

FACULTAD DE INGENIERÍA



Carrera de Ingeniería de Minas

“DISEÑO DE RUTAS DE TRANSPORTE DE MINERAL,
MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA
INCREMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD DE LA COMPAÑÍA
MINERA, LA LIBERTAD, 2019”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Wilson Eladio Pereda Valverde

Asesor:

Ing. José Alvan Rojas Escobar

Trujillo - Perú

2020

DEDICATORIA

A Dios y a mí familia, por ser los motivos de seguir adelante.

A mis amistades, por su aliento y apoyo incondicional.

A mis compañeros y futuros colegas por su apoyo y amistad en estos años en la universidad.

AGRADECIMIENTO

Mi más sincero agradecimiento al Mg. Ing. César Pol Arévalo Aranda que contribuyó al enriquecimiento contextual con sus aportes y sugerencias precisas y objetivas.

También deseo expresar mi agradecimiento a la plana docente de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Privada del Norte, que han hecho de mí un profesional minero con principios y valores.

Tabla de contenidos

DEDICATORIA	2
AGRADECIMIENTO	3
INDICE DE TABLAS	7
INDICE DE FIGURAS	8
INDICE DE ANEXOS	9
RESUMEN	10
CAPITULO I INTRODUCCION	13
1.1 REALIDAD PROBLEMÁTICA	13
1.1.1 Antecedentes	13
1.1.2 Antecedentes Internacionales	13
1.1.3 Antecedentes Nacionales	15
1.1.4 Antecedentes Locales	17
1.2 MARCO TEÓRICO	20
1.2.1 Transporte de mineral en mina a tajo abierto	20
1.2.2 Ciclo total de transporte	20
1.2.3 Variables que intervienen en el proceso de acarreo	22
1.2.4 Cálculo de flota de acarreo	23
1.2.5 Productividad	23
1.2.6 Producción	23
1.2.7 Simulación de transporte	24
1.2.8 Definición de Voladura	25
1.2.9 Diseño de voladura	25
1.2.10 Taco	27
1.2.11 Plan de minado	27

1.2.12	<i>Análisis de los Parámetros Geométricos:</i>	28
1.2.13	<i>Análisis de los Parámetros Económicos:</i>	29
1.2.14	<i>Análisis de los Parámetros Operativos</i>	29
1.2.15	<i>Clasificación Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski 1989</i>	31
1.2.16	<i>Estadística descriptiva</i>	34
1.3	PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	35
1.3.1	<i>Formulación del problema</i>	35
1.3.2	<i>Objetivos</i>	35
1.3.3	<i>Objetivo general</i>	35
1.3.4	<i>Objetivos específicos</i>	35
1.3.5	<i>Hipótesis</i>	36
1.3.6	<i>Hipótesis general</i>	36
1.3.7	<i>Hipótesis específicas</i>	36
2	CAPITULO II METODOLOGÍA	38
2.1	TIPO DE INVESTIGACIÓN	38
2.2	POBLACIÓN Y MUESTRA	38
2.2.1	<i>Población</i>	38
2.2.2	<i>Muestra</i>	39
2.2.3	<i>Materiales</i>	39
2.2.4	<i>Instrumentos</i>	39
2.2.5	<i>Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos</i>	40
2.2.6	<i>Procedimiento</i>	40
2.2.7	<i>Aspectos éticos</i>	42
3	CAPITULO III RESULTADOS	43
3.1	EXPOSICIÓN DE PRUEBAS Y RESULTADOS DE ACUERDO A LOS OBJETIVOS ESPECÍFICOS	43
3.1.1	<i>Variables</i>	43

3.1.2	<i>Optimización</i>	43
3.1.3	<i>Análisis de Resultados</i>	44
3.1.4	<i>Análisis de datos gradiente de vías.</i>	56
3.1.5	<i>Análisis de datos Ancho de vías.</i>	59
3.1.6	<i>Análisis de datos longitud de taco.</i>	60
4	CAPITULO IV DISCUSION Y CONCLUSIONES	63
4.1	DISCUSIÓN.....	63
4.2	LIMITACIONES	65
4.3	INTERPRETACIÓN COMPARATIVA	65
4.4	IMPLICANCIAS	66
4.5	CONCLUSIONES	67
	REFERENCIA	71
	ANEXOS	72

INDICE DE TABLAS

TABLA 1 CUADRO COMPARATIVO DE RESULTADOS DE CAMBIO DE MALLA DE PERFORACIÓN	45
TABLA 2 CUADRO COMPARATIVO DE RESULTADOS DE CAMBIO DE TACO.....	47
TABLA 3 CUADRO COMPARATIVO DE VÍA ACTUAL Y DISEÑO	49
TABLA 4 CUADRO PRODUCCIÓN DE EQUIPOS DE FLOTA.....	49

INDICE DE FIGURAS

FIGURA 1 CICLO DE TRANSPORTE.....	21
FIGURA 2. COMPORTAMIENTO ESTRUCTURAL DE LAS ROCAS EN EL TAJO.....	33
FIGURA 3 MALLA TRIANGULAR DE PERFORACIÓN, SOFTWARE JKSIMBLAST.....	45
FIGURA 4 MALLA CUADRADA DE PERFORACIÓN., SOFTWARE JKSIMBLAST.....	46
FIGURA 5 LONGITUD DE TACO DE 2.2M, SOFTWARE JKSIMBLAST.	47
FIGURA 6 LONGITUD DE TACO DE 2.4M., SOFTWARE JKSIMBLAST.	48
FIGURA 7 RUTA ACTUAL DE TRANSPORTE DE MINERAL.....	50
FIGURA 8 RUTA DISEÑADA DE TRANSPORTE DE MINERAL.	50
FIGURA 9 RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE LA FLOTA EN VÍA ACTUAL, SOFTWARE TALPAC.....	51
FIGURA 10 RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE LA FLOTA EN VÍA DISEÑADA, SOFTWARE TALPAC.	51
FIGURA 11 RESULTADOS GLOBAL DEL ANÁLISIS DE LA FLOTA EN VÍA ACTUAL, SOFTWARE TALPAC.	52
FIGURA 12 RESULTADOS GLOBAL DEL ANÁLISIS DE LA FLOTA EN VÍA DISEÑADA, SOFTWARE TALPAC.....	53
FIGURA 13 CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA EC650, SOFTWARE TALPAC.....	54
FIGURA 14 CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE VOLVO 15M3, SOFTWARE TALPAC.....	55
FIGURA 15 UBICACIÓN DEL EJE DE VÍA EN XY.....	56
FIGURA 16 UBICACIÓN DEL EJE DE VÍA EN XZ.	56
FIGURA 17 HISTOGRAMA DE FRECUENCIA DE LA VARIABLE GRADIENTE.....	57
FIGURA 18 DIAGRAMA DE CORRELACIÓN DE LAS VARIABLES GRADIENTE-KM/HR.....	58
FIGURA 19 HISTOGRAMA DE FRECUENCIA DE LA VARIABLE ANCHO DE VÍA.	59
FIGURA 20 DIAGRAMA DE CORRELACIÓN DE LAS VARIABLES ANCHO DE VÍA-KM/HR.	59
FIGURA 21 UBICACIÓN DE LOS TALADROS - TACOS.....	60
FIGURA 22 HISTOGRAMA DE FRECUENCIA DE TACOS DE PERFORACIÓN.	61
FIGURA 23 ESTADÍSTICA DE LA VARIABLE TACO.....	62

INDICE DE ANEXOS

ANEXO A. MUESTRA DE DISTANCIA, GRADIENTE, VELOCIDAD DE LA VÍA ACTUAL IDA.	73
ANEXO B. MUESTRA DE DISTANCIA, GRADIENTE, VELOCIDAD DE LA VÍA ACTUAL VUELTA.	74
ANEXO C. MUESTRA DE LONGITUD DE TALADRO Y TACO.1	75
ANEXO D. MUESTRA DE LONGITUD DE TALADRO Y TACO.2	76
ANEXO E. MUESTRA DE LONGITUD DE TALADRO Y TACO.3	77
ANEXO F. MUESTRA DE LONGITUD DE TALADRO Y TACO.4.....	78
ANEXO G. MUESTRA DE EJE DE VÍA ACTUAL, COORDENADAS.....	79
ANEXO H. COSTO DE EXPLOSIVOS EN CAMBIO DE TACO DE 2.4M. SOFTWARE JKSIMBLAST	80
ANEXO I. COSTO DE EXPLOSIVOS EN CAMBIO DE TACO 2.2M. SOFTWARE JKSIMBLAST.....	81
ANEXO I. RETARDOS SUPERFICIALES UTILIZADOS EN VOLADURA. SOFTWARE JKSIMBLAST	82
ANEXO K. PROYECTO DE VOLADURA, MUESTRAS DE LONGITUD DE TALADRO Y TACO.	83
ANEXO L. PROGRAMA DE PRODUCCIÓN 2015-2019 COMPAÑÍA MINERA.	84
ANEXO M. DISEÑO DE VÍA PARA EL FRENTE DE MINERAL.....	85
ANEXO N. DISEÑO 3D DE VÍA PARA EL FRENTE DE MINERAL.....	86

RESUMEN

En la presente investigación “DISEÑO DE RUTAS DE TRANSPORTE DE MINERAL, MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD DE LA COMPAÑIA MINERA”, se aborda los problemas en la operación de perforación voladura y acarreo en los tajos de minado. Trata de evidenciar de forma práctica como cada uno de los parámetros que se consideran dentro de cada etapa unitaria de operación pueden hacer variar de forma positiva o negativa la productividad de la empresa Minera. Para ello se ha considerado algunos de estos parámetros que en ella intervienen; que son parte de una gran cantidad de variables, estas son: gradiente de vías, ancho de vías, velocidad de transporte de volquetes, mallas de perforación y longitud de tacos.

En el capítulo 1 trata de como problemas similares fueron desarrollados por diversos autores y como ellos trataron de optimizar parámetros de forma teórica y práctica, con ajuste experimental para obtener una reducción de costos y que para ello se debe de prestar mucha atención a los procesos involucrados en ello.

En el capítulo 2 se formula el problema, objetivos generales, específicos se hace la hipótesis general y específica que deben de responderse como resultado de la investigación.

En el capítulo 3 trata de la metodología seguida en el presente estudio, se define la población y muestra, las muestras fueron tomadas de la vía principal de transporte de mineral; la longitud de taladros y tacos fueron tomadas del proyecto de voladura 460. Los tiempos de traslado de los vehículos de transporte fueron tomados por observación directa y anotación en una tabla preparada para este objetivo, previo a esto se han definido los segmentos de vía, estos fueron

definidos en campo, luego se organizó la base de datos en una tabla en Excel y se han calculado las velocidades en base a tiempo y distancia para su análisis. Estos datos fueron exportados a un software estadístico para realizar los siguiente: estadística descriptiva, mapa de ubicación, histogramas de frecuencias, correlación estadística y luego el análisis económico.

El capítulo 4 muestra los resultados obtenidos por cada variable se muestran los resultados primero por el cambio de malla triangular a cuadrada, en el cual se logra una reducción de costos de 0.415 \$/t a 0.375 \$/t. luego se muestra los resultados por cambio en la longitud de taco de 2.4m. a 2.2 m. obteniendo como resultado una reducción de costos de 0.1587 \$/t a 0.1514 \$/t. para finalizar se diseñó las rutas de transporte de mineral en la cual se han considerado gradientes máximas de 12%, eliminando las gradientes de hasta 17% de la vía actual con lo que se logra aumentar la velocidad, disminuir la cantidad de flota de volquetes y se reduce el costo total de 0.67 \$/t. a 0.61 \$/t.

En el capítulo 5 se describe la discusión y conclusiones. se aceptan la hipótesis general que existe relación entre el diseño de rutas de transporte de mineral, mallas de perforación, longitud de tacos, gradientes de vía, ancho de vía en el incremento de la productividad en la compañía minera aquí se coincide con varios autores presentes en los antecedentes de esta investigación como Aguirre (2016) que textualmente indica “para reducir costos primero se deben visualizar los procesos involucrados a ello”.

En esta tesis se concluyó y determinó la relación entre el diseño de rutas de transporte de mineral, mallas de perforación, longitud de tacos, ancho y gradiente de vías en la productividad en compañía minera.

Palabras clave: Optimización, Minado, Plan, Minería

CAPITULO I INTRODUCCION

1.1 Realidad problemática

1.1.1 Antecedentes

1.1.2 Antecedentes Internacionales

Según Aguirre (2016) en la investigación tiene como objetivo optimizar parámetros de tronadura en función de explosivos de alta energía en sociedad contractual minera El Abra. Dentro del proceso minero, se tiene que los costos operacionales alcanzan una relevancia significativa, por lo tanto, para reducir estos costos primero se deben visualizar los procesos involucrados a ellos. Se tiene que los procesos de perforación y tronadura son las primeras operaciones unitarias que resultan del diagrama de flujos en la extracción del material, implicando que un buen comienzo podría generar mejoras en los procesos posteriores. En consecuencia, el presente trabajo busca encontrar la rentabilidad técnico-económica de aplicar explosivos de alta energía en la tronadura mediante análisis de fragmentación, análisis de pérdidas por cargas re direccionadas por fragmentación gruesa, costos y rendimiento de chancadora, con el objetivo de optimizar la operación mediante la reducción de costos y granulometría con el propósito de estandarizar la tronadura en un sector particular de la minera. Se comienza con un análisis granulométrico tanto de propuestas simuladas como de pruebas en terreno mediante los softwares Split Desktop y Online, luego, a las distintas pruebas se les realiza análisis técnico-económico a partir de los distintos parámetros y configuraciones impuestas en cuanto a los diseños de la malla de tronadura y carguío de la malla, y en conjunto analizar la manera en que afectan al chancado en temas energéticos. De los resultados obtenidos,

se tiene que utilizando un explosivo de alta energía se logra un proceso exitoso en términos de optimización, ya que logra reducir la granulometría (P80), sin embargo, los costos del proceso de perforación y tronadura aumentan. Se confirma en la parte final en el flujo de caja, ya que se obtienen resultados más favorables en cuanto a las pérdidas por cargas re direccionadas por fragmentación gruesa las cuales se redujeron en sobremanera con la utilización del explosivo de alta energía, obteniéndose un balance global positivo en cuanto al uso de esta nueva alternativa. Estas nuevas medidas incrementan la rentabilidad del proceso total de minería, ya que se traducen en beneficios posteriores a la tronadura en sí, logrando cumplir con los objetivos impuestos en un comienzo, por lo que la utilización de explosivos de alta energía contribuye en gran manera a mejorar la fragmentación y el rendimiento de la chancadora, y en consecuencia hacer rentable el negocio desde una visión global.

Según Toledo (2015) en el objetivo de su investigación busca afirmar que en la actualidad la planeación de minas es impredecible para lograr una eficiencia operativa que se vea reflejada en la reducción de costos y por ende en la maximización de los recursos económicos, humanos y materiales. Dicho documento aborda los aspectos generales de Minera Mexicana La Ciénega; el cual incluye los objetivos generales y específicos del trabajo, la justificación y una breve historia de las operaciones de la empresa. A continuación, se describe la geología de la región, incluyendo el conocimiento de su fisiografía, geomorfología, estratigrafía, geología estructural, así como las características de las estructuras mineralizadas, para de ahí partir con el proceso del cálculo y reporte de los recursos y reservas minerales.

Según Preciado (2014) en su investigación tiene como objetivo el diseño y aplicación de un modelo económico para la toma de decisiones en reemplazo de equipo de acarreo en una mina a cielo abierto, describe que, dentro del proceso minero, se tiene que los costos operacionales alcanzan una relevancia significativa, por lo tanto, para reducir estos costos primero se deben visualizar los procesos involucrados a ellos. Se tiene que los procesos de perforación y tronadura son las primeras operaciones unitarias que resultan del diagrama de flujos en la extracción del material, implicando que un buen comienzo podría generar mejoras en los procesos posteriores. En consecuencia, el presente trabajo confirma la rentabilidad técnico-económica de aplicar explosivos de alta energía en la tronadura mediante análisis de fragmentación, análisis de pérdidas por cargas re direccionadas por fragmentación gruesa, costos y rendimiento de la chancadora, con el objetivo de optimizar la operación mediante la reducción

1.1.3 Antecedentes Nacionales

Según Yucra (2013) en la investigación tiene como objetivo la reducción de los costos operativos, mediante la optimización de estándares en las operaciones de perforación, voladura y sostenimiento E.E. Aesa, U.M.A. Quenamari - San Rafael. El presente proyecto de investigación tiene como objetivo explicar la metodología de reducción de los costos operativos, mediante la optimización de estándares en las operaciones de perforación, voladura y sostenimiento E.E. AESA, U.M.A. Quenamari - San Rafael. El procedimiento seguido fue el siguiente: Primero: Se realizó la justificación del trabajo de tesis donde se plantean los objetivos

a realizarse del mismo modo las variables que se determinan para llegar a la hipótesis del trabajo. Se efectuó el marco teórico del trabajo donde se detallan los conceptos y fórmulas económicas planteadas para la aplicación de la metodología de reducción de costos operativos en las operaciones de perforación y voladura. Se determinó la zona de estudio su ubicación, geología de la zona, geología estructural, estratigrafía, aspectos operacionales de minería, método de minado y reservas minerales. Se realizó la identificación de los principales problemas y sus consecuencias en cuanto a la perforación, voladura y sostenimiento, luego se realizó el diagnóstico de los procesos operativos de igual modo la evaluación del ciclo de minado por costos y rendimientos. En los resultados confirma las observaciones sobre las observaciones sobre las diferentes actividades que se realizan en las operaciones mineras, de igual manera se plantea la reducción de costos mediante la optimización inicial de los estándares de perforación y voladura para finalmente comparar los costos unitarios optimizados con los no optimizados para llegar a determinar la reducción de costos por cada operación unitaria de la mina se tiene perforación 24,50% voladura 18,54% limpieza y acarreo 5,96% y sostenimiento 50,99%.

