.19	11.87	2607.93	1101.22	13.13	956.63
14/02/2021	6299.89	11.26	5590.52	1101.22	13.17	956.18
15/02/2021	3631.17	10.12	3263.70	1094.69	12.91	953.41
16/02/2021	2939.69	9.61	2657.19	1111.68	12.68	970.72

Tabla 39.

*Reporte mensual de toneladas tratadas en planta teniendo material fino aglomerado
(17/02/2021 al 28/02/2021)*

MOVIMIENTO DE MINERAL						
DIA	RECEPCION			TRATADO		
	TMH	H2O	TMS	TMH	H2O	TMS
17/02/2021	4935.76	12.70	4308.92	1361.63	12.60	1190.09
18/02/2021	445.93	14.27	382.30	1389.08	12.42	1216.49
19/02/2021	581.09	16.02	488.00	1395.67	12.57	1220.23
20/02/2021	1800.46	16.68	1500.14	1321.69	12.68	1154.08
21/02/2021	1908.44	13.92	1642.79	1114.19	12.85	971.01
22/02/2021	0.00	0.00	0.00	1376.38	13.12	1195.86
23/02/2021	0.00	0.00	0.00	1395.66	13.13	1212.48
24/02/2021	4966.00	12.93	4323.90	1302.59	13.01	1133.18
25/02/2021	0.00	0.00	0.00	1412.48	12.99	1229.00
26/02/2021	0.00	0.00	0.00	1403.48	12.91	1222.36
27/02/2021	0.00	0.00	0.00	1420.08	12.85	1237.61
28/02/2021	0.00	0.00	0.00	1339.11	12.76	1168.30
TOTAL	48088.233	12.38049	42134.67197	34450.579	13.095985	29938.93626

Nota. Elaboración propia. Reporte diario de tonelaje tratado por el área de Planta, correspondiente a los proyectos de voladura 05-21 y 07-21, tratando en promedio 1069 TMD.

Teniendo menor cantidad de material fino por la aplicación de estos diseños de perforación y voladura, se tuvo un aumento en la producción de concentrado de la Planta Concentradora, como se observa en el siguiente cuadro:

Tabla 40.

Reporte mensual de toneladas tratadas en planta reduciendo la aglomeración de material en tolva.

MOVIMIENTO DE MINERAL						
DIA	RECEPCION			TRATADO		
	TMH	H2O	TMS	TMH	H2O	TMS
10/12/2021	3533.63	16.13	3294.40	1483.13	13.02	1290.04
11/12/2021	2928.47	16.20	2685.74	1498.33	13.05	1302.87
12/12/2021	664.54	16.02	427.10	1482.13	12.92	1290.58
13/12/2021	3407.79	16.68	3157.78	1498.83	12.95	1304.74
14/12/2021	7528.73	14.27	7316.14	1489.73	12.86	1298.15
15/12/2021	1650.99	13.02	1454.09	1512.26	13.11	1314.01
16/12/2021	0.00	0.00	0.00	1510.74	13.09	1312.91
17/12/2021	0.00	0.00	0.00	1423.98	13.15	1236.69
18/12/2021	0.00	0.00	0.00	1483.69	12.87	1292.68
19/12/2021	0.00	0.00	0.00	1411.90	13.10	1226.94
20/12/2021	2841.52	12.70	2663.42	1402.36	13.09	1218.72
21/12/2021	3517.19	12.93	3334.83	1410.36	13.06	1226.17
22/12/2021	2838.69	12.64	2666.29	1363.94	12.89	1188.14
23/12/2021	0.00	0.00	0.00	1407.95	12.90	1226.25
24/12/2021	0.00	0.00	0.00	1410.42	13.08	1226.01
25/12/2021	0.00	0.00	0.00	1413.18	13.24	1226.14
1/01/2022	0.00	0.00	0.00	1416.71	13.43	1226.45
2/01/2022	1727.02	16.02	1506.60	1375.93	13.52	1189.86
3/01/2022	1800.46	16.68	1567.96	1393.90	13.41	1206.98
4/01/2022	0.00	0.00	0.00	1405.28	13.41	1216.83
5/01/2022	0.00	0.00	0.00	1416.79	13.43	1226.52
6/01/2022	0.00	0.00	0.00	1500.35	13.41	1299.22
7/01/2022	0.00	0.00	0.00	1416.20	13.37	1226.86
8/01/2022	0.00	0.00	0.00	1497.50	13.39	1296.98
TOTAL	32439.03	7.28959	30074.35756	34625.628	13.1547536	30070.71197

Nota. Elaboración propia. Reporte diario de tonelaje tratado por el área de Planta, correspondiente a los proyectos de voladura 23-21 y 25-21, tratando en promedio 1253 TMD.

El tratamiento, teniendo menor cantidad de material fino por la aplicación de estos diseños de perforación y voladura, conllevó a que el tonelaje tratado por día aumente a una media de 1253 TMD que, en comparación con material aglomerado, se tenía una media de 1069 TMD, por lo que se evidencia un aumento de 184 TMD en promedio. Esto, llevándolo a costos, resalta una ganancia de \$ 8,885.31 por día y \$ 370.22 que se estaría ganando por hora.

4.4.3.1 Valorización Comercial de Concentrado de Cobre

A continuación, se muestra la valorización comercial de Concentrado de Cobre de la Unidad Minera Tacaza (CIEMSA), teniendo en cuenta una cotización de 9300 US\$/TM Cu.

Tabla 41.
Balance Metalúrgico Teórico

BALANCE METALÚRGICO TEÓRICO					
DÍA	Peso TMS	Leyes %CuT	Contenido Metálico Cu (TM)	Distribución % Cu	RADIO
Cabeza.	184.000	0.6600	1.214	100.00	47.700
Conc. Cobre	3.857	24.0100	0.926	76.27	
Relave	180.143	0.1600	0.288	23.73	
Cabeza Calc.	184.000	0.6600	1.214	100.00	

Nota. Elaboración propia. Balance metalúrgico con el aumento de toneladas que se trataron por la reducción de material fino, mediante las leyes de Cu se obtiene un radio de concentración, el cual indica que por cada 47.7 toneladas tratadas, produce 1 tonelada de concentrado.

Tabla 42.
Pesos, leyes y Cotización Neta

PESOS	
TMH:	4.3666
H2O%:	13.2
TMS:	3.8574
Merma%:	0.5
TMNS:	3.838

LEYES FINALES			
Cu%:	24.01	As%:	0.02
Ag Oz:	8.00	Sb%:	0.03
Au Oz:	0.00	Bi%:	0.06
Hg ppm	10.00	Zn%:	0.15
Pb %:	0.13		

	COTIZACIÓN	- G. REFINACIÓN	N E T O
Cu \$/Lb	4.218	0.116	4.102
Ag \$/Oz	-	-	16.000
Au \$/Oz	-	-	-

Nota. Elaboración propia, con información de la empresa. En la Tabla aparece el Peso Neto seco, descontando la humedad y el porcentaje de Merma, teniendo 3.838 de TMNS. Además, se tiene las leyes presentes en el concentrado, tales como Cu, Ag, Hg, As, Sb, Bi, Zn y Pb. Convirtiendo la cotización bruta de 9300 US\$/TM Cu a libras, nos da un valor de 4.218 \$/Lb, y descontando el gasto de refinación de 11.625 US\$ como costo fijo, se tiene una cotización neta de 4.102 \$/Lb de Cu y 16 \$/Oz de Ag.

Tabla 43.
Pagos y Deducciones

PAGOS														
Cu:	(	24.010	-	1.000	%)	X	100%	)	=	23.01	X	9043.71	=	2,080.95
Ag:	(	8.818	Oz/TM -	0.9645	Oz/TM)	X	100%	)	=	7.8540	X	16.0000	=	125.664
Au:	(	0.000	Oz/TM -	0.0322	Oz/TM)	X	100%	)	=	0.00000	X	0.000	=	0.000
TOTAL DE PAGOS													2,206.62	
DEDUCCIONES														
MAQUILA(US\$/TM)													(200.000)	
ESCALADORES(US\$/TM) 400 c\$/Lb, exceso \$ 2.00 \$/TM p/c 1 c\$/Lb													(43.683)	
SEGURO(US\$/TM)													(1.000)	
PENALIDADES														
As	(	0.00	% -	0.40	%)	X	US\$	2.00	por cada	0.100	%	=	0.000	
Sb	(	0.00	% -	0.30	%)	X	US\$	2.00	por cada	0.100	%	=	0.000	
Bi	(	0.00	% -	0.10	%)	X	US\$	2.00	por cada	0.010	%	=	0.000	
Hg	(	0.00	% -	50.00	%)	X	US\$	2.00	por cada	10.000	%	=	0.000	
Zn + Pb	(	0.00	% -	6.00	%)	X	US\$	3.00	por cada	1.000	%	=	0.000	
H2O	(	0.00	% -	10.00	%)	X	US\$	0.00	por cada	1.000	%	=	0.000	