Según Torres (2015), tiene como objetivo considerar la explotación de un yacimiento de Andalucita (nesosilicato de aluminio), ubicado en el tablazo de Paita, en la región Piura, distrito y provincia de Paita, a una altitud de 100 a 150 m.s.n.m, que tiene dos ocurrencias: en forma de Cuerpos (in situ) y en forma de aluviales (placer). Para la elaboración del Plan de Minado Superficial, se utilizó el método más adecuado para el yacimiento de andalucita que es el de Terrazas. Este método se basa en una minería de banqueo con avance unidireccional, con uno o varios niveles. Al llegar a fondo de explotación en el último nivel, puede irse rellenando

y restaurando el terreno, a manera que se avance la extracción. Este método permite utilizar una variedad de equipos y sistemas desde los totalmente discontinuos con equipos convencionales como es el caso a emplearse en esta mina, y en el futuro poder cambiar hasta los continuos con transporte con cintas y zarandeo dentro de la explotación. Por lo tanto, la extracción será de 1400 TM/día, proyectada para 30 años de vida útil, mediante una planta de procesamiento metalúrgico y demás instalaciones como: un depósito de desmontes, tajo abierto para extracción de mineral, línea de suministro eléctrico, línea de tuberías de aguas residuales de la Ciudad de Paita para tratarlas y utilizarla en la Planta e instalaciones complementarias como servicios, talleres y otros similares

1.1.4 Antecedentes Locales

Según Gaona (2015) busca como objetivo la optimización de voladura, Mina La Virgen – De la Compañía Minera San Simón S.A. – Santiago de Chuco - La Libertad. El presente Proyecto de tesis trata sobre la optimización de la voladura en Compañía Minera La Libertad 2019, la que se encuentra localizada en el Departamento de la Libertad, Provincia Santiago de Chuco, Distrito Cachicadán.

La voladura de rocas es un campo de la ingeniería de Minas en la cual deben concurrir los diseños teóricos y el ajuste experimental. La explotación del Mineral se realiza a tajo abierto, donde la operación de voladura causa efectos operacionales no favorables, como una fragmentación no recomendable para un buen tratamiento posterior, con formación de bolones, trayendo como consecuencia incremento en los costos con el empleo de la voladura secundaria, además de las excesivas proyecciones de fragmentos de roca; siendo necesario que la voladura

sea optimizada para mejorar estas deficiencias. Actualmente, las tecnologías disponibles y el adecuado diseño de las voladuras permiten mejorar estos problemas operacionales. En este trabajo de investigación, se describen y se realiza un rediseño en los patrones de perforación, en la carga de la columna explosiva dando como resultado la optimización de costos y un mejor control de los problemas antes mencionados.

La Fragmentación, Proyección y Apilamiento de roca son problemas que se presentan debido a diferentes factores, siendo los más importantes el tiempo de detonación entre taladros de una misma fila y entre filas de taladros, pero más significativamente entre filas de taladros, así como también factor de carga y las estructuras del macizo rocoso influenciados esencialmente por las discontinuidades.

Por lo tanto, la utilización de un buen diseño de patrones (Patrón de voladura y Patrón de retardos) y una adecuada distribución de la carga explosiva en el taladro, según las circunstancias y naturaleza de la roca; permitirá la obtención de una fragmentación del mineral requerida para un buen tratamiento posterior del mineral de cabeza, logrando disminuir el tiempo del ciclo de carguío y transporte y los demás procesos posteriores.

Según Romero (2013) tiene como objetivo la aplicación del modelo geológico por procesos para la extracción de oro de sulfuros, en las Minas del Perú. La extracción de minerales, conocido también, como la explotación de minerales; tienen una trayectoria histórica muy tradicional; con el avance de la tecnología en los últimos 20 años se ha incluido a esta extracción los modelos digitales o denominados también modelamiento. Establecer la Cadena Productiva para obtener mineral aurífero en las Minas del Perú es un reto que enfrentan los directivos de la

Empresas Mineras que producen este metal precioso. Desde los parámetros de control de los minerales económicos en un yacimiento hasta la valorización comercial para la venta final, una adecuada gestión de procesos de extracción de minerales auríferos para el abastecer a la planta de beneficio es de mucha importancia por su fácil interacción entre los procesos en la actividad clave de extracción del mineral. El modelamiento geológico y el manejo de la gestión por procesos con de leyes económicas de corte, litología y las dimensiones del yacimiento que facilita el modelamiento contribuyen a la mejora de la gestión de los procesos de extracción de minerales sulfurados de oro, garantizando el abastecimiento continuo y uniforme del mineral con su ley económica de corte para ser concentrado y refinado en la planta de beneficio como producto final, denominado dore.

La distribución de los minerales sulfurados de oro o mineral aurífero en un yacimiento está clasificada según su ley en onzas por tonelada o gramos por tonelada llegándose a cuantificar como recurso mineral probable, mineral posible y mineral probado, este último es la que se conoce como reserva de mineral. Con el modelo geológico el mineral probado cuantificado y la geología económica hacen la valoración del yacimiento, el mismo que es empleado para el planeamiento de minado, el diseño de extracción a través de los procesos del ciclo de minado, el tipo de maquinaria y equipo a utilizar para la extracción del mineral aurífero.

1.2 Marco Teórico

1.2.1 Transporte de mineral en mina a tajo abierto

Una de las operaciones unitarias más importantes cuando se trata de producción y costos, ya que estos varían en función a los tiempos de ciclos realizados por las unidades de transporte.

Según (Villanueva Bullón, 1984), La finalidad de esta operación es la de retirar el material volado del frente y transportarlo adecuadamente a su lugar de destino; la cual se puede acomodar a la siguiente secuencia

- Posicionamiento de equipos.
- Retirar el material volado desde el frente de trabajo.
- Traspaso del material al equipo de transporte dispuesto para el traslado.
- Transporte del material a su lugar de destino (planta, acopio, botaderos, etc.).
- Descarga del material.
- Retorno del equipo de transporte al punto de carguío. Esta secuencia es cumplida hasta que haya sido retirado el material requerido del frente.

1.2.2 Ciclo total de transporte

El ciclo de transporte total es el tiempo que el volquete demora en ir desde el punto de carguío, hasta el sitio de descarga y regresa al punto de carguío.

Tiempo de ciclo = tiempos fijos + tiempos variables.

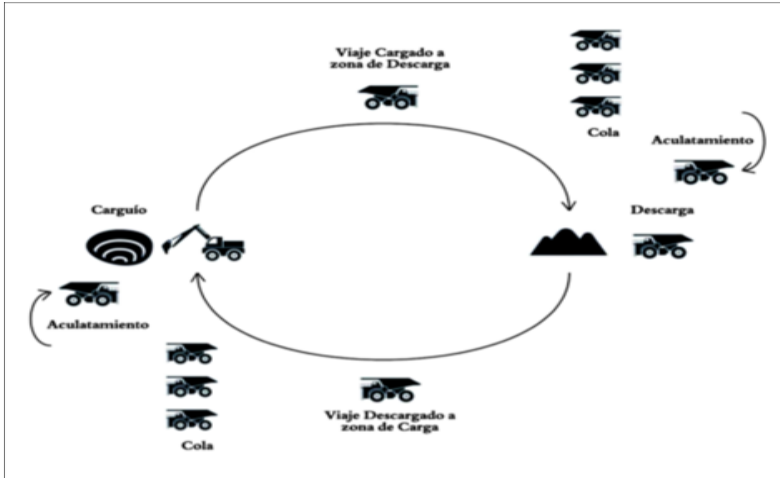


Figura 1 Ciclo de transporte

Fuente: Iribarren, D. I. (2015). Evaluación de metodologías de estimación de ciclo en Minería Escondida. Santiago de Chile, 2015.

a) **Tiempos fijos.** Es la suma de tiempo de carga, maniobras, descarga, espera, acuatamiento y el tiempo de la cola.

Tiempos fijos = tiempo de carguío + tiempo de acuatamiento en carguío + tiempo de descarga + tiempo de acuatamiento en descarga

b) **Tiempos variables.** Son los tiempos para el acarreo de material y para el retorno del equipo vacío. Estos están determinados por el peso del equipo, las condiciones de la vía, velocidades y las distancias de las rutas.

Tiempos variables= tiempo de ida + tiempo de vuelta

1.2.3 Variables que intervienen en el proceso de acarreo

- c) Peso bruto del vehículo: peso del camión descargado
- d) Peso neto del vehículo: peso del camión cargado al máximo.
- e) Pendiente de la ruta (gradiente): es la diferencia de elevación entre dos puntos de la vía. Así como una diferencia de nivel entre dos puntos de la vía de 10 metros en 100 metros de diferencia horizontal equivale a 10% de gradiente y esta puede ser positiva o negativa de acuerdo al punto de referencia tomado.
- f) Resistencia a la rodadura: la fricción entre las ruedas y la superficie de la vía que actúan en oposición al movimiento del camión.
- g) Velocidades máximas: Según (Soto Vilca, 2016), existen dos motivos por los cuales las velocidades están limitadas:
 - a. Características del vehículo. Varían entre modelos debido a que el motor una capacidad de potencia características “Rimpull” y “Retard”. La velocidad depende del peso total y la resistencia a la rodadura.
 - b. Velocidad restrictiva. Son las velocidades máximas del camión asignadas por motivos de seguridad.
- h) Distancia de la ruta. Es la medida lineal en metros de la distancia de la ruta o segmentos a evaluar desde donde se realiza el carguío y la descarga de material de ida y vuelta.

1.2.4 Cálculo de flota de acarreo

Conociendo los tiempos totales de ciclo se calcula la flota necesaria para el equipo de carguío conociendo también sus ciclos de carguío y capacidades de cuchara.

Además, se debe considerar las horas trabajadas por guardia.

1.2.5 Productividad

La productividad está dada por el tonelaje producido por hora.

Productividad (t/hr) = (capacidad de carga * factor de llenado) /Tiempo de ciclo

Capacidad de carga: representa a la carga nominal del camión

Factor de llenado: es el porcentaje que expresa el uso del volumen de la tolva del volquete o camión.

Factor de llenado= (volumen cargado/volumen del contenedor) *100

Tiempo de ciclo= es la suma de tiempos fijos y los tiempos variables

1.2.6 Producción

La producción diaria de un camión o volquete está dada por:

Producción camión = productividad*24hr*DM*U

Donde:

DM : Disponibilidad Mecánica, para los equipos mineros se define como (tiempo programado – tiempo de mantención) dividido por el tiempo programado. El tiempo de mantención incluye tanto la mantención programada y las fallas de los equipos.

U : Utilización, es el porcentaje del tiempo mecánicamente disponible en que el equipo se encuentra operando y realizando su función principal.

Los tiempos de pausas, retrasos por cambio de turno, cierres de mina debido a efectos de voladura, etc. se deducen del tiempo disponible. La utilización equivale a (horas mecánicamente disponibles y retrasos operativos) dividido por las horas mecánicamente disponibles.

Número de camiones = (producción total) / (producción diaria de un camión).

1.2.7 Simulación de transporte

Una manera de estimar ciclos, flotas, costos en una minería a tajo abierto es a través de la simulación de transporte el cual consiste en recrear la operación de carguío y acarreo bajo las condiciones de vías, gradientes y velocidades para así poder pronosticar la productividad, cantidad de flota y costos totales asociados a la operación de acarreo de mineral.

Esta simulación se realiza por intermedio de softwares tales como el TALPAC, el cual fue utilizado para analizar el diseño de vía propuesto vs a la actual vía.

1.2.8 Definición de Voladura

La voladura es un proceso en donde las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce efectos dinámicos de fragmentación y desplazamiento.

1.2.9 Diseño de voladura

El diseño de voladura debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de voladura ideal (Konya, 1990), los cuales son modificados cuando es necesario para compensar las condiciones geológicas específicas del lugar.

Para evaluar un plan de voladura, éste debe de tomarse por partes y cada variable o dimensión debe ser evaluada. Un plan de voladura debe diseñarse y revisarse paso por paso.

1.2.9.1 Parámetros de perforación y voladura

En una voladura es necesario establecer parámetros para el diseño de la malla de perforación y la carga de cada uno de los taladros.

Parámetros de perforación

1. Diámetro de taladros
2. Espaciamiento
3. Burden
4. Altura de banco

5. Sobre perforación
6. Profundidad de taladro
7. Inclinação de perforación.

Parámetros de voladura

1. Cebado
2. Taco inicial
3. Taco final
4. Tipo de explosivo por taladro
5. Densidad de explosivo
6. Cantidad de explosivo por metro
7. Factor de potencia
8. Factor de carga
9. Tiempos de retardo
10. Secuencia de salida.

1.2.9.2 Burden

Denominada “B” es la distancia mínima desde el eje de un taladro al frente libre.

1.2.9.3 Espaciamiento

“E” Es la distancia entre taladros de una misma fila. Estas variables dependen básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de las rocas y de los explosivos, de la altura de banco y del grado de fragmentación y desplazamiento del material deseado.

1.2.9.4 Sobre perforación

“J” es la longitud del taladro por debajo del nivel de piso que necesita para romper la roca a la altura del banco, que permita al equipo de carguío alcanzar la cota de excavación deseada.

1.2.10 Taco

Es la longitud de taladro que en la parte superior se rellena con material inerte y tiene la misión de confinar y retener los gases producto en la explosión para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación de la roca. Si el taco es insuficiente se producirá un escape prematuro de gases, generándose problemas de onda aérea y riesgo de proyecciones. Un taco excesivo se obtendrá gran cantidad de bloques procedentes de la parte alta del banco, poco esponjamiento del material y una alta vibración.

1.2.11 Plan de minado

La productividad minera es el diagnóstico de las posibilidades, mediante un proceso intelectual y consiste en el análisis integral de los factores de producción dentro de la empresa minera, sus limitaciones internas y externas; y todo aquel que guarda relación con la elección de un objetivo a lograrse. La productividad, constituye el resultado de todo proceso de

producción. De este modo, los objetivos de la organización, sus políticas, estrategias, presupuestos, procedimientos, reglas y programas. Presentan diversas formas de planes y productividad.

1.2.12 Análisis de los Parámetros Geométricos:

- a) **Altura de Bancos.** La definición de altura de bancos en proyectos mineros de explotación a cielo abierto es una tarea que involucra conceptos técnicos y económicos de importancia que tienen un impacto positivo o negativo en el beneficio económico de un proyecto (Magallanes, 2012).
- b) **Anchura de Fases.** Este parámetro es de influencia directa en la operación de la producción está en función del equipo definido por la producción y capacidad de planta y las reservas determinadas para una explotación económica (Yañez, 2018).
- c) **Anchura y Gradiente de Vías.** Está de acuerdo a lo normado en el decreto 055 MEM, que establece los parámetros geométricos de las vías de acuerdo al equipo de acarreo utilizado, así mismo también determina las gradientes máximas permisibles (Martín, 2014).
- d) **Ángulos de Taludes.** Está en función a lo determinado con estudios geotécnicos y parámetros de seguridad, talud final del tajo, taludes parciales de trabajo y taludes de banco de explotación (Yañez, 2018).

1.2.13 Análisis de los Parámetros Económicos:

- a) **Ley de corte.** Corresponde a la ley más baja que puede tener un cuerpo mineralizado para ser extraído con beneficio económico. Todo el material que tiene un contenido de cobre sobre la ley de corte se clasifica como mineral y es enviado a la planta para ser procesado. El resto, que tiene un contenido de cobre más bajo, se considera estéril o lastre y debe ser enviado a botaderos (Chile, 2018).
- b) **Costos operativos.** Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos (Pacahuala, 2015).

1.2.14 Análisis de los Parámetros Operativos

- a) **Perforación.** de acuerdo a una simulación programada se establece el tipo y capacidad del equipo de perforación lo que dará como resultado la flota óptima para dicha etapa productiva (Yañez, 2018).
- b) **Voladura.** Se establece estándares para cálculos rápidos y establecer consumos de explosivos en función al radio de voladura y factor de carga (Yañez, 2018).
- a) **Carguío.** Se establece la capacidad y tipo de equipo en función a la producción definida y frentes de explotación de acuerdo al tipo de material por extraer (Yañez, 2018).

- b) **Acarreo.** La flota es determinada mediante una simulación combinada con el equipo de carguío para establecer el equilibrio óptimo de carguío/ acarreo (Yañez, 2018).
- a) **Operaciones Auxiliares.** Se establece de acuerdo a la simulación que tiene como base los equipos de carguío, rutas de vías frentes operativos y otros que definirán las flotas óptimas de: tractores, cisternas, retroexcavadores, motoniveladoras, y otros equipos de apoyo guardando un equilibrio adecuado con las flotas de los equipos principales (Yañez, 2018).

El modelo presentado es un conjunto de datos de entrada que aglutina secuencialmente todos los datos anteriores en un solo programa sobre el cual modificando los datos de entrada nos darán los diferentes resultados económicos operativos para establecer como se incrementa la productividad minera.

Finalmente es necesario indicar que la confiabilidad de los resultados obtenidos dependerá de la precisión de los datos de entrada, así como los parámetros utilizados en los programas de simulación establecidos en el modelo (Yañez, 2018).

Toda productividad minera es fruto integral del análisis de diferentes variables y que las metas trazadas y establecidas tengan un cumplimiento aceptable de lo contrario se estaría con un desequilibrio con los parámetros planificados con la práctica operativa real obtenida (Yañez, 2018).

Los ajustes de las mejoras u optimizaciones de la productividad minera en la operación real se podrán ajustar de acuerdo a los parámetros operativos obtenidos y proyectados con datos

más actualizados en calidad y en el tiempo dando mayor detalle e importancia a los que más incidencia económica tienen en la operación minera (Yañez, 2018).

1.2.15 Clasificación Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski 1989

Este sistema de clasificación se ha desarrollado en base a otras clasificaciones existentes, la mayor limitación de esta clasificación está en su aplicación en rocas expansivas y fluyentes. El parámetro que define la clasificación es el denominado índice RMR (Rock Mass Rating), que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de cada uno de sus parámetros (Piérola, 2015).

- a) **Resistencia.** La resistencia es una propiedad mecánica de la roca, la resistencia a la compresión simple es el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial. Para obtener la clasificación según la resistencia a la compresión simple se puede realizar distintos ensayos ya sea in-situ o con probetas sin confinar (Piérola, 2015),
- b) **Resistencia a la compresión simple (RCS).** Se refiere a la resistencia de la roca intacta, es decir de la parte de la roca que no presenta discontinuidades estructurales (Piérola, 2015).
- c) **Grado de meteorización** El grado de meteorización es el estado de descomposición o alteración de una roca por los agentes atmosféricos, tales como viento, precipitaciones, humedad y/o temperatura (Piérola, 2015).
- d) **Resistencia.** La resistencia es una propiedad mecánica de la roca, la resistencia a la compresión simple es el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a

compresión uniaxial. Para obtener la clasificación según la resistencia a la compresión simple se puede realizar distintos ensayos ya sea in-situ o con probetas sin confinar (Piérola, 2015).

- e) **Rock Quality Designation (R.Q.D.).** Este parámetro se considera de gran interés, para seleccionar el revestimiento de los túneles, que se requiere en la valoración para RMR básico (Piérola, 2015).
- f) **Espaciado de las diaclasas o discontinuidades.** Que es la distancia medida entre los planos de discontinuidad de cada familia.
- g) **Naturaleza de las diaclasas.** El cual consiste en considerar los siguientes parámetros.
- h) **Apertura.** De las caras de la discontinuidad.
- i) **Continuidad de las diaclasas.** Discontinuidad según su rumbo y buzamiento (persistencia).
- j) **Rugosidad.** Se refiere a la amplitud de asperezas se mide con peine de Barton.
- k) **Dureza.** De las caras de la discontinuidad.
- l) **Relleno.** Se refiere al relleno de las juntas.
- m) **Presencia del agua.** En un macizo rocoso diaclasado, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, las descripciones utilizadas para este criterio son: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte (Piérola, 2015).
- n) **Orientación de las discontinuidades.** Para obtener el índice RMR de Bieniawski 1989 se realiza: Se suma los 5 variables o parámetros calculados, eso

da como resultado un valor índice conocido también como RMR básico, El parámetro 6 que se refiere a la orientación de las discontinuidades (Piérola, 2015).



Figura 2. Comportamiento estructural de las rocas en el Tajo

Fuente. Minera la Libertad – 2019

1.2.16 Estadística descriptiva

La estadística descriptiva constituye un modo relativamente sencillo y eficiente para resumir y caracterizar datos.

1.2.16.1 *Histograma de frecuencia*

Un histograma es la representación gráfica en forma de barras, que simboliza la distribución de un conjunto de datos. Sirven para obtener una "primera vista" general, o panorama, de la distribución de la población, o de la muestra, respecto a una característica, cuantitativa y continua.

1.2.16.2 *Correlación estadística*

La correlación es una medida estadística que expresa hasta qué punto dos variables están relacionadas linealmente.

La correlación es un tipo de asociación entre dos variables numéricas, específicamente evalúa la tendencia (creciente o decreciente) en los datos. Dos variables están asociadas cuando una variable nos da información acerca de la otra

Si $r < 0$ Hay correlación negativa: las dos variables se correlacionan en sentido inverso. A valores altos de una de ellas le suelen corresponder valores bajos de la otra y viceversa. Si $r > 0$ Hay correlación positiva: las dos variables se correlacionan en sentido directo.

1.3 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.3.1 Formulación del problema

¿De qué manera el diseño de rutas de transporte de mineral, gradiente de vías, tacos de perforación, mallas de perforación incrementará la productividad en Compañía Minera la Libertad?

1.3.2 Objetivos

1.3.3 Objetivo general

Determinar la relación entre el diseño de rutas de transporte de mineral, mallas de perforación, longitud de tacos, ancho y gradiente de vías en la productividad en compañía minera la libertad.

1.3.4 Objetivos específicos

- A. Identificar el comportamiento de las dimensiones de gradiente de vías.
- B. Identificar el comportamiento de las dimensiones de Ancho de vías.
- C. Identificar el comportamiento de las dimensiones de longitud de tacos de perforación.
- D. Identificar el comportamiento malla de perforación y cuanto afecta en la productividad.

- E. Determinar la relación que existe entre la gradiente de vías, ancho de vías, tacos de perforación, mallas de perforación y el incremento de la productividad en la compañía minera.
- F. Mediante fórmulas y softwares encontrar la cantidad de flota necesaria para el frente de carguío de Mineral.
- G. Evaluar las operaciones de transporte para el mejoramiento de la productividad en la Unidad Minera.
- H. Reducir los costos de las operaciones unitarias de acarreo, perforación y voladura.

1.3.5 Hipótesis

1.3.6 Hipótesis general

Existe relación entre el diseño de rutas de transporte de mineral, mallas de perforación, longitud de tacos, gradiente, ancho de vías en el incremento de la productividad en Compañía Minera.

1.3.7 Hipótesis específicas

- a. Existe relación entre la gradiente de vías, el diseño de rutas de transporte de mineral y el incremento de la productividad en la compañía minera.
- b. Existe relación entre el ancho de vías, el diseño de rutas de transporte de mineral y el incremento de la productividad en la compañía minera.
- c. Existe relación entre la longitud de taco y el incremento de la productividad en la compañía minera.

- d. Existe relación entre la configuración de la malla de perforación y el incremento de la productividad en la compañía minera.

2 CAPITULO II METODOLOGÍA

2.1 Tipo de investigación

Descriptiva. Mide, evalúa y recolecta datos diversos de la actividad minera. Esto con el fin de consolidar información para poder llegar al resultado del incremento de la productividad.

Aplicada. Orientado a lograr nuevos conocimientos destinados a dar soluciones de problemas en el incremento de la productividad en Compañía Minera.

2.2 Población y muestra

Población se refiere al universo, conjunto o totalidad de elementos sobre los que se investiga o hacen estudios. Muestra es una parte o subconjunto de elementos que se seleccionan previamente de una población para realizar un estudio. Universo de elementos que se van a estudiar.

2.2.1 Población

Conforme al planteamiento de nuestro objetivo general la población estudiada y modificada son los siguientes:

- a) Gradientes de vías de todas las vías de acarreo de la unidad minera
- b) Ancho de vías de todas las vías de la unidad minera.
- c) Velocidad de transporte de vehículos de la unidad minera.
- d) Longitud de taco de los proyectos de voladura de la unidad minera.

- e) Mallas de perforación de la unidad minera.

2.2.2 Muestra

1. Las muestras de gradiente, ancho de vías, velocidad de transporte fueron tomadas en la vía principal de extracción de mineral de la minera.

2. La longitud taladros y de tacos y malla de perforación en el proyecto de voladura 460.

2.2.3 Materiales

- a. Planos
- b. Fotografías
- c. Útiles de escritorio

2.2.4 Instrumentos

- a. Microsoft Office.
- b. AutoCAD
- c. GPS.
- d. Computadoras
- e. IBM SPSS Statistics.

- f. Cámaras fotográficas.

2.2.5 Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

- a. Organización de una base de datos para procesar la información recolectada en el campo.
- b. Cálculo de las reservas y modelación del yacimiento con el levantamiento topográfico.
- c. Se contrastan las diferentes maquinarias para buscar viabilidad en la mecanización en producción y planta de tratamiento.
- d. Se elaboraron tablas, figuras etc. (Castro, 2015).

2.2.6 Procedimiento

2.2.6.1 Procedimiento de Recolección de Datos

- a. Se realizó la primera visita para el reconocimiento y la observación de las vías, plataformas de perforación y voladura.
- b. Se realizó la observación de planos y diseños de mallas de perforación y voladura.
- c. Observación sistemática a las actividades de trabajo.
- d. Se tomó medidas de algunas vías angostas, gradientes, distancias, velocidades, longitud de tacos.

- e. Toma de fotografías.
- f. Revisión de fuentes bibliográficas con relación a la investigación.

2.2.6.2 Procedimiento de tratamiento y análisis de datos

Los datos de gradiente y distancias fueron colectados desde el levantamiento topográfico realizados por el área de topografía, los tiempos de traslado, se han recolectado en la vía principal de transporte de mineral por observación directa y toma de tiempos sin antes demarcar la vía para conocer los segmentos y gradientes respectivas.

Para luego ser ingresados en una tabla Excel para posteriormente realizar cálculos de velocidades de acuerdo a el tiempo de traslado y la distancia recorrida en Km/hr.

Los datos de tacos fueron tomados de un proyecto de voladura 460, estos fueron colectados de información proporcionada por el área de control de calidad y fue preparada por el área de voladura.

Luego estos datos fueron exportados a un software estadístico para realizar lo siguiente:

1. Análisis estadístico de variables.
2. Construcción de Mapa de ubicación de datos.
3. Construcción de histograma de frecuencias.
4. Construcción de gráficos de correlación estadística.
5. Análisis de costos de producción con cambios de variables.

2.2.7 Aspectos éticos

Para que esta investigación se sustente en los principios de la ética, se tomó en cuenta el consentimiento previo de los mismos para participar, tomándose en cuenta todos los aspectos establecidos por la Universidad Privada del Norte.

Así como el uso de citas textuales para evitar el plagio.

3 CAPITULO III RESULTADOS

3.1 Exposición de pruebas y resultados de acuerdo a los objetivos específicos

El presente trabajo de investigación titulado “Diseño de rutas de transporte de mineral, mallas de perforación y voladura en Compañía Minera”, tiene como fin el incremento de la productividad en compañía Minera analizando, modificando algunas de las variables que intervienen en el proceso productivo.

3.1.1 Variables

Variable dependiente. Productividad de la compañía minera.

Variable independiente. Gradiente de la vía de transporte, velocidad de los volquetes, ancho de vías, longitud de taco y mallas de perforación.

Dentro de las operaciones mineras existen muchas variables, solo las variables indicadas fueron consideradas en el presente estudio.

3.1.2 Optimización

La optimización es la acción y efecto de optimizar. Este verbo hace referencia a buscar la mejor manera de realizar una actividad. Considerando algunos aspectos generales, la optimización puede realizarse en diversos ámbitos, pero siempre con el mismo objetivo: mejorar el funcionamiento de algo o el desarrollo de un proyecto a través de una gestión perfeccionada de los recursos. La optimización puede realizarse en distintos niveles. La teoría de optimización clásica o programación matemática está constituida por un conjunto de resultados y métodos

analíticos y numéricos enfocados a encontrar e identificar al mejor candidato de entre una colección de alternativas.

3.1.3 Análisis de Resultados

3.1.3.1 Perforación y voladura

Los cambios dinámicos en la perforación y voladura, se realizan para mejorar la operación minera y reducir los costos. Con este fin se realizaron modificaciones en la malla de perforación y longitud de taco.

3.1.3.2 Malla de perforación.

La malla triangular se aplicaba en los diferentes frentes de perforación, sin distinguir si este era mineral o desmonte, esto generaba una inadecuada distribución de energía durante el proceso de voladura, se realizó el cambio de malla triangular a cuadrada en las zonas de desmonte para rocas suaves pues la granulometría no es inconveniente para manejar este material. El cual además fue simulado con el software JKsimblast obteniendo una reducción en el costo total.

Tabla 1

Cuadro comparativo de resultados de cambio de malla de perforación

		Malla cuadrada	Malla triangular
Taco	m.	2.4	2.4
Longitud de carga	m.	4.1	4.1
Numero de taladros	Un.	74	82
Explosivos	Kg/taladro	54.91	54.91
Total Explosivos	Kg/ Voladura	4063.34	4502.62
Costo de explosivos	\$/kg	0.6	0.6
Volumen movido	t.	16107	17849
Costo de Perforacion	\$	3367	3731
Costo de Explosivos	\$	2438.004	2701.572
Costo de Retardos Inf	\$	196.1	217.3
Costo de retardos Superficiales	\$	34.64	41.54
Total	\$	6035.744	6691.412
\$/t	\$/t	0.375	0.415

Se puede ver la reducción de costos del costo \$/t de 0.415 a 0.375\$/t

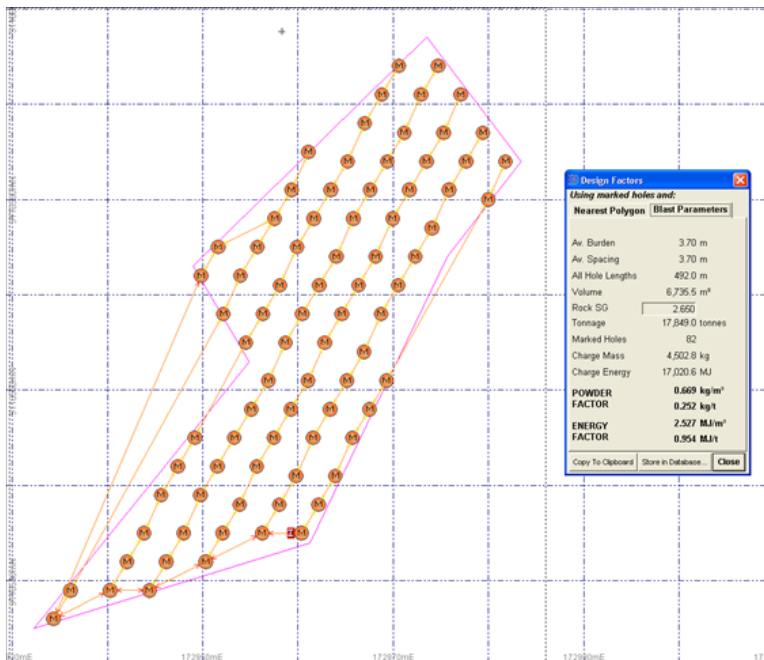


Figura 3 Malla triangular de perforación, software JKSimblast.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

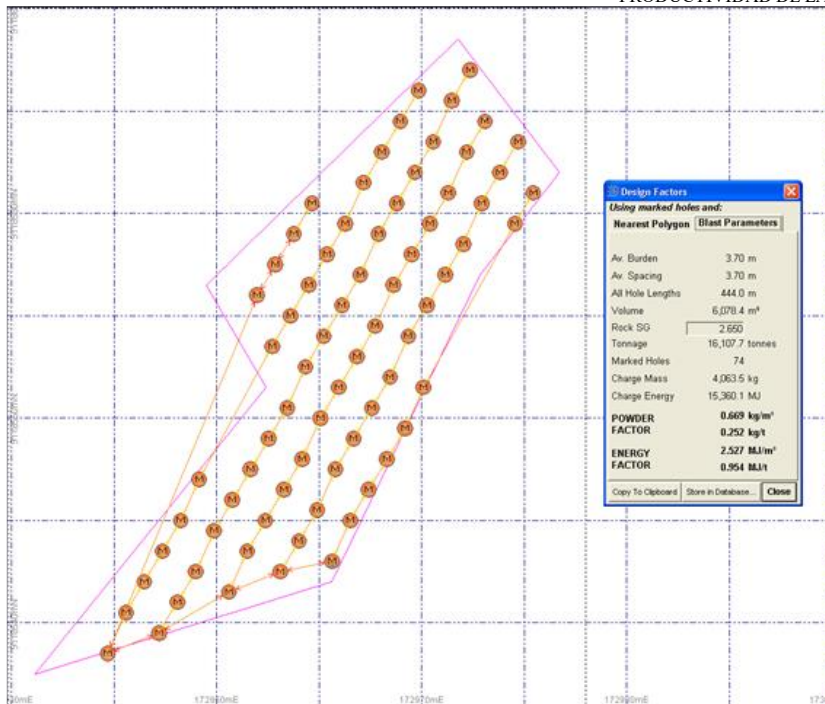


Figura 4 Malla cuadrada de perforación., software JKSimblast.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

3.1.3.3 Taco.

El taco o el material de relleno que se utiliza para retener los gases del explosivo también fue modificado y poder efectuar el trabajo mecánico y rompedor. Para ello se utilizó además detritus grueso con poca cantidad de finos para que detenga los gases un mayor tiempo y pueda retener los gases para poder efectuar su poder rompedor.