Nota. Elaboración propia. En la presente tabla se señalan los pagos, considerando la cotización neta obtenida tanto en Cobre como en Plata, se tiene un total de 2,206.62 US\$ por TMS. Y además, se tiene las deducciones de Maquila, Escaladores y Seguro de 200, 43.683 y 1.0 US\$/TM, respectivamente. Y no se tiene presencia de otros elementos, por lo tanto, no tenemos penalidades adicionales.

Tabla 44.*Valor Comercial de Concentrado de Cu*

TOTAL DE DEDUCCIONES	(244.683)
PAGO TOTAL US\$ por TMS [US\$]	1,961.93
EN 3.838 TMNS [US\$]	7,529.92
IMPUESTO GENERAL A LAS VENTAS 18% [US\$]	1,355.39
TOTAL CONCENTRADO POR DÍA [US\$/Día]	8,885.31
TOTAL CONCENTRADO POR HORA [US\$/Hr]	370.22

Nota. Elaboración propia. En la presente tabla aparece la valorización de los 184 TMS, los cuáles tuvimos con el aumento de eficiencia de chancado al tener menor material fino, tratando mayor tonelaje. Este valor es influenciado por el impuesto a la renta, teniendo una ganancia total de \$ 8,885.31 por día y \$ 370.22 por hora.

CONCLUSIONES

1. Se optimizó la fragmentación de las rocas volcanoclásticas reduciendo los tiempos de ciclo en un 25.9% obteniendo un ahorro en costos en las actividades de carguío en S/. 10507.36 y en acarreo se redujo el tiempo de ciclo en un 17%, teniendo un ahorro de S/. 9842.00 por volquete.
2. Se determinó el diseño de perforación y voladura aplicando los modelos matemáticos López Jimeno, Langefors, Ash y Konya, teniendo en cuenta las características geomecánicas de la roca volcanoclástica.
3. Se predijo la fragmentación mediante el uso del modelo KuzRam de los diseños de perforación obtenidos, teniendo como resultado un P80 de López Jimeno de 28.3 pulg, 7.2 pulg de Langefors, 14.2 pulg de Ash y un 7.8 pulg de Konya; optando por los modelos de Langefors y Konya como óptimos para la roca volcanoclástica.
4. Se analizó la fragmentación obtenida de las voladuras 23-21 y 25-21, las cuales se tomaron como muestra para aplicar los diseños de Konya y Langefors, escogidos de acuerdo al modelo predictivo KuzRam. Este fotoanálisis fue realizado usando el programa WipFrag, obteniendo 6.25 y 6.24 pulg como P80 respectivamente en cada voladura, indicando que se aumentó el tamaño de partícula, reduciendo la cantidad de finos, por lo que brindó beneficios en costos.
5. Se aumentó la eficiencia en chancado en la unidad minera Tacaza en un 15% debido a que el diseño planteado se realizó para que tenga fragmentos más grandes y así haya menos porcentaje de finos, lo cual redujo las aglomeraciones en la tolva de gruesos, tratando 184 TMD más en promedio, equivalente a ganar \$ 8,885.31 por día y \$ 370.22 por hora.

RECOMENDACIONES

1. A la empresa, implementar el diseño de perforación y voladura obtenida a partir de la aplicación de los modelos matemáticos Langefors y Konya, teniendo en cuenta las características geomecánicas de la roca volcanoclástica ya que garantiza un ahorro de tiempo y dinero.
2. Aplicar la fragmentación mediante el uso del modelo KuzRam de los diseños de perforación obtenidos de 28.3 pulg, 7.2 pulg de Langefors y un 7.8 pulg de Konya; ya que son considerados como óptimos para la roca volcanoclástica.
3. Ampliar el estudio de la fragmentación obtenida de las voladuras 23-21 y 25-21, debido a que sólo se tomaron como muestra para aplicar los diseños de Konya y Langefors, escogidos de acuerdo al modelo predictivo KuzRam donde se aumentó el tamaño de partícula, reduciendo la cantidad de finos, por lo que brindó beneficios en costos. Así como seguir optimizando la fragmentación de las rocas volcanoclásticas reduciendo aún más los tiempos de ciclo logrados de 25.9% y así obtener un mayor ahorro en costos en las actividades de carguío, en acarreo y por volquete.
4. Realizar otros estudios asociados, con la finalidad de determinar el beneficio máximo que tendría la Unidad Minera Tacaza en cuanto al aumento de tamaño de fragmentación en la roca volcanoclástica y así haya menos porcentaje de finos, lo cual reduce los apelmazamientos en carguío, acarreo y las aglomeraciones en la tolva de gruesos, y así, tener mayores ganancias.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acuña Contreras, W. R. (2019). *Planta Chancado-hidro de la empresa Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A.* [tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín]. Repositorio Institucional UNSA. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/20.500.12773/11422>
- Adebola, J., Ajayi, O. y Elijah, P. (2016). Rock Fragmentation Prediction using Kuz-Ram Model. *Journal of Environment and Earth Science*, 5(6), 110-115. Obtenido de <https://www.iiste.org/Journals/index.php/JEES/article/view/30610/31442>
- Arias, F. (2012). *El Proyecto de Investigación: Introducción a la metodología científica* (6ta edición ed.). Editorial Episteme.
- Arroyo Solórzano, M., Quesada Román, A. y Vargas Bolaños, C. (2021). Unidades morfotectónicas-volcánicas del sector noroeste del volcán Poás, Costa Rica. *Investigaciones geográficas*(105), 1-18. doi:<https://doi.org/10.14350/rig.60279>
- Barriga Paria, C. y Salas Cutipa, J. (2021). Rendimiento en la fragmentación de roca, por emulsiones encartuchadas en actividades mineras. *Revista Ciencia Nor@ndina*, 4(2), 77-84. <http://www.unach.edu.pe/rcnorandina/index.php/ciencianorandina/article/view/294>
- Biessikirski, A., Dworzak, M., Twardosz, M., Pyra, J. y Barański, K. (2019). Comparison Analysis of Muck Pile Fragmentation Obtained Through the Photogrammetry Method and Based on the Kuz-Ram Empirical Model. *Inżynieria Mineralna*, 21. <https://bibliotekanauki.pl/articles/318280>

- Bravo Mamani, J. (2018). *Optimización de los costos de chancado aplicando el modelo cunningham y la malla triangular equilátera para reducir la fragmentación de la roca caliza en la cantera Caracoto* [tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio UNAP.
- Choqueña Ccallata, J. J. (2017). *Optimización de la fragmentación de la roca mediante las características geomecánicas y doble iniciación no electrónica en la perforación y voladura de bancos - U. M. APUMAYO S.A.C.* [tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio UNAP. <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/4675>
- CIEMSA. (2021). *Actualización del Estudio geomecánico del Tajo José María - Unidad Minera Tacaza.*
- Condori Burgos, C. C. (2018). *Diseño de perforación voladura de precorte mediante las características de macizo rocoso para evitar desprendimiento de bolones de la pared en banco de producción en U.M. Tacaza - CIEMSA* [tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio UNAP. <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12245>
- Correa Arroyave, Á. y Rueda Fonseca, J. E. (2021). RMR y tipo de explosivo: incidencia en las voladuras subterráneas. *BISTUA: Revista de la Facultad de Ciencias Básicas*, 19(1), 41-50. doi:<https://doi.org/10.24054/01204211.v1.n1.2021.959>
- Couceiro, P., López Cano, M. y Jafa, A. (2018). La voladura como estrategia de optimización-Un método simplificado. *XIV Congreso Internacional de Ingeniería y Recursos Minerales*, 1-10.
- Escarcena Guzmán, R. (2019). *Evaluación de las operaciones de carguío y transporte para el mejoramiento de la productividad en la unidad minera Tacaza – Ciemsa*

[tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio UNAP.