Tabla 2

Cuadro comparativo de resultados de cambio de taco

Longitud de taco		Antes	despues
Taco	m	2.2	2.4
Longitud de carga	m	4.3	4.1
Numero de Taladros	Un.	328	328
Explosivos	Kg/Taladro	57.59	54.91
Total Explosivos	Kg/ Voladura	18889.82	18011.23
Total	\$	11333.892	10806.738
costo explosivo	\$/kg.	0.6	0.6
Tonelaje	t.	71396.1	71396.1
costo por tonelada	\$/t	0.1587	0.1514
% Reduccion de costos	%		4.88%
Diferencia \$	\$		527.154

Se puede ver la reducción de costos del costo \$/t. en 4.8%

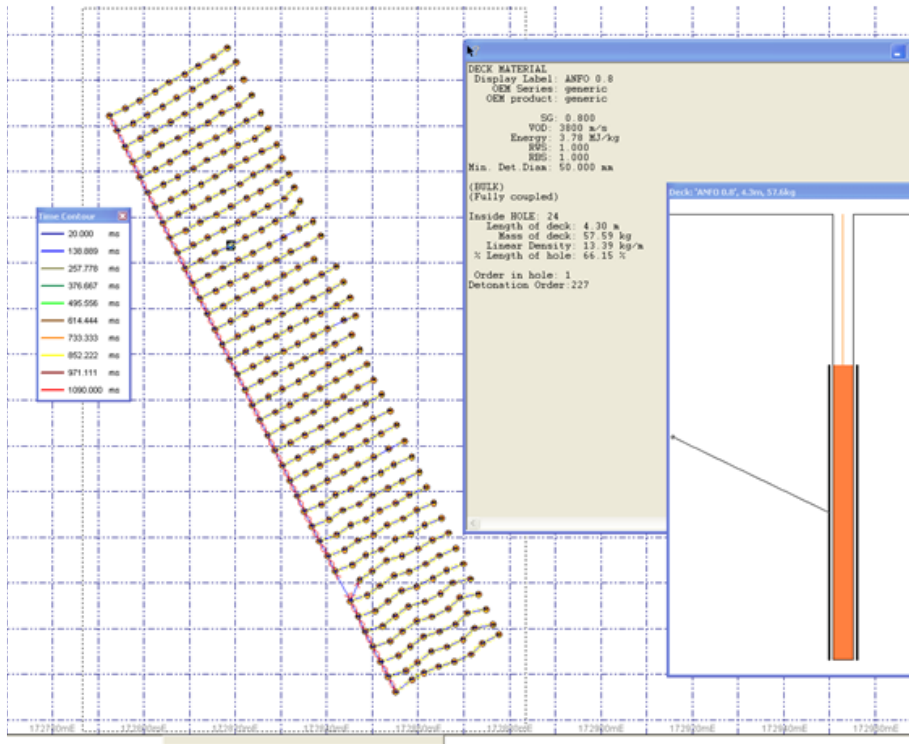


Figura 5 Longitud de taco de 2.2m, software JKSimblast.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

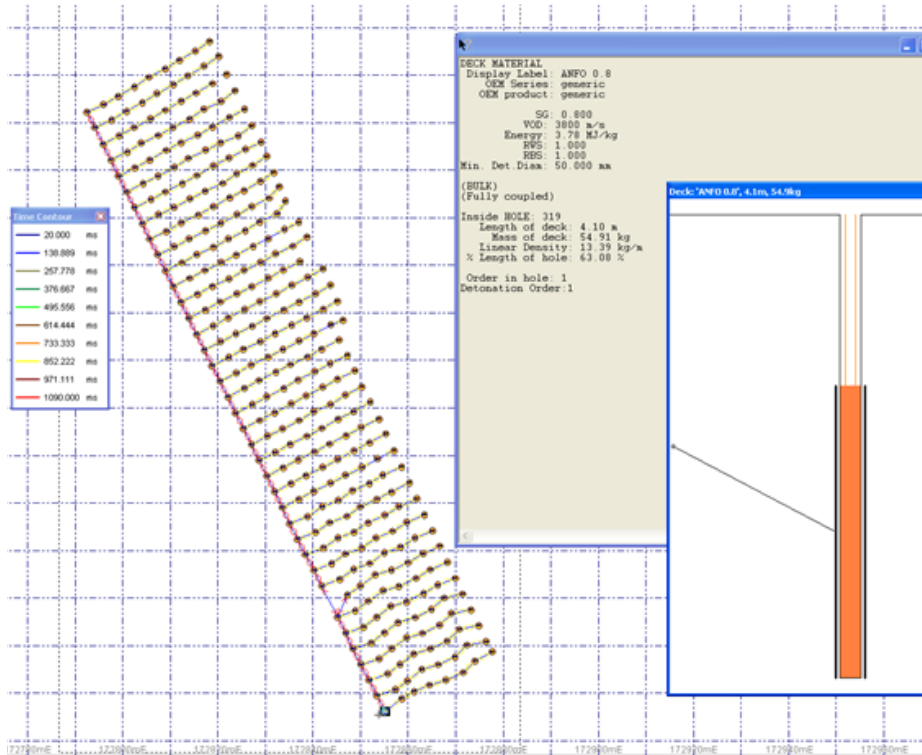


Figura 6 Longitud de taco de 2.4m., software JKSimblast.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

3.1.3.4 Diseño de rutas de transporte de mineral.

Para poder diseñar las rutas de transporte, es necesario evaluar previamente las características topográficas de la ruta, gradientes, anchos de vía los mismos que tiene correlación indirecta con la velocidad de los vehículos de transporte. Conociendo estos podemos diseñar una vía ideal que se pueda adaptar a nuestras operaciones.

El uso de softwares aplicados a la minería y construcción nos hace confiable la evaluación de una vía de transporte.

Los resultados de la evaluación de las vías son los siguientes.

Tabla 3

Cuadro comparativo de vía actual y diseño

		Vía actual	Diseño de vía.
Longitud de vía	m.	2221	2040
Gradiente Maxima	%	17.67	12
Gradiente Minima	%	0.87	1.8
Ancho de vía minima	m.	8	12
Ancho de vía maxima	m.	12	12
Numero de curvas	Un.	6	4

Características técnicas más resaltantes de la vía

Tabla 4

Cuadro producción de equipos de flota

		Vía actual	Diseño de vía.
Produccion del equipo de Carguio	t/hr.	515.18	512.92
Produccion del volquete	t/hr.	107.33	128.23
Ciclo de transporte	min.	13.62	11.43
tamaño de flota	Un.	6	5
Costo equipo de carguio	\$/hr	136	136
Costo equipo de transporte	\$/hr	44	44
Costo total	\$/t.	0.67	0.61

Muestra una mejor producción de las unidades de transporte, cuando una vía está en condiciones óptimas.

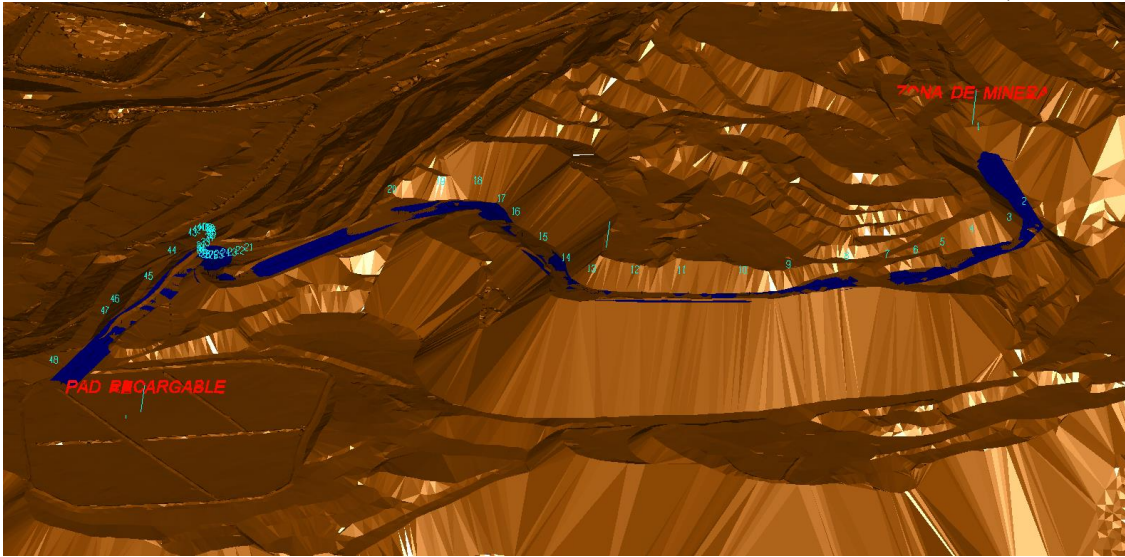


Figura 7 Ruta actual de transporte de mineral.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

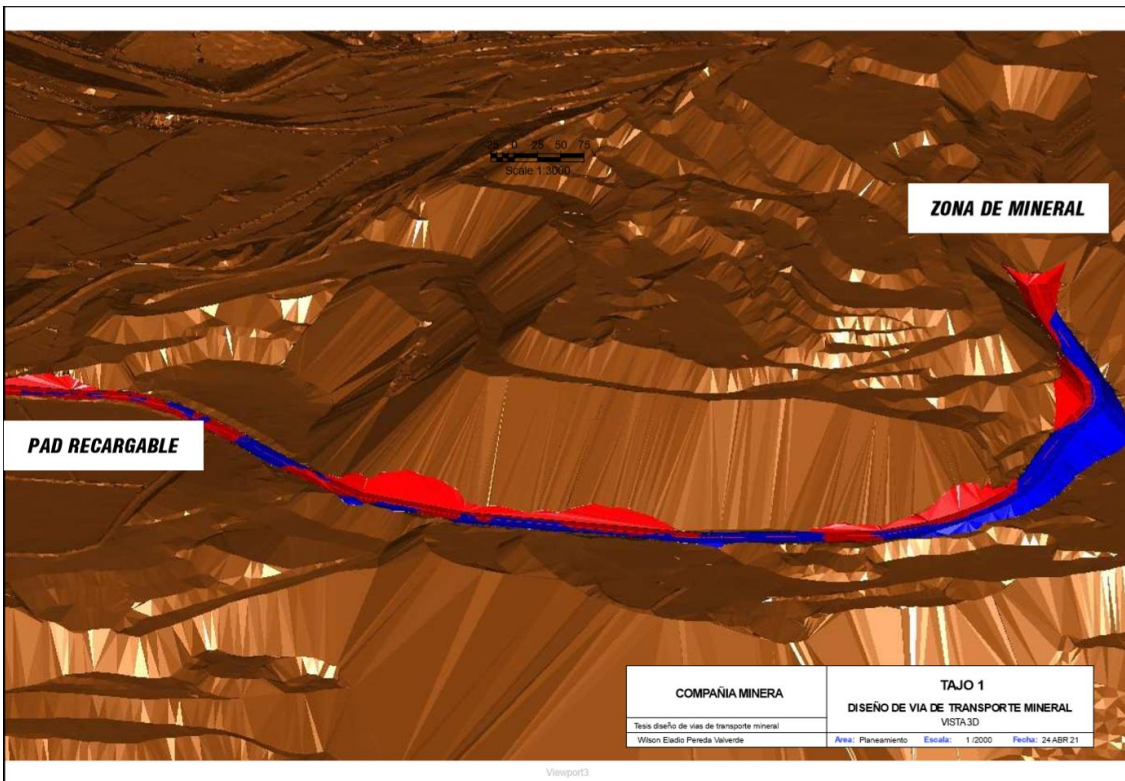


Figura 8 Ruta diseñada de transporte de mineral.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

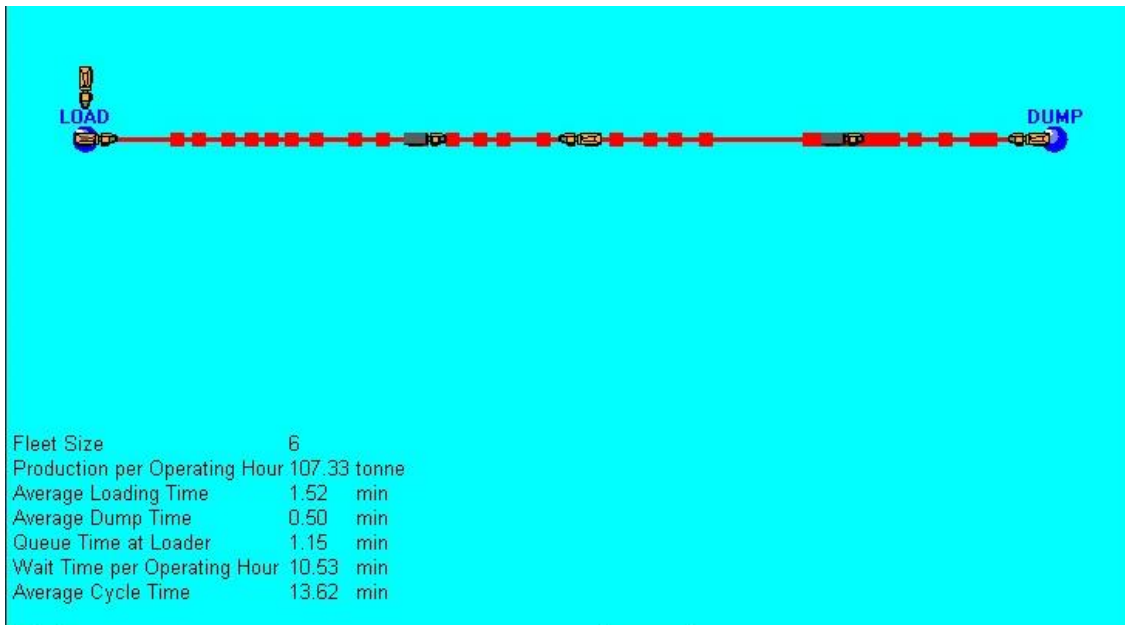


Figura 9 Resultados del análisis de la flota en vía actual, software Talpac.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

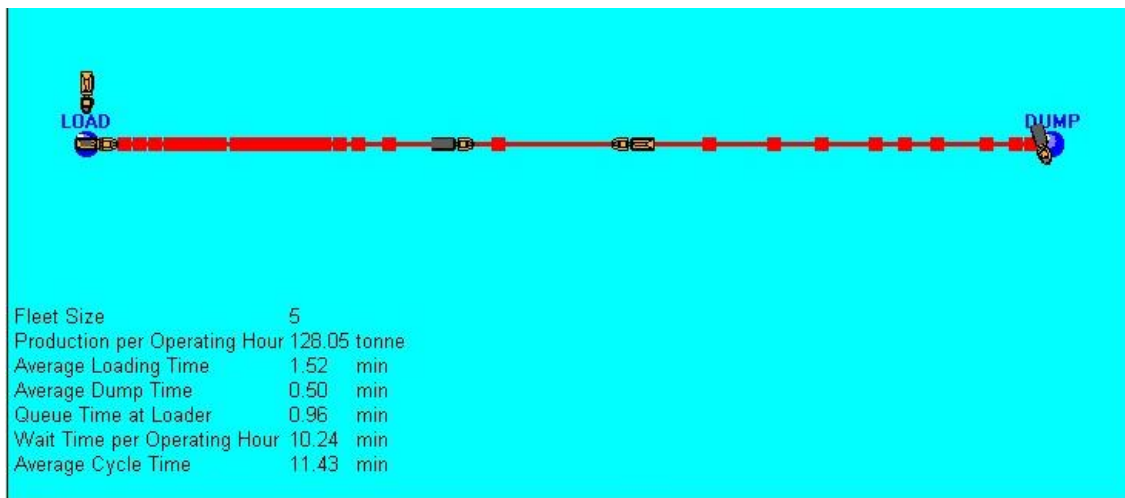


Figura 10 Resultados del análisis de la flota en vía diseñada, software Talpac.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

Production Summary - Full Simulation				
Haulage System: TESIS DISEÑO DE RUTAS		Haul Cycle: [PRJ] VIA DE TRANSPORTE ACTUAL		
Material: [PRJ] Mineral Cuarcita		Roster: [PRJ] Horario de Trabajo Minera la Libertad		
Loader		[PRJ] VOLVO Backhoe EC650		
Availability	%	85.00		
Average Bucket Volume	cu.metres	4.41		
Bucket Fill Factor		0.77		
Average Payload	tonne	6.57		
Operating Hours per Year	OpHr/Year	5,820.00		Op. hrs factored by availability
Average Operating Shifts per Year	shifts/Year	582.00		Shifts factored by availability
Average Bucket Cycle Time	min	0.50		
Production per Operating Hour	tonne	515.18		
Production per Loader Operating Shift	tonne	5,152		Max. prod. based on 100% avail.
Production per Year	tonne	2,998,335		Avg. production factored by avail.
Wait Time per Operating Hour	min	10.53		
Truck		[PRJ] DEMONSTRATION Volquete Volvo 15m3 La I		
Availability	%	80.00		
Payload in Template	tonne	28.93		
Operating Hours per Year	OpHr/Year	4,656.00		
Average Payload	tonne	26.54		
Production per Operating Hour	tonne	107.33		
Production per Loader Operating Shift	tonne	859		
Production per Year	tonne	499,722		
Queue Time at Loader	min/ Cycle	1.15		
Spot Time at loader	min/ Cycle	0.50		
Average Loading Time	min/ Cycle	1.52		
Average Travel Time	min/ Cycle	9.45		
Spot Time at Dump	min/ Cycle	0.50		
Average Dump Time	min/ Cycle	0.50		
Average Cycle Time	min/ Cycle	13.62		
Fleet Size		6		
Average No. of Bucket Passes		4.04		
Haulage System				
Production per Year	tonne/Year	2,998,335		
Discounted Capital Cost	\$/tonne	0.00		Loading Methodology
Discounted Operating Cost	\$/tonne	0.67		Single Sided
Discounted Average Cost	\$/tonne	0.67		Full Bucket
Excavation Target	tonne	350,000.00		Average for 150 Shifts
Time to move Excavation Target	Days	42.64		
Loader Hrs to move Target	Op. Hours.	679		
Total Truck Hrs to move Target	Op. Hours.	3,261		
Total cost to move Target	\$	235,880		
Productivity estimates allow for insufficient time at the end of the shift to complete another cycle.				
Time for the first bucket pass coincides with the truck queuing and maneuvering times.				
This simulation is based on data provided by the equipment manufacturer.				
Equipment data should be checked to ensure it is valid for this site.				