<http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12964>

Famesa. (2020). *Booster*. Famesa Explosivos. Obtenido de <http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2016/11/FT-21.-Booster.pdf>

Famesa. (2020). *Carmex*. Famesa Explosivos. Obtenido de <http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2016/11/5.-Carmex-Corregido-22-07-20-1-1.pdf>

Famesa. (2020). *Emulfan*. Famesa Explosivos. Obtenido de <http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2017/07/FT-39.-Emulfan.pdf>

Famesa. (2020). *Fanel CTD*. Famesa Explosivos. Obtenido de <http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2017/07/FT-10.-Fanel-CTD.pdf>

Famesa. (2020). *Fanel Dual*. Famesa Explosivos. Obtenido de <http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2017/07/FT-9.-Fanel-Dual.pdf>

FAMESA explosivos. (2016). *Quienes somos*. Obtenido de Famesa Explosivos: <http://www.famesa.com.pe/quienes-somos/>

Flames, A. (2012). *El trabajo de grado cuantitativo y cualitativo*. UBV.

Google Maps. (2022). *Unidad Minera Tacaza-CIEMSA*. Obtenido de Maps: <https://www.google.com/maps/place/U.M.+Tacaza+-+CIEMSA/@-15.6509518,-70.752008,12.75z/data=!4m5!3m4!1s0x91681febb6c734af:0x99e5a8286c3f79a9!8m2!3d-15.6311515!4d-70.7243002>

Hekmat, A., Munoz, S. y Gomez, R. (2019). Prediction of Rock Fragmentation Based on a Modified Kuz-Ram Model. En E. Widzyk-Capehart, E. Hekmat, & R. Singhal,

Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection - MPES 2018 (pp. 69-79). Springer.
https://link.springer.com/chapter/10.1007/978-3-319-99220-4_6

Henostroza Moreno, M. O. (2021). *Geomecánica en perforación y voladura para mejorar la fragmentación en la unidad minera Virgen de la Merced de la compañía Minera Llipa S.A.C - año 2019*. [tesis de licenciatura, Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo"]. Repositorio UNASAM.
<http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/4515>

Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C. y Baptista Lucio, P. (2014). *Metodología de investigación*. Editorial McGraw Hill.

Huamán Cuba, D. A. y Rojas Pérez, C. E. (2022). *Análisis del modelo de Kuz-Ram: reparametrización en minería a cielo abierto*. [tesis de licenciatura, Pontificia Universidad Católica del Perú]. Tesis PUCP.
<https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/20.500.12404/21658>

Huanca Calsin, R. (2021). *Optimización de costos de perforación y voladura mediante el modelo KuzRam en el Crucero 862 NW, empresa minera Estrella de Cháparra S.A.* [tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Altiplano]. Tesis UNAP.
<http://tesis.unap.edu.pe/handle/UNAP/16049>

Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico. (2021, 15 de julio). *Petitorio de concesión minera*. Obtenido de Gobierno del Perú:
<https://www.gob.pe/institucion/ingemmet/informes-publicaciones/2022404-petitorio-de-concesion-minera>

Konya, J. (2010). *Manual de voladura*. Konya.

- Lawal, A. (2021). A new modification to the Kuz-Ram model using the fragment size predicted by image analysis. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 138, 1-6. doi:<https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104595>
- López Jimeno, C. (2014). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Instituto Tecnológico GeoMinero de España.
- Mallco Hanampa, D. (2021). *Aplicación del explosivo Sang-Apu para optimizar costos de perforación y voladura en la unidad minera Atunsa-Anabi SAC*. [tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/20.500.12773/13181>
- Mamani Tito, M. (2021). *Desarrollo y mejora de las fases del proceso de perforación del método Raise Boring en la unidad minera San Rafael- MINSUR S.A.- Puno* [tesis de licenciatura, Universidad de San Antonio Abad del Cusco]. Repositorio UNSAAC.
- Miranda, A. y Vergara, A. (2019). *Diseño de un sistema de perforación y voladura de rocas aplicando modelos matemáticos para optimizar la fragmentación de la roca caliza en la cantera PROVEN III en cerro Collique-Zaña*. Universidad Cesar Vallejo.
- Montaño, J., Rincón, J., Vargas, W. y Alvarado, H. (2021). Incremento del desempeño del sistema de perforación y voladura en la explotación minera el Lucero. *BISTUA: Revista de la Facultad de Ciencias Básicas*, 19(1), 70-74.
- Nanda, S. y Pal, B. (2020). Analysis of Blast Fragmentation Using WipFrag. *International Journal of Innovative Science and Research Technology*, 5(6), 1561-1566. <https://ijisrt.com/assets/upload/files/IJISRT20JUN1086.pdf>

- Quispe Pilco, D. R. (2019). *Diseño de malla de perforación mediante la clasificación del macizo rocoso para uniformizar la fragmentación en la explotación de mina subterránea* [tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio UNAP. <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12858>
- Rodríguez Mamani, J. R. (2019). *Diseño de mallas de perforación para optimizar el avance lineal del crucero 121 norte y sur del nivel 1600 en Mina Cerro Lindo, distrito Chavín, provincia de Chíncha-Ica-año 2018* [tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Moquegua]. Repositorio UNAM. <https://200.48.160.221/handle/UNAM/109>
- Romero Segura, V. C., Vargas de Carrasquero, I. C. y Herrera Valencia, J. (2021). La toba volcánica como un nuevo diseño de hormigón para minimizar los impactos ambientales. *Polo del Conocimiento*, 553-562. <https://polodelconocimiento.com/ojs/index.php/es/article/view/2287>
- Salas Cutipa, J. V. (2020). *Optimización de la fragmentación de roca en el nivel 1515 mediante el uso de emulsiones encartuchadas en la mina San Vicente - CÍA. Minera San Ignacio de Morococha S.A.A., Junín - 2019* [tesis de licenciatura, Universidad de Moquegua]. Repositorio UNAM.
- Shaib Abdulazeez Shehu, Kudirat Oziohu Yusuf y M.H.M. Hashim (2022). Comparative study of WipFrag image analysis and Kuz-Ram empirical model in granite aggregate quarry and their application for blast fragmentation rating. *Geomechanics and Geoengineering*, 17(1). doi:<https://doi.org/10.1080/17486025.2020.1720830>

Temas de Minería. (14 de mayo). *Voladura de bancos en minería a tajo abierto*. Obtenido de Temas de Minería para estudiantes profesionales:
<http://temasdemineria.blogspot.com/2015/05/>

Tipo Chambi, R. S. (2019). *Optimización de fragmentación de rocas modificando los parámetros de perforación en la unidad minera Tacaza – CIEMSA* [tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Altiplano-Puno]. Repositorio UNAP.
<http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12536>

Tovar Kassab, C. M. (2020). *Estudio de la actividad reactiva y resistencia mecánica de la cal con residuo de toba volcánica en morteros* [tesis de maestría, Universidad Autónoma de Querétaro]. Repositorio Institucional UAQ. <http://ri-ng.uaq.mx/handle/123456789/2697>

Tsytsiura, Y. (2021). Selection of effective software for the analysis of the fractional composition of the chaotic seed layer using the example of oilseed radish. *Engenharia Agrícola*, 41(2), 161-170.
<https://www.scielo.br/j/eagri/a/gvvcyrqQhd6VtSvBg5jq5vM/?lang=en&format=html>

Vásquez Sánchez, N. Y. (2017). *Predicción de la ley de atenuación, frecuencia dominante y espectro de respuesta en vibraciones producidas por voladuras a cielo abierto* [tesis de licenciatura, Pontificia Universidad Católica del Perú]. Tesis PUCP.
https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404/10182/VASQUEZ_SANCHEZ_NED_PREDICCION_TESIS.pdf?sequence=1&isAllowed=y

ANEXOS

Anexo 1.

Limpieza manual de tolva de volquete



Anexo 2.

Limpieza de tolva de volquete con Excavadora



Anexo 3.

Tolva de volquete con material apelmazado



Anexo 4.

Cucharon con material apelmazado



Anexo 5.

Obrero desatorando Tolva de gruesos por material aglomerado



Anexo 6.

Carguío de taladro con Emulfan 300S



Anexo 7.

Plataforma de voladura PY 25-21 Bco. 4310N



Anexo 8.

Cucharón sin material apelmazado



Anexo 9.

Plataforma de voladura PY 23-21 Bco. 4305N



Anexo 10.

Volquete con material de fragmetnación mayor entrando a balanza



Anexo 11.

Volquete con material de fragmentación mayor entrando a balanza para tararlo



Volquete con material de fragmentación mayor entrando a balanza para tararlo



Anexo 13.