Figura 11 Resultados global del análisis de la flota en vía actual, software Talpac.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

Production Summary - Full Simulation			
Haulage System: TESIS DISEÑO DE RUTAS		Haul Cycle: [PRJ] DISEÑO DE RUTA MINERAL	
Material: [PRJ] Mineral Cuarcita		Roster: [PRJ] Horario de Trabajo Minera la Libertad	
Loader		[PRJ] VOLVO Backhoe EC650	
Availability	%	85.00	
Average Bucket Volume	cu.metres	4.40	
Bucket Fill Factor		0.77	
Average Payload	tonne	6.56	
Operating Hours per Year	OpHr/Year	5,820.00	Op. hrs factored by availability
Average Operating Shifts per Year	shifts/Year	582.00	Shifts factored by availability
Average Bucket Cycle Time	min	0.50	
Production per Operating Hour	tonne	512.92	
Production per Loader Operating Shift	tonne	5,129	Max. prod. based on 100% avail.
Production per Year	tonne	2,985,196	Avg. production factored by avail.
Wait Time per Operating Hour	min	10.84	
Truck		[PRJ] DEMONSTRATION Volquete Volvo 15m3 La Libertad	
Availability	%	80.00	
Payload in Template	tonne	28.93	
Operating Hours per Year	OpHr/Year	4,656.00	
Average Payload	tonne	26.52	
Production per Operating Hour	tonne	128.23	
Production per Loader Operating Shift	tonne	1,026	
Production per Year	tonne	597,039	
Queue Time at Loader	min/ Cycle	0.96	
Spot Time at loader	min/ Cycle	0.50	
Average Loading Time	min/ Cycle	1.52	
Average Travel Time	min/ Cycle	7.45	
Spot Time at Dump	min/ Cycle	0.50	
Average Dump Time	min/ Cycle	0.50	
Average Cycle Time	min/ Cycle	11.43	
Fleet Size		5	
Average No. of Bucket Passes		4.05	
Haulage System			
Production per Year	tonne/Year	2,985,196	
Discounted Capital Cost	\$/tonne	0.00	Loading Methodology
Discounted Operating Cost	\$/tonne	0.61	Single Sided
Discounted Average Cost	\$/tonne	0.61	Full Bucket
Excavation Target	tonne	350,000.00	Average for 150 Shifts
Time to move Excavation Target	Days	42.82	
Loader Hrs to move Target	Op. Hours.	682	
Total Truck Hrs to move Target	Op. Hours.	2,729	
Total cost to move Target	\$	212,899	
Productivity estimates allow for insufficient time at the end of the shift to complete another cycle.			
Time for the first bucket pass coincides with the truck queuing and maneuvering times.			
This simulation is based on data provided by the equipment manufacturer.			
Equipment data should be checked to ensure it is valid for this site.			

Figura 12 Resultados global del análisis de la flota en vía diseñada, software Talpac.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

Edit Loading Unit Template: VOLVO Backhoe EC650

Operational Data | Costing Data | Distribution Data

Loading Unit Template Name: VOLVO Backhoe EC650

Database Loading Unit (Std DB): VOLVO Backhoe EC650

Loader Class: Backhoe (hydraulic) Select Database Loading Unit

Loading Unit Operation

Database Bucket Capacity: 4.40 cu.metres equiv. to 6.56 tonne

Maximum Payload allowed for this bucket: 7.92 tonne

Actual Bucket Capacity: 4.40 cu.metres equiv. to 6.56 tonne

Adjust bucket capacity to maximum capable for currently selected material

Bucket Cycle Time: 0.50 Mins 30.00 Secs


Mechanical Availability: 85.00 %

Loading Methodology

Bucket Passes: Full Buckets Full Truck

Truck Positioning: Single Sided Double Sided

First Bucket Pass Delay: 0.25 Mins 15.00 Secs



Aceptar Cancelar

Edit Loading Unit Template: VOLVO Backhoe EC650

Operational Data | Costing Data | Distribution Data

Purchase Rental

Capital Expenditure

Total capital cost \$

Economic Life: Minimum of

Trade-in Value \$

or Residual %

Replacement Life: Minimum of

Op.hrs

or Years

Depreciation

Type: Straight Line

Rate %

Operating Costs \$ per Op. Hr.

Equipment Rental: 136.00

Operating Labour

Maintenance Labour

Other Labour

Electrical Energy

Electrical Demand

Lube

Tyre Replacement


Wear Items

Repair Parts

Major Overhaul

Calculate Liquid Fuels

Total Operating Cost: 136.00



Set Fuel Cost

Aceptar Cancelar

Figura 13 Características técnicas de la EC650, software Talpac.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

Edit Truck Template: [PRJ] DEMONSTRATION Volquete Volvo 15m3 La li...

Operational Data | Costing Data | Distribution Data

Truck Template Name: DEMONSTRATION Volquete Volvo 15m3 La libertad

Database Truck (User DB): DEMONSTRATION Volquete Volvo 15m3 La libertad

Operation:

- Spot Time at loader: 0.50 Mins, 30 Secs
- Spot Time at Dump: 0.50 Mins, 30 Secs
- Dumping Time: 0.50 Mins, 30 Secs
- Mechanical Availability: 80.0 %

Local Characteristics:

- Motor Power: 962.0 kW
- Transmission Speed Factor: 1.00

Weight Modification:

- Database Truck Payload: 154.57 tonne, equiv. to 80.15 cu.metres
- Standard Body Capacity of this truck: 15.00 cu.metres
- Empty Truck Weight: 94.90 tonne
- Actual Truck Payload: 28.93 tonne, equiv. to 15.00 cu.metres
- Full Truck Weight: 123.83 tonne

Adjust Truck Payload to maximum capable for current material

Acceptar Cancelar

Edit Truck Template: [PRJ] DEMONSTRATION Volquete Volvo 15m3 La li...

Operational Data | Costing Data | Distribution Data

Purchase Rental

Capital Expenditure:

Total capital cost \$

Economic Life: Minimum of

Trade-in Value \$

or Residual %

Replacement Life: Minimum of

Op.hrs

or Years

Depreciation:

Type: Declining Balance

Rate %

Operating Costs \$ per Op. Hr.

- Equipment Rental: 44.00
- Operating Labour:
- Maintenance Labour:
- Other Labour:
- Electrical Energy:
- Electrical Demand:
- Lube:
- Tyre Replacement:
- Wear Items:
- Repair Parts:
- Major Overhaul:
- Calculate Liquid Fuels
- Total Operating Cost: 44.00

Set Fuel Cost

Acceptar Cancelar

Figura 14 Características técnicas de Volvo 15m3, software Talpac.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

3.1.4 Análisis de datos gradiente de vías.

3.1.4.1 Mapa de Ubicación.

Figura 15 Ubicación del eje de vía en XY.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

Figura 16 Ubicación del eje de vía en XZ.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

3.1.4.2 *Histograma de frecuencias.*

Figura 17 Histograma de frecuencia de la variable gradiente.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

3.1.4.3 *Estadística descriptiva.*

QUICK STATISTICS:

+++++ Directory: DATA
 +++++ File: correlacion
 +++++ Selection: None
 +++++ Weight: None
 +++++ Variable: gradiente % (m)

Total Number of Samples: 47

Statistics:

VARIABLE	Count	Minimum	Maximum	Mean	Std. Dev.	Variance
gradiente %	47	0.87	17.67	9.43	4.28	18.30

Statistics (continued):

VARIABLE	Variat.Coeff.	Skewness	Kurtosis	Geometric Me	Harmonic Mea
gradiente %	0.45	-0.22	2.50	7.92	5.55

3.1.4.4 Diagrama de correlación.

Figura 18 Diagrama de correlación de las variables gradiente-Km/hr.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

Existe una correlación negativa fuerte entre la gradiente de las vías y la velocidad de los volquetes que transportan el mineral, cuando la gradiente aumenta la velocidad disminuye.

3.1.5 Análisis de datos Ancho de vías.

3.1.5.1 Histograma de frecuencias.

Figura 19 Histograma de frecuencia de la variable ancho de vía.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

3.1.5.2 Diagrama de correlación.

Figura 20 Diagrama de correlación de las variables ancho de vía-Km/hr.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

El ancho de vía no tiene correlación con la velocidad de los volquetes. Esto nos indica que el ancho de vía no es un inconveniente principal que afecta a la velocidad de los volquetes.

3.1.6 Análisis de datos longitud de taco.

3.1.6.1 Mapa de Ubicación.

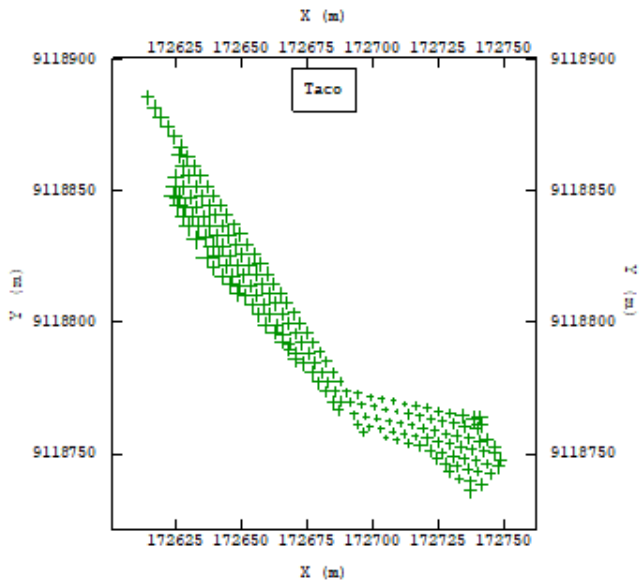


Figura 21 Ubicación de los taladros - tacos.

3.1.6.2 *Histograma de frecuencias.*

Figura 22 Histograma de frecuencia de tacos de perforación.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

3.1.6.3 *Estadística descriptiva.*

De los datos obtenidos del taco, podemos observar que la longitud teórica que debería de tener el taco (2.4m), no se cumple. Tenemos una media de 2.33 m. Esto se debe a fallas durante la perforación, muchos taladros perforados no llegan a la longitud de perforación y otras sobrepasan esta medida; por falta de control o supervisión. Y esto influye en la longitud del taco.

Durante el carguío del explosivo el camión fabrica y los operadores trabajan en área muy reducida, por lo que en ocasiones contribuyen a que los taladros sean tapados durante esta operación.

QUICK STATISTICS:

+++++++ Directory: taladros
 ++++++ File: taladros
 ++++++ Selection: None
 ++++++ Weight: None
 ++++++ Variable: Taco

Total Number of Samples: 187

Statistics:

VARIABLE	Count	Minimum	Maximum	Mean	Std. Dev.	Variance
Taco	187	2.03	2.66	2.33	0.12	0.02

Statistics (continued):

VARIABLE	Variat.Coeff.	Skewness	Kurtosis	Geometric Me	Harmonic Mea
Taco	0.05	-0.21	2.69	2.33	2.33

Quantiles Calculation:

VARIABLE	Q10	Q20	Q30	Q40	Q50	Q60	Q70	Q80	Q90
Taco	2.14	2.22	2.29	2.29	2.36	2.36	2.40	2.44	2.47

Figura 23 Estadística de la variable taco.

Fuente. Minera la Libertad – 2019

4 CAPITULO IV DISCUSION Y CONCLUSIONES

4.1 Discusión

De acuerdo a los resultados obtenidos se aceptan la hipótesis general que existe relación entre el diseño de rutas de transporte de mineral, mallas de perforación, longitud de tacos, gradientes de vía, ancho de vía en el incremento de la productividad en la compañía minera. Sin embargo, se sabe que no hay correlación entre el ancho de vía y la velocidad de transporte de los volquetes. Sobre esto se considera que el ancho de vía mínima medido (8m) es aceptable y contribuye a mantener una velocidad requerida de las unidades de transporte de mineral. Sin embargo, este ancho mínimo está por debajo del ancho de vía de diseño (12m).

El diseño de rutas de transporte de mineral considerando una gradiente de vía máxima y un ancho de vía adecuados hacen que la velocidad requerida de los volquetes se mantenga y estas velocidades determinan la cantidad de flota, el cual se ve reflejada en la productividad de la compañía minera.

El uso de diferentes configuraciones de mallas de perforación que se adecuan a las características de la roca conllevan a aumentar y reducir la cantidad de taladros perforados, y esto permite mejoras en la productividad de la compañía minera. Dentro de esto también se considera la longitud de taco que es un parámetro que tiene cambios cotidianos de acuerdo a las características de la roca.

Como vemos dentro de las operaciones desarrolladas en la minería a tajo abierto existen una gran cantidad de variables, que luego de ser evaluados, rediseñadas contribuyen a una mejora en la productividad de la empresa minera. Los cambios en cada uno de las variables

independientes generan una mejora en los resultados, en este caso la productividad de la compañía minera.

Esto coincide con Aguirre (2016) en la investigación tiene como objetivo optimizar parámetros de tronadura en función de explosivos de alta energía en sociedad contractual minera El Abra. Dentro del proceso minero, se tiene que los costos operacionales alcanzan una relevancia significativa, por lo tanto, para reducir estos costos primero se deben visualizar los procesos involucrados a ellos.

Según Yucra (2013) El presente proyecto de investigación tiene como objetivo explicar la metodología de reducción de los costos operativos, mediante la optimización de estándares en las operaciones de perforación, voladura y operaciones unitarias que resultan del diagrama de flujos en la extracción del material, implicando que un buen comienzo podría generar mejoras en los procesos posteriores

Según Gaona (2015) La voladura de rocas es un campo de la ingeniería de Minas en la cual deben concurrir los diseños teóricos y el ajuste experimental.

Por lo tanto, la utilización de un buen diseño de patrones (Patrón de voladura y Patrón de retardos) y una adecuada distribución de la carga explosiva en el taladro, según las circunstancias y naturaleza de la roca; permitirá la obtención de una fragmentación del mineral requerida para un buen tratamiento posterior del mineral de cabeza, logrando disminuir el tiempo del ciclo de carguío y transporte y los demás procesos posteriores.

Cada proceso unitario, la más pequeña dentro de las operaciones mineras forman parte de un todo; que se ven reflejados en la productividad de la empresa minera y cada mejora que se

puedan hacer en una o varias de ellas contribuyen a un beneficio económico, por lo cual se debe de tener mucho cuidado en el desarrollo de cada uno de los procesos unitarios, medir, evaluar y controlar.

4.2 Limitaciones

El presente trabajo está limitado a una empresa minera en general, con trabajos de minería superficial.

Esta limitado además a los datos disponibles, ya que la empresa donde se obtuvo estos datos actualmente están fuera de operación y actualmente no se puede recolectar más datos.

Otras empresas del entorno no permiten el ingreso de personal ajenos a sus operaciones para poder recabar más datos; debido a la coyuntura actual de pandemia covid-19.

4.3 Interpretación Comparativa

Haciendo una comparación con autores mencionados en los antecedentes tenemos que:

Según nuestra investigación al realizar una mejora, rediseño en las diferentes variables tales como gradientes de vías, ancho de vías, tacos y mallas de perforación se obtienen una mejor productividad. El cual concuerda con lo que describen los siguientes autores.

Aguirre (2016) en su investigación tiene como objetivo optimizar parámetros de tronadura. Y que para reducir los costos primero se deben visualizar los procesos involucrados en ellos. Entendiendo como proceso a cada variable que pueda ser optimizada.

Según Yucra (2013) en la investigación tiene como objetivo la reducción de los costos operativos, mediante la optimización de estándares en las operaciones de perforación, voladura y sostenimiento, entendiendo como estándares a cada variable que en ella interviene.

Según Gaona (2015) busca como objetivo la optimización de voladura, Mina La Virgen. La voladura de rocas es un campo de la ingeniería de Minas en la cual deben concurrir los diseños teóricos y el ajuste experimental., siendo necesario que la voladura sea optimizada para mejorar estas deficiencias. los adecuados diseños de las voladuras permiten mejorar estos problemas operacionales. En este trabajo de investigación, se describen y se realiza un rediseño en los patrones de perforación, en la carga de la columna explosiva dando como resultado la optimización de costos y un mejor control de los problemas antes mencionados. Nos habla del ajuste experimental de los diseños para optimizar costos.

4.4 Implicancias

Las implicancias del presente estudio serían los siguientes:

Dentro de una operación minera toda etapa dentro de las operaciones unitarias debe ser supervisadas, medidas, analizadas y controladas. Pues del desarrollo de cada uno de ellos contribuye a la productividad; si esto no ocurre tendremos baja productividad.

Cuando los parámetros de diseño no se cumplen tales como: gradiente, ancho de vía, longitud de taco, etc. estaremos frente a una supervisión que no es efectiva y afecta la productividad de la empresa.

Como consecuencia de los resultados de la presente investigación se deben de tomar mayor control en todas las etapas que intervienen en la productividad de la empresa.