Reporte de ANDERMAC de acarreo de material Voladura 05-21 y 07-21

FECHA	EQUIPO DE CARGUÍO	COD. VOLQUETE	VOLQUETE	OPERADOR	ORIGEN	BANCO	VOLADURA	PRODUCCIÓN	MATERIAL_1	DESTINO	VIAJES	CICLO (Hrs)	CICLO (MIN)
2-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Samuel Ccama Cayllahua	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	15	0.42	25
2-Feb	Cat 329-E	511	F7D-864	Isac Muñoz Vilca	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	16	0.42	25
2-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Yoel Nina Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	16	0.42	25
2-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	15	0.42	25
2-Feb	Cat 336-D2	516	V9F-835	Rony Flores Huaman	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	17	0.42	25
2-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Alejandro Huanca	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	16	0.42	25
4-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	4	0.40	24
4-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Yoel Nina Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	6	0.40	24
4-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Isac Muñoz Vilca	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	5	0.40	24

4-Feb	Cat 336-D2	516	V9F-835	Rony Flores Huaman	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	6	0.40	24
5-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	8	0.40	24
5-Feb	Cat 329-E	510	F7C-867	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	4	0.40	24
5-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Yoel Nina Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	13	0.40	24
5-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Isac Muñoz Vilca	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	14	0.40	24
5-Feb	Cat 329-E	514	ARD-812	Isac Muñoz Vilca	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	5	0.40	24
5-Feb	Cat 336-D2	516	V9F-835	Rony Flores Huaman	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	13	0.40	24
5-Feb	Cat 329-E	516	V9F-835	Rony Flores Huaman	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	5	0.40	24
5-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Samuel Ccama Cayllahua	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	1	0.40	24
5-Feb	Cat 329-E	520	FOA-916	Samuel Ccama Cayllahua	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	6	0.40	24
6-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	6	0.40	24
6-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Isac Muñoz Vilca	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	11	0.40	24

6-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	8	0.40	24
6-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Yoel Nina Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	9	0.40	24
7-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	29	0.42	25
7-Feb	Cat 336-D2	511	F7D-864	Samuel Ccama Cayllahua	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	24	0.42	25
7-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Yoel Nina Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	32	0.42	25
7-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Isac Muñoz Vilca	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	31	0.42	25
7-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	30	0.42	25
7-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Alejandro Huanca	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	25	0.42	25
13-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	24	0.40	24
13-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	23	0.40	24
13-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	24	0.40	24
13-Feb	Cat 336-D2	511	F7D-864	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	23	0.40	24

13-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	23	0.40	24
13-Feb	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	23	0.40	24
14-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	29	0.42	25
14-Feb	Cat 336-D2	511	F7D-864	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	27	0.42	25
14-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	28	0.42	25
14-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	27	0.42	25
14-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	19	0.42	25
14-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	8	0.42	25
14-Feb	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	28	0.42	25
15-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	29	0.42	25
15-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	25	0.42	25
15-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	29	0.42	25

15-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	27	0.42	25
15-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	29	0.42	25
15-Feb	Cat 336-D2	511	F7D-864	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	3	0.42	25
15-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	29	0.42	25
21-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	22	0.42	25
16-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	7	0.40	24
21-Feb	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	22	0.42	25
16-Feb	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	7	0.40	24
21-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	23	0.42	25
16-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	7	0.40	24
21-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	23	0.42	25
16-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	8	0.40	24

21-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	22	0.42	25
16-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	7	0.40	24
21-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	22	0.42	25
16-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	7	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	4	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	11	0.40	24
17-Feb	Cat 329-E	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	16	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	3	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	11	0.40	24
17-Feb	Cat 329-E	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	11	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	4	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	10	0.40	24

17-Feb	Cat 329-E	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	11	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	4	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	12	0.40	24
17-Feb	Cat 329-E	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	15	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	4	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	10	0.40	24
17-Feb	Cat 329-E	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	15	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	4	0.40	24
17-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	11	0.40	24
17-Feb	Cat 329-E	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	16	0.40	24
18-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	28	0.40	24
18-Feb	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	19	0.40	24

18-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	25	0.40	24
18-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	28	0.40	24
18-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	17	0.40	24
18-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	28	0.40	24
24-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	14	0.38	23
19-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	14	0.40	24
24-Feb	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	13	0.38	23
19-Feb	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	12	0.40	24
24-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	13	0.38	23
19-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	15	0.40	24
24-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	13	0.38	23
19-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	15	0.40	24

24-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	13	0.38	23
19-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	15	0.40	24
24-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4290	7	Si	Mineral	Cancha de Mineral	13	0.38	23
19-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	15	0.40	24
20-Feb	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorge Luis Gomez Flores	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	9	0.40	24
20-Feb	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera Apaza	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	8	0.40	24
20-Feb	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	9	0.40	24
20-Feb	Cat 336-D2	515	COP-905	Paul Palomino Llavilla	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	9	0.40	24
20-Feb	Cat 336-D2	520	FOA-916	Nivaldo Ramos Cardenas	T.J.M.	4315	5	Si	Mineral	Cancha de Mineral	8	0.40	24

Anexo 14.