Todas las áreas que intervienen en las etapas de producción tales como:

Operaciones mina, perforación y voladura, control de equipos, control de calidad, geología de mina, investigaciones metalúrgicas deben de entrar en reforma para tomar control en todas las etapas e incrementar la productividad.

4.5 Conclusiones

1. En esta tesis se determinó la relación entre el diseño de rutas de transporte de mineral, mallas de perforación, longitud de tacos, ancho y gradiente de vías en la productividad en compañía minera. Un cambio que sea apropiado y oportuno en cada uno de estas variables se verán reflejadas en la productividad de la empresa minera por lo que los supervisores deben estar vigilantes de cada cambio que puedan realizar en cada uno de ellos.
2. Se identificó el comportamiento de la gradiente de vías dentro de la ruta de volquetes y su influencia en la productividad de la empresa minera. Mientras mayor sea la gradiente, la velocidad de las unidades de transporte será reducida por lo que dentro de las operaciones hay que minimizar las gradientes mayores a 12%. Y buscar las menores pendientes para incrementar la productividad. La correlación que existe entre la gradiente y las velocidades es de -0.889, es una correlación negativa fuerte que nos indica que cuando la gradiente aumenta la velocidad disminuye.

3. Se identificó el comportamiento del ancho de vía dentro de la ruta de volquetes y su influencia en la productividad de la empresa minera. En este punto el ancho mínimo encontrado (8m.) no influye en la velocidad de los volquetes; esto se explica por qué los volquetes transitan sin problemas en los tramos de vía con estos anchos. Aunque el ancho de (8m.) está fuera del diseño (12m.) la velocidad no se ve afectada.
4. Se identificó el comportamiento de las dimensiones de longitud de tacos de perforación. Y su influencia en la productividad de la empresa minera.

Mientras mayor sea la longitud de taco menor será el consumo de explosivo, y viceversa por lo que el supervisor encargado debe estar atento a los cambios favorables en el tipo de roca y buscar una mejora en la productividad. Además de esto se debe controlar la perforación y carguío de taladros por que la longitud de taladros y por ende de tacos están fuera de diseño. Esto se basa en los datos encontrados longitud de taco mínima de 2.03m, máxima de 2.66m.y media de 2.33. difieren del diseño propuesto y el $Q_{70}=2.4$ esto nos indica que el decil70 Q_{70} entonces el 70% de datos de longitud de taco es igual o menor a 2.4m.

QUICK STATISTICS:

+++++ Directory: taladros
 ++++++ File: taladros
 ++++++ Selection: None
 ++++++ Weight: None
 ++++++ Variable: Taco

Total Number of Samples: 187

Statistics:

VARIABLE	Count	Minimum	Maximum	Mean	Std. Dev.	Variance
Taco	187	2.03	2.66	2.33	0.12	0.02

Statistics (continued):

VARIABLE	Variat. Coef.	Skewness	Kurtosis	Geometric Me	Harmonic Mea
Taco	0.05	-0.21	2.69	2.33	2.33

Quantiles Calculation:

VARIABLE	Q10	Q20	Q30	Q40	Q50	Q60	Q70	Q80	Q90
Taco	2.14	2.22	2.29	2.29	2.36	2.36	2.40	2.44	2.47

5. Se identificó el comportamiento del cambio de malla de perforación y su influencia en la productividad de la empresa minera. El cambio de malla triangular a malla cuadrada se ve afectado primero por el número total de taladros, esto reduce la cantidad de explosivos a utilizar, la cantidad de bostear o iniciadores, los retardos inferiores y superficiales por lo que se incrementa la productividad.
6. Se determinó la relación que existe entre la gradiente de vías, ancho de vías, tacos de perforación, mallas de perforación y el incremento de la productividad en la compañía minera. Cualquier valor que tomen estas variables harán que se modifique la productividad de la empresa minera. Siempre hay que velar por que estos valores sean apropiados frente a cada cambio que se presente y supervisar cada etapa para lograr un valor optimo que se adecue al diseño.
7. Para la vía actual de mineral se determinó que el tamaño de flota es de 6 unidades de transporte y se obtiene un costo total 0.67\$/t. Para la vía diseñada de mineral se

determinó que el tamaño de flota es de 5 unidades de transporte con un costo total de 0.61 \$/t. Esto nos indica que la gradiente de vía apropiada máxima de 12% influye en las velocidades de los volquetes y estas en la productividad de la empresa minera lo que queda ampliamente comprobada.

8. Con el presente estudio se han evaluado los siguientes áreas, perforación y voladura con cambio de malla triangular a cuadrada y se obtuvo una reducción de costos de 0.415 \$/t a 0.375\$/t. Con el cambio de taco se obtuvo una reducción de costos de 0.158\$/t. a 0.1514\$/t. En la evaluación de las rutas de transporte de mineral que corresponde al área de operaciones mina y planeamiento se evaluó las operaciones actuales y de diseño. obteniendo una reducción de costos de 0.67\$/t a 0.61\$/t. además se ha reducido el ciclo de transporte de 13.62 min. A 11.43 min. Y el tamaño de flota se redujo de 6 volquetes a 5 volquetes.
9. La reducción de costos en las operaciones unitarias se dio en valores de 9%, 10% y 5% como podemos apreciar en el cuadro a continuación.

		Antes	despues	Diferencia	%
Costo total de transporte	\$/t.	0.67	0.61	0.06	9.0%
Costo en perforacion y voladura por cambio de malla	\$/t.	0.415	0.375	0.041	10%
Costo en perforacion y voladura por longitud de Taco	\$/t.	0.159	0.151	0.007	5%

Estos costos parecen insignificantes cuando lo vemos como costos unitarios, sin embargo, al considerar una producción total de 19,100,458 t. proyectados entre mineral y desmonte podríamos estar hablando de una reducción de costos total solo en transporte de $(19,100,458 \text{ t} * 0.06\$/\text{t}) = 1,146,027 \text{ \$}$ por año.

REFERENCIA

- Aguirre García, A. A. (2016). Optimización de parámetros de tronadura en función de explosivos de alta energía en sociedad contractual minera El Abra.
- Castro, B. (2015). *Propuesta de Implementación del Plan de Minado en la cantera dolomita "Jajahuasi 2001" de la comunidad campesina Llocllapampa - Provincia de Jauja*. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo. Recuperado el 12 de Noviembre de 2018
- Chile, M. d. (2018). *Ministerio de Minería*. Obtenido de <http://www.minmineria.gob.cl/glosario-minero-l/ley-de-corte/>
- Magallanes,(2012).
<https://www.convencionminera.com/perumin32/doc/conferencias/tecnologia/oretto-tt.pdf>.
- Martín, D. R. (2014). *Gobierno Regional de San Martín*. Obtenido de <https://www.dremsm.gob.pe/archivos/temp/guia%20a%20consulta.pdf>
- Pacahuala, M. (2015). *Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares de perforación y voladura, caso de la empresa especializada Mincotrall S.R.L*. Huancayo.
- Piérola, D. (2015). *Optimización del plan de minado de cantera de caliza La Unión distrito de Baños del Inca - Cajamarca*. Universidad Nacional del Antiplano.
- Simón, C. M. (2015). *Plan de Minado 2015*. La Libertad.
- Yáñez, M. G. (2012). *www.convencionminera.com*. (I. d. Perú, Ed.) Obtenido de <https://www.convencionminera.com/perumin31/images/perumin/mencion-honrosa/tt-310.pdf>
- Yáñez, M. G. (12 de Noviembre de 2018). *DirectorioMinero.Pe*. Obtenido de <http://directoriominerop.compania-minera-san-simon-s-a/>

ANEXOS

ANEXO A. Muestra de distancia, gradiente, velocidad de la vía actual ida.

Muestras de Distancia, Gradiente, Velocidad de transporte ida							
Volquete	segmento de via	Gradiente. %	Distancia Km	Ancho	Tiempo segundos	Tiempo minutos	Km/hora
Volquete 1	Haul Segment 1	-1.8	0.1061	9	18.6	0.31	20.54
Volquete 2	Haul Segment 2	-2.2	0.0241	9	4.1	0.07	20.94
Volquete 3	Haul Segment 3	1.9	0.0331	10	5.9	0.10	20.06
Volquete 4	Haul Segment 4	0.9	0.0275	8	5.2	0.09	19.24
Volquete 5	Haul Segment 5	2.9	0.0231	12	4.0	0.07	20.67
Volquete 6	Haul Segment 6	3.6	0.0220	12	4.0	0.07	19.68
Volquete 7	Haul Segment 7	0.9	0.0296	11	5.2	0.09	20.68
Volquete 8	Haul Segment 8	-10.5	0.0429	8	10.2	0.17	15.16
Volquete 9	Haul Segment 9	-10.0	0.0321	11	7.5	0.12	15.44
Volquete 10	Haul Segment 10	-8.8	0.0448	8	10.8	0.18	14.92
Volquete 11	Haul Segment 11	-7.6	0.0346	12	7.8	0.13	15.96
Volquete 12	Haul Segment 12	-8.6	0.0322	12	7.8	0.13	14.85
Volquete 13	Haul Segment 13	-10.1	0.0273	11	6.7	0.11	14.77
Volquete 14	Haul Segment 14	-15.9	0.0454	11	15.0	0.25	10.89
Volquete 15	Haul Segment 15	-17.0	0.0549	12	18.0	0.30	10.98
Volquete 16	Haul Segment 16	-17.7	0.0287	11	9.6	0.16	10.75
Volquete 17	Haul Segment 17	-15.3	0.0391	9	13.2	0.22	10.67
Volquete 18	Haul Segment 18	-16.7	0.0284	11	10.2	0.17	10.01
Volquete 19	Haul Segment 19	-14.3	0.0356	8	12.0	0.20	10.68
Volquete 20	Haul Segment 20	-14.8	0.1183	11	42.0	0.70	10.14
Volquete 21	Haul Segment 21	-12.2	0.0072	8	1.7	0.03	15.36
Volquete 22	Haul Segment 22	-12.2	0.0058	12	1.4	0.02	14.45
Volquete 23	Haul Segment 23	-12.2	0.0050	8	1.2	0.02	15.00
Volquete 24	Haul Segment 24	-12.2	0.0049	12	1.2	0.02	14.55
Volquete 25	Haul Segment 25	-12.2	0.0040	11	1.0	0.02	15.11
Volquete 26	Haul Segment 26	-12.2	0.0035	10	0.8	0.01	15.00
Volquete 27	Haul Segment 27	-12.3	0.0030	12	0.7	0.01	15.05
Volquete 28	Haul Segment 28	-12.2	0.0031	10	0.7	0.01	15.30
Volquete 29	Haul Segment 29	-12.2	0.0044	12	1.1	0.02	14.70
Volquete 30	Haul Segment 30	-12.2	0.0042	12	1.0	0.02	15.83
Volquete 31	Haul Segment 31	-12.3	0.0041	10	1.0	0.02	15.34
Volquete 32	Haul Segment 32	-7.5	0.0064	11	1.6	0.03	14.82
Volquete 33	Haul Segment 33	-7.5	0.0081	9	1.9	0.03	15.74
Volquete 34	Haul Segment 34	-7.5	0.0050	9	1.2	0.02	15.75
Volquete 35	Haul Segment 35	-7.5	0.0040	9	1.0	0.02	15.08
Volquete 36	Haul Segment 36	-7.5	0.0031	12	0.7	0.01	15.70
Volquete 37	Haul Segment 37	-7.5	0.0033	10	0.8	0.01	15.78
Volquete 38	Haul Segment 38	-7.5	0.0022	11	0.5	0.01	15.18
Volquete 39	Haul Segment 39	-7.5	0.0022	11	0.5	0.01	15.67
Volquete 40	Haul Segment 40	-7.5	0.0025	11	0.6	0.01	15.18
Volquete 41	Haul Segment 41	-7.5	0.0040	12	1.0	0.02	15.00
Volquete 42	Haul Segment 42	-7.5	0.0048	11	1.1	0.02	15.25
Volquete 43	Haul Segment 43	-8.1	0.0264	11	6.5	0.11	14.55
Volquete 44	Haul Segment 44	-11.2	0.0342	10	7.7	0.13	15.98
Volquete 45	Haul Segment 45	-10.3	0.0359	11	8.4	0.14	15.36
Volquete 46	Haul Segment 46	-10.4	0.0158	10	3.6	0.06	15.79
Volquete 47	Haul Segment 47	-4.6	0.0736	11.0000	17.4	0.29	15.23

ANEXO B. Muestra de distancia, gradiente, velocidad de la vía actual vuelta.

Muestras de Distancia, Gradiente, Velocidad de transporte vuelta							
Volquete	segmento de vía	Gradiente. %	Distancia Km		Tiempo segundos	Tiempo minutos	Km/hora
Volquete 50	Haul Segment 47 (rev.)	4.6	0.0736	11	13.2	0.22	20.08
Volquete 51	Haul Segment 46 (rev.)	10.4	0.0158	10	3.7	0.06	15.53
Volquete 52	Haul Segment 45 (rev.)	10.3	0.0359	11	8.3	0.14	15.47
Volquete 53	Haul Segment 44 (rev.)	11.2	0.0342	10	8.3	0.14	14.78
Volquete 54	Haul Segment 43 (rev.)	8.1	0.0264	11	6.5	0.11	14.55
Volquete 55	Haul Segment 42 (rev.)	7.5	0.0048	11	1.1	0.02	15.25
Volquete 56	Haul Segment 41 (rev.)	7.5	0.0040	12	1.0	0.02	15.00
Volquete 57	Haul Segment 40 (rev.)	7.5	0.0025	11	0.6	0.01	15.18
Volquete 58	Haul Segment 39 (rev.)	7.5	0.0022	11	0.6	0.01	14.48
Volquete 59	Haul Segment 38 (rev.)	7.5	0.0022	11	0.5	0.01	15.36
Volquete 60	Haul Segment 37 (rev.)	7.5	0.0033	10	0.8	0.01	15.78
Volquete 61	Haul Segment 36 (rev.)	7.5	0.0031	12	0.8	0.01	14.83
Volquete 62	Haul Segment 35 (rev.)	7.5	0.0040	9	1.0	0.02	15.08
Volquete 63	Haul Segment 34 (rev.)	7.5	0.0050	9	1.2	0.02	15.75
Volquete 64	Haul Segment 33 (rev.)	7.5	0.0081	9	1.9	0.03	15.74
Volquete 65	Haul Segment 32 (rev.)	7.5	0.0064	11	1.6	0.03	14.82
Volquete 66	Haul Segment 31 (rev.)	12.3	0.0041	10	1.0	0.02	15.34
Volquete 67	Haul Segment 30 (rev.)	12.2	0.0042	12	1.0	0.02	15.83
Volquete 68	Haul Segment 29 (rev.)	12.2	0.0044	12	1.0	0.02	15.75
Volquete 69	Haul Segment 28 (rev.)	12.2	0.0031	10	0.8	0.01	14.46
Volquete 70	Haul Segment 27 (rev.)	12.3	0.0030	12	0.8	0.01	14.22
Volquete 71	Haul Segment 26 (rev.)	12.2	0.0035	10	0.8	0.01	15.91
Volquete 72	Haul Segment 25 (rev.)	12.2	0.0040	11	1.0	0.02	15.11
Volquete 73	Haul Segment 24 (rev.)	12.2	0.0049	12	1.1	0.02	15.32
Volquete 74	Haul Segment 23 (rev.)	12.2	0.0050	8	1.2	0.02	15.63
Volquete 75	Haul Segment 22 (rev.)	12.2	0.0058	12	1.4	0.02	14.45
Volquete 76	Haul Segment 21 (rev.)	12.2	0.0072	8	1.7	0.03	15.36
Volquete 77	Haul Segment 20 (rev.)	14.8	0.1183	11	34.2	0.57	12.45
Volquete 78	Haul Segment 19 (rev.)	14.3	0.0356	8	10.8	0.18	11.86
Volquete 79	Haul Segment 18 (rev.)	16.7	0.0284	11	9.0	0.15	11.34
Volquete 80	Haul Segment 17 (rev.)	15.3	0.0391	9	13.2	0.22	10.67
Volquete 81	Haul Segment 16 (rev.)	17.7	0.0287	11	9.6	0.16	10.75
Volquete 82	Haul Segment 15 (rev.)	17.0	0.0549	12	17.4	0.29	11.36
Volquete 83	Haul Segment 14 (rev.)	15.9	0.0454	11	13.8	0.23	11.84
Volquete 84	Haul Segment 13 (rev.)	10.1	0.0273	11	6.6	0.11	14.91
Volquete 85	Haul Segment 12 (rev.)	8.6	0.0322	12	7.5	0.13	15.45
Volquete 86	Haul Segment 11 (rev.)	7.6	0.0346	12	7.9	0.13	15.83
Volquete 87	Haul Segment 10 (rev.)	8.8	0.0448	8	10.8	0.18	14.92
Volquete 88	Haul Segment 9 (rev.)	10.0	0.0321	11	7.5	0.13	15.38
Volquete 89	Haul Segment 8 (rev.)	10.5	0.0429	8	10.2	0.17	15.16
Volquete 90	Haul Segment 7 (rev.)	-0.9	0.0296	11	5.5	0.09	19.52
Volquete 91	Haul Segment 6 (rev.)	-3.6	0.0220	12	3.9	0.07	20.29
Volquete 92	Haul Segment 5 (rev.)	-2.9	0.0231	12	4.0	0.07	20.98
Volquete 93	Haul Segment 4 (rev.)	-0.9	0.0275	8	4.7	0.08	20.92
Volquete 94	Haul Segment 3 (rev.)	-1.9	0.0331	10	5.9	0.10	20.25
Volquete 95	Haul Segment 2 (rev.)	2.2	0.0241	9	4.2	0.07	20.64
Volquete 96	Haul Segment 1 (rev.)	1.8	0.1061	9	18.6	0.31	20.54