Reporte de ANDERMAC de acarreo de material Voladura 23-21 y 25-21

FECHA	EQUIPO DE CARGUÍO	COD. VOLQUETE	VOLQUETE	OPERADOR	ORIGEN	BANCO	VOLADURA	PRODUCCIÓN	MATERIAL_1	DESTINO	VIAJES	CICLO (Hrs)	CICLO (MIN)
10-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
10-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
10-Dic	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	21	0.33	20
10-Dic	Cat 336-D2	515	C0P-905	Victor Luque	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
10-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
11-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	14	0.35	21
11-Dic	Cat 336-D2	515	C0P-905	Victor Luque	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	25	0.35	21
11-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
11-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	25	0.33	20

11-Dic	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	12	0.33	20
11-Dic	Cat 336-D2	515	COP-905	Victor Luque	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	27	0.33	20
12-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	26	0.33	20
12-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	26	0.33	20
12-Dic	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
12-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
13-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	21	0.33	20
13-Dic	Cat 329-E	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	4	0.35	21
13-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
13-Dic	Cat 329-E	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	3	0.35	21
13-Dic	Cat 336-D2	515	COP-905	Victor Luque	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
13-Dic	Cat 329-E	515	COP-905	Victor Luque	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	3	0.35	21

13-Dic	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	25	0.35	21
13-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	20	0.35	21
13-Dic	Cat 329-E	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	3	0.35	21
14-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	20	0.35	21
14-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	21	0.35	21
14-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	20	0.35	21
14-Dic	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	20	0.35	21
14-Dic	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	20	0.35	21
14-Dic	Cat 336-D2	515	COP-905	Victor Luque	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	20	0.35	21
15-Dic	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	21	0.33	20
15-Dic	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	19	0.33	20
15-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	21	0.35	21

15-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	20	0.35	21
15-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	13	0.35	21
15-Dic	Cat 336-D2	515	COP-905	Victor Luque	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	9	0.35	21
20-Dic	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4320	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	5	0.33	20
20-Dic	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
20-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4320	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	5	0.33	20
20-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
20-Dic	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	TJM	4320	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	6	0.33	20
20-Dic	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	21	0.33	20
20-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4320	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	6	0.33	20
20-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
20-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4320	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	5	0.33	20

20-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
20-Dic	Cat 336-D2	515	C0P-905	Victor Luque	TJM	4320	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	6	0.10	6
20-Dic	Cat 336-D2	515	C0P-905	Victor Luque	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.30	18
21-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	6	0.33	20
21-Dic	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
21-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
21-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
21-Dic	Cat 336-D2	515	C0P-905	Victor Luque	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
21-Dic	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
22-Dic	Cat 336-D2	515	C0P-905	Victor Luque	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
22-Dic	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
22-Dic	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20

22-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
22-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
22-Dic	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4290	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
23-Dic	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
23-Dic	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
23-Dic	Cat 336-D2	515	COP-905	Victor Luque	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
23-Dic	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
23-Dic	Cat 336-D2	514	ARD-812	Nivaldo Ramos	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
2-Ene	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
2-Ene	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
2-Ene	Cat 336-D2	514	ARD-812	Jose Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	21	0.33	20
2-Ene	Cat 336-D2	515	COP-905	Victor Luque	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20

2-Ene	Cat 336-D2	512	AAR-896	Jaime Ticona Cabana	TJM	4305	23	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	22	0.33	20
3-Ene	Cat 336-D2	511	F7D-864	Yoel Nina	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
3-Ene	Cat 336-D2	510	F7C-867	Jorgue luis Gomez	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
3-Ene	Cat 336-D2	515	COP-905	Victor Luque	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	24	0.33	20
3-Ene	Cat 336-D2	513	AHJ-717	Percy Herrera	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20
3-Ene	Cat 336-D2	514	ARD-812	Nivaldo Ramos	TJM	4315	25	Si	Mineral	Tolva de Gruesos	23	0.33	20