ANEXO C. Muestra de longitud de taladro y taco.1

TALADRO	X	Y	Z	TALADRO m.	TACO m.
83	172671.025	9118786.151	3932.308	6.60	2.44
76	172671.063	9118788.065	3932.241	6.50	2.40
38	172673.219	9118792.274	3932.011	6.40	2.36
25	172675.009	9118796.105	3932.077	6.40	2.36
84	172668.286	9118789.316	3932.185	6.20	2.29
75	172668.534	9118791.725	3932.142	6.30	2.33
39	172670.729	9118795.896	3932.123	6.30	2.33
24	172672.550	9118799.803	3932.138	6.30	2.33
85	172665.651	9118792.587	3932.237	6.40	2.36
74	172666.117	9118795.487	3932.192	6.50	2.40
40	172668.183	9118799.699	3932.200	6.40	2.36
23	172670.008	9118803.546	3932.165	6.30	2.33
86	172662.765	9118796.119	3932.318	6.50	2.40
73	172663.606	9118799.142	3932.263	6.50	2.40
41	172665.687	9118803.333	3932.171	6.40	2.36
22	172667.465	9118807.331	3932.193	6.40	2.36
87	172659.465	9118799.198	3932.338	6.60	2.44
72	172661.164	9118802.951	3932.239	6.50	2.40
42	172663.118	9118807.163	3932.220	6.50	2.40
21	172664.921	9118811.018	3932.247	6.50	2.40
88	172656.723	9118802.764	3932.374	6.60	2.44
71	172658.523	9118806.717	3932.308	6.50	2.40
43	172660.582	9118810.859	3932.303	6.60	2.44
20	172662.421	9118814.711	3932.285	6.40	2.36
89	172654.162	9118806.435	3932.492	6.60	2.44
70	172656.045	9118810.435	3932.456	6.40	2.36
44	172657.984	9118814.556	3932.387	6.50	2.40
19	172659.909	9118818.430	3932.336	6.50	2.40
90	172651.587	9118810.207	3932.552	6.60	2.44
69	172653.446	9118814.103	3932.519	6.40	2.36
45	172655.505	9118818.270	3932.424	6.50	2.40
18	172657.367	9118822.180	3932.377	6.60	2.44
111	172648.621	9118811.122	3932.463	6.50	2.40
91	172649.112	9118813.929	3932.481	6.50	2.40
68	172650.957	9118817.831	3932.508	6.40	2.36
46	172652.999	9118821.978	3932.389	6.60	2.44
17	172654.785	9118825.827	3932.451	6.50	2.40
110	172646.119	9118814.337	3932.589	6.50	2.40
92	172646.656	9118817.689	3932.529	6.50	2.40
67	172648.416	9118821.542	3932.455	6.60	2.44
47	172650.436	9118825.759	3932.412	6.60	2.44
16	172652.286	9118829.651	3932.418	6.40	2.36
109	172643.144	9118817.594	3932.794	6.60	2.44
93	172644.188	9118821.340	3932.573	6.60	2.44
66	172645.892	9118825.312	3932.484	6.60	2.44
48	172647.941	9118829.384	3932.425	6.40	2.36
15	172649.765	9118833.412	3932.227	6.40	2.36
108	172639.570	9118820.860	3932.889	6.40	2.36
94	172641.550	9118825.031	3932.646	7.10	2.62

ANEXO D. Muestra de longitud de taladro y taco.2

TALADRO	X	Y	Z	TALADRO m.	TACO m.
65	172643.341	9118828.926	3932.568	6.80	2.51
49	172645.414	9118833.100	3932.351	6.80	2.51
14	172647.203	9118837.053	3932.168	6.40	2.36
107	172637.034	9118824.688	3932.803	7.20	2.66
95	172639.086	9118828.754	3932.686	6.80	2.51
64	172640.729	9118832.723	3932.665	6.80	2.51
50	172642.901	9118836.909	3932.284	6.50	2.40
13	172644.694	9118840.812	3932.210	6.50	2.40
96	172636.493	9118832.498	3932.662	6.80	2.51
63	172638.238	9118836.474	3932.453	6.70	2.47
51	172640.340	9118840.616	3932.299	6.60	2.44
12	172642.146	9118844.530	3932.163	6.40	2.36
106	172632.998	9118831.740	3932.871	7.00	2.58
97	172633.988	9118836.324	3932.541	6.80	2.51
62	172635.696	9118840.198	3932.409	6.60	2.44
52	172637.780	9118844.358	3932.280	6.50	2.40
11	172639.651	9118848.244	3932.192	6.40	2.36
105	172629.896	9118836.404	3932.638	6.80	2.51
98	172631.396	9118840.045	3932.562	6.80	2.51
61	172633.191	9118843.846	3932.406	6.50	2.40
53	172635.246	9118848.093	3932.266	6.50	2.40
10	172637.110	9118851.881	3932.253	6.40	2.36
104	172628.041	9118840.154	3932.637	6.80	2.51
99	172628.904	9118843.570	3932.563	6.80	2.51
60	172630.624	9118847.616	3932.416	6.50	2.40
54	172632.724	9118851.754	3932.323	6.50	2.40
9	172634.539	9118855.601	3932.268	6.50	2.40
103	172626.172	9118844.395	3932.724	7.00	2.58
100	172626.279	9118847.533	3932.794	7.00	2.58
59	172627.953	9118851.506	3932.512	6.60	2.44
55	172630.025	9118855.891	3932.374	6.50	2.40
8	172632.057	9118859.401	3932.314	6.50	2.40
102	172624.185	9118848.203	3932.827	6.80	2.51
101	172624.823	9118851.431	3932.602	6.80	2.51
58	172625.386	9118855.244	3932.562	6.80	2.51
56	172627.664	9118859.247	3932.431	6.40	2.36
7	172629.566	9118863.040	3932.337	6.60	2.44
77	172673.671	9118784.385	3932.306	6.60	2.44
37	172675.760	9118788.493	3931.982	6.20	2.29
26	172677.539	9118792.375	3931.935	6.20	2.29
78	172677.207	9118781.113	3932.202	6.50	2.40
36	172678.257	9118784.810	3932.012	6.30	2.33
27	172680.086	9118788.650	3931.920	6.20	2.29
79	172679.244	9118777.183	3932.001	6.30	2.33
35	172680.778	9118781.056	3931.853	6.10	2.25
28	172682.592	9118784.990	3931.795	6.10	2.25
80	172682.487	9118773.839	3931.947	6.20	2.29
34	172683.281	9118777.311	3931.886	6.10	2.25
29	172685.129	9118781.233	3931.839	6.10	2.25

ANEXO E. Muestra de longitud de taladro y taco.3

TALADRO	X	Y	Z	TALADRO m.	TACO m.
81	172685.176	9118769.671	3932.013	6.30	2.33
33	172685.806	9118773.607	3931.875	6.10	2.25
30	172687.698	9118777.504	3931.738	6.00	2.22
82	172687.374	9118766.825	3931.901	6.20	2.29
32	172688.307	9118769.826	3931.869	6.10	2.25
31	172690.172	9118773.746	3931.757	6.00	2.22
136	172691.746	9118769.650	3931.699	6.00	2.22
112	172694.669	9118772.918	3931.607	5.90	2.18
137	172693.172	9118765.123	3931.605	5.90	2.18
135	172696.087	9118768.710	3931.621	5.90	2.18
113	172699.279	9118771.865	3931.559	5.80	2.14
163	172694.631	9118761.134	3931.623	5.90	2.18
138	172697.589	9118764.185	3931.464	5.70	2.10
134	172700.560	9118767.916	3931.356	5.60	2.07
114	172703.595	9118770.997	3931.424	5.70	2.10
164	172696.860	9118758.182	3931.506	5.80	2.14
162	172699.034	9118760.219	3931.507	5.80	2.14
139	172701.918	9118763.515	3931.300	5.60	2.07
133	172704.935	9118767.031	3931.323	5.60	2.07
115	172707.999	9118770.134	3931.484	5.70	2.10
161	172703.338	9118759.489	3931.398	5.70	2.10
140	172706.419	9118762.513	3931.285	5.70	2.10
132	172709.297	9118766.183	3931.377	5.50	2.03
116	172712.475	9118769.248	3931.479	5.60	2.07
166	172705.186	9118756.410	3931.448	5.70	2.10
160	172707.799	9118758.497	3931.408	5.70	2.10
141	172710.728	9118761.676	3931.395	5.70	2.10
167	172709.472	9118755.600	3931.455	5.70	2.10
159	172712.016	9118757.714	3931.420	5.90	2.18
168	172713.633	9118754.264	3931.489	5.90	2.18
169	172718.223	9118753.171	3931.732	6.20	2.29
158	172716.417	9118756.657	3931.574	5.70	2.10
142	172715.039	9118760.795	3931.562	5.80	2.14
131	172713.759	9118765.245	3931.511	6.00	2.22
183	172724.717	9118747.920	3931.836	6.00	2.22
170	172721.987	9118751.155	3931.917	6.20	2.29
157	172720.901	9118755.740	3931.922	6.20	2.29
143	172719.357	9118759.719	3931.766	6.00	2.22
130	172717.966	9118764.307	3931.759	6.00	2.22
117	172716.718	9118768.437	3931.603	6.00	2.22
184	172729.147	9118743.387	3931.912	6.20	2.29
182	172727.731	9118746.252	3931.987	6.20	2.29
171	172726.291	9118750.213	3931.933	6.20	2.29
156	172725.068	9118754.812	3931.977	6.20	2.29
144	172723.776	9118758.823	3931.723	6.00	2.22
129	172722.522	9118763.374	3931.619	5.90	2.18
118	172721.109	9118767.356	3931.707	6.00	2.22
185	172733.192	9118740.632	3931.821	6.10	2.25
181	172732.128	9118745.190	3931.916	6.20	2.29

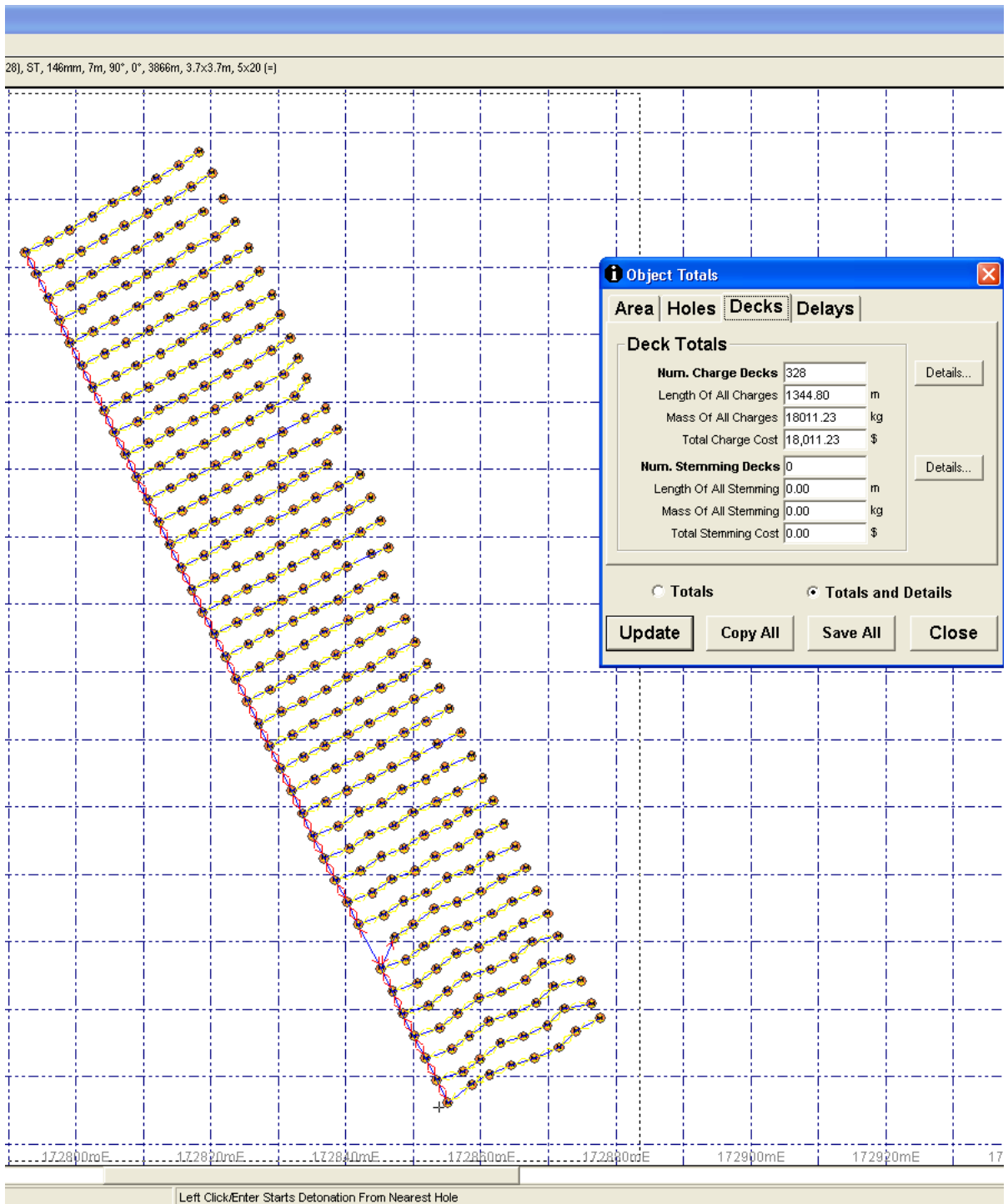
ANEXO F. Muestra de longitud de taladro y taco.4

TALADRO	X	Y	Z	TALADRO m.	TACO m.
172	172730.686	9118749.243	3931.928	6.30	2.33
176	172748.025	9118745.148	3932.095	6.30	2.33
177	172748.971	9118747.750	3932.074	6.30	2.33
151	172746.510	9118750.178	3932.008	6.30	2.33
150	172746.579	9118752.811	3932.046	6.30	2.33
149	172743.861	9118755.382	3932.004	6.30	2.33
124	172741.420	9118761.130	3932.429	6.70	2.47
123	172740.952	9118763.850	3932.479	6.70	2.47
178	172744.981	9118742.269	3931.852	6.10	2.25
175	172743.620	9118746.331	3931.776	6.00	2.22
152	172742.401	9118750.814	3931.816	6.10	2.25
148	172741.164	9118754.805	3931.831	6.20	2.29
125	172739.874	9118759.492	3931.985	6.30	2.33
122	172738.505	9118763.554	3932.442	6.70	2.47
187	172741.673	9118738.623	3932.084	6.30	2.33
179	172740.549	9118743.295	3931.717	6.00	2.22
174	172739.311	9118747.294	3931.793	6.00	2.22
153	172738.080	9118751.904	3931.826	6.10	2.25
147	172736.834	9118755.751	3931.949	6.20	2.29
126	172735.449	9118760.391	3932.175	6.40	2.36
121	172734.309	9118764.500	3932.113	6.40	2.36
188	172737.374	9118736.130	3932.192	6.40	2.36
186	172737.496	9118739.573	3931.942	6.20	2.29
180	172736.264	9118744.209	3931.844	6.10	2.25
173	172734.997	9118748.267	3931.871	6.10	2.25
154	172733.766	9118752.835	3931.926	6.20	2.29
146	172732.497	9118756.843	3931.953	6.20	2.29
127	172731.137	9118761.444	3931.907	6.20	2.29
120	172729.776	9118765.455	3931.819	6.10	2.25
155	172729.473	9118753.850	3931.887	6.00	2.22
145	172728.120	9118757.817	3931.854	6.00	2.22
128	172726.809	9118762.344	3931.694	6.00	2.22
119	172725.467	9118766.344	3931.839	6.00	2.22
57	172626.556	9118863.676	3932.398	6.70	2.47
6	172627.083	9118866.849	3932.332	6.60	2.44
5	172624.608	9118870.533	3932.382	6.60	2.44
4	172622.047	9118874.385	3932.351	6.60	2.44
3	172619.582	9118878.045	3932.389	6.60	2.44
2	172617.044	9118881.740	3932.330	6.60	2.44
1	172614.525	9118885.536	3932.231	6.50	2.40

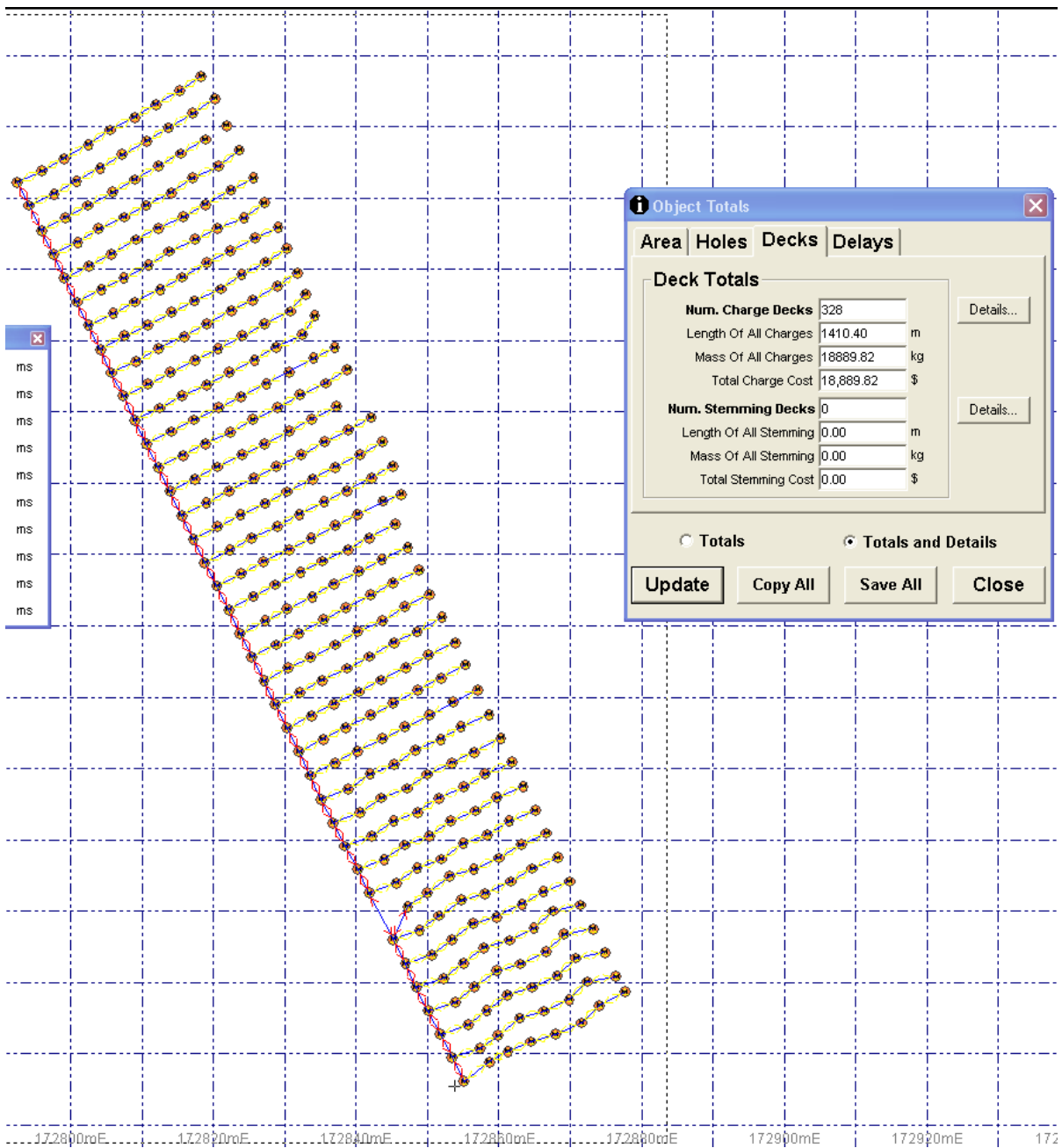
ANEXO G. Muestra de eje de vía actual, coordenadas

N°	X	Y	Z
1	172621.984	9118709	3891.467
2	172673.063	9118616	3889.522
3	172665.938	9118593	3889.003
4	172642.172	9118570	3889.629
5	172624.359	9118549	3889.884
6	172607.734	9118533	3890.546
7	172588.719	9118522	3891.346
8	172560.219	9118514	3891.605
9	172519.234	9118502	3887.1
10	172488.359	9118494	3883.908
11	172443.813	9118492	3879.981
12	172409.359	9118491	3877.359
13	172377.297	9118491	3874.613
14	172355.313	9118507	3871.867
15	172331.563	9118545	3864.756
16	172303.047	9118591	3855.563
17	172288.203	9118615	3850.576
18	172265.063	9118646	3844.676
19	172237.172	9118648	3839.998
20	172203.109	9118639	3834.971
21	172110.078	9118568	3817.619
22	172104.188	9118564	3816.748
23	172098.813	9118562	3816.046
24	172093.953	9118561	3815.439
25	172089.578	9118559	3814.85
26	172085.703	9118558	3814.36
27	172082.375	9118559	3813.935
28	172079.563	9118560	3813.569
29	172077.281	9118562	3813.198
30	172075.5	9118566	3812.662
31	172074.266	9118570	3812.15
32	172073.547	9118574	3811.652
33	172075.766	9118580	3811.173
34	172077.078	9118588	3810.565
35	172077.563	9118593	3810.188
36	172077.266	9118597	3809.887
37	172076.359	9118600	3809.653
38	172074.922	9118603	3809.403
39	172073.031	9118604	3809.243
40	172070.813	9118604	3809.076
41	172068.344	9118604	3808.891
42	172065.719	9118601	3808.593
43	172063.031	9118597	3808.231
44	172052.172	9118573	3806.098
45	172040.625	9118541	3802.293
46	172021.344	9118511	3798.637
47	172016.688	9118496	3797.006
48	171991.219	9118427	3793.626

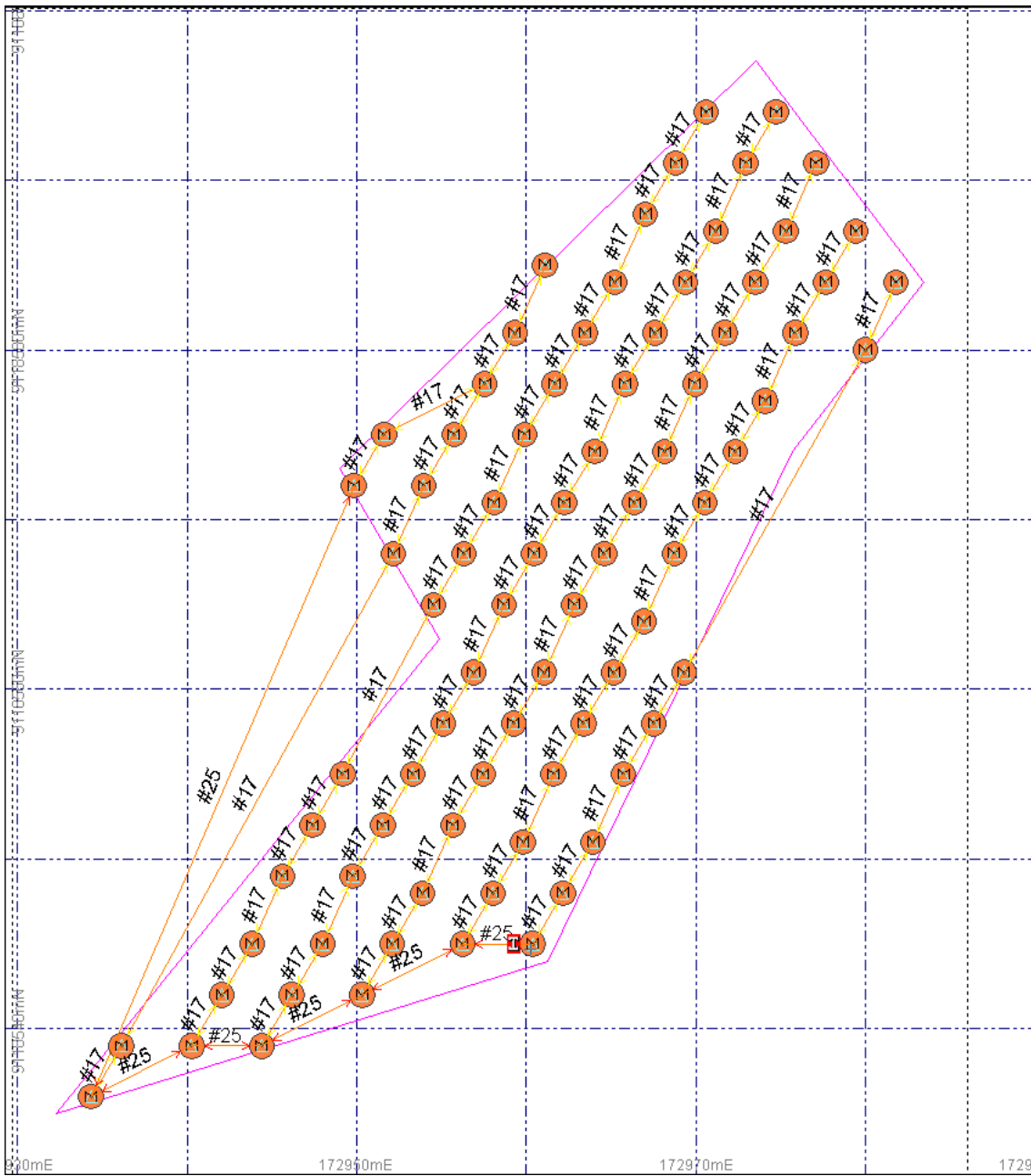
ANEXO H. Costo de explosivos en cambio de taco de 2.4m. software JKsimblast



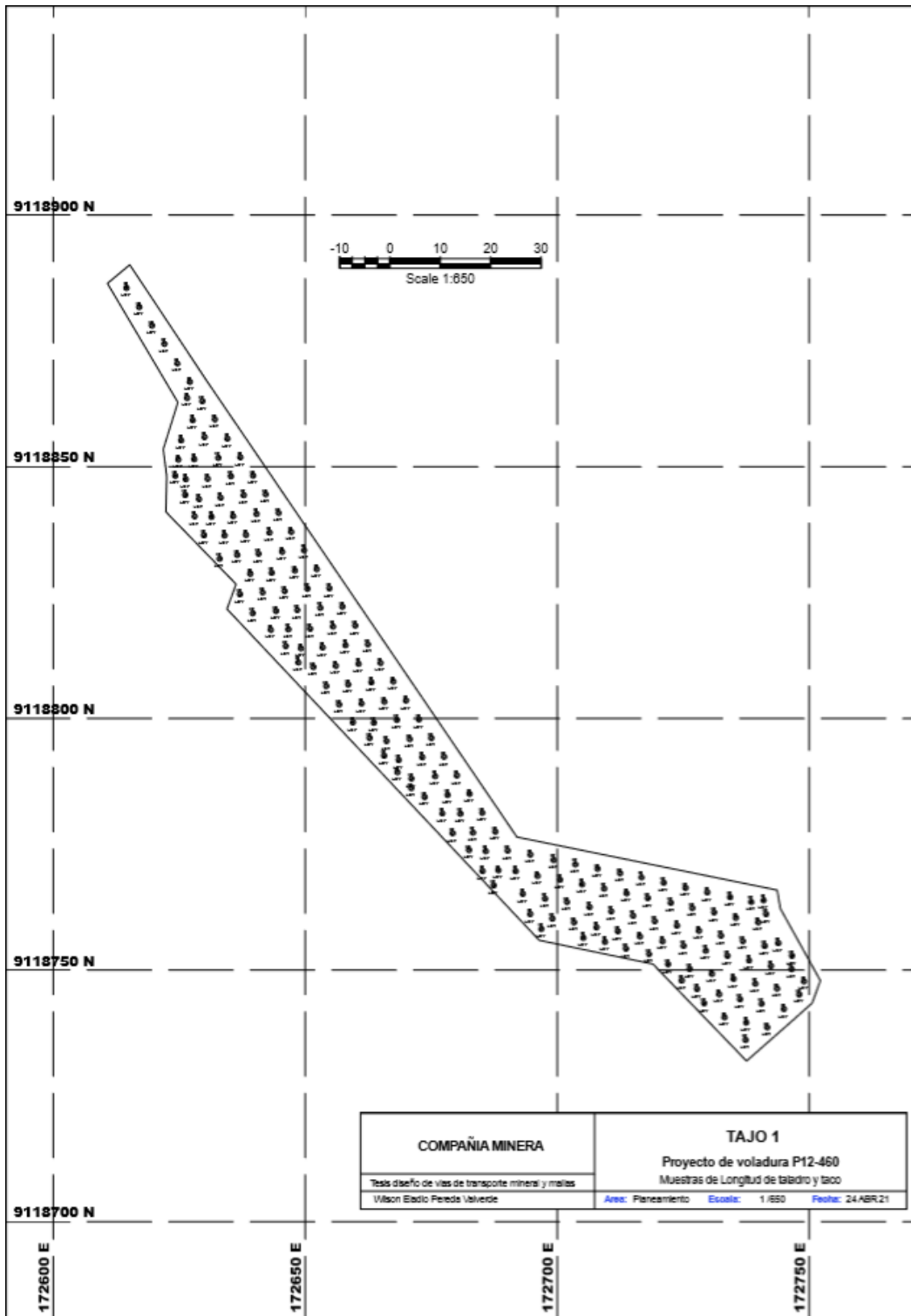
ANEXO I. Costo de explosivos en cambio de taco 2.2m. software JKsimblast



ANEXO J. retardos superficiales utilizados en voladura. software JKsimblast



ANEXO K. Proyecto de voladura, muestras de longitud de taladro y taco.

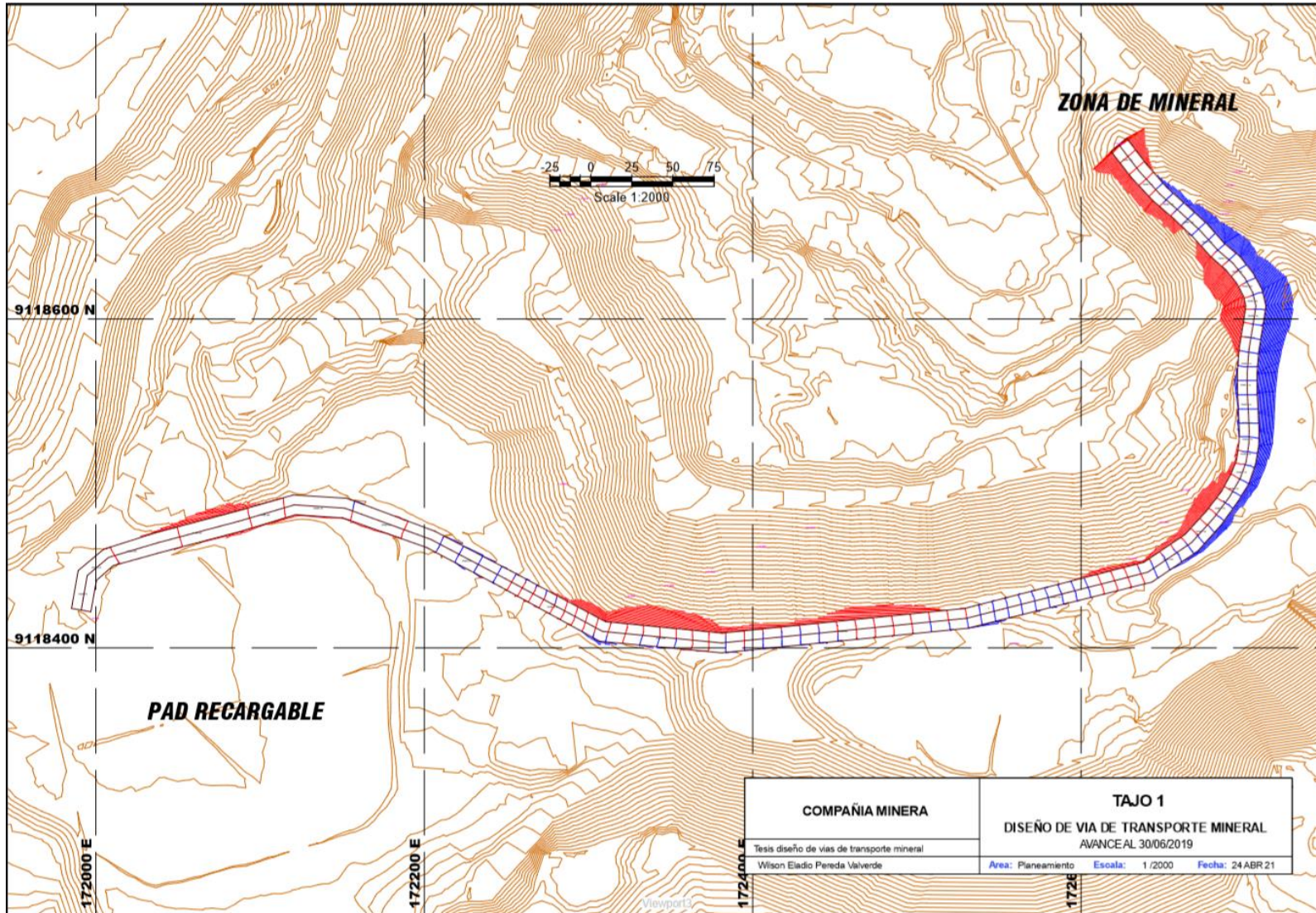


ANEXO L. Programa de producción 2015-2019 compañía minera.

Mes	Mineral TM (Au)	Desmonte TM	Total Roca TM	Ley gr/TM(Au)	Onzas Au/ Mes PAD	% Rec.	Onzas (Au) Vendibles
ene-15	324,782	990,318	1,315,099	0.50	5,176	60%	3,106
feb-15	297,859	1,001,441	1,299,301	0.56	5,408	60%	3,245
mar-15	238,538	1,074,933	1,313,471	0.69	5,271	60%	3,163
abr-15	230,368	1,094,666	1,325,034	0.75	5,530	60%	3,318
may-15	199,786	1,109,660	1,309,445	0.79	5,072	60%	3,043
jun-15	211,984	1,096,301	1,308,285	0.80	5,480	60%	3,288
jul-15	219,947	1,125,410	1,345,356	0.83	5,886	60%	3,532
ago-15	221,632	1,081,987	1,303,619	0.80	5,726	60%	3,436
sep-15	244,572	1,065,232	1,309,804	0.72	5,691	60%	3,414
oct-15	314,616	1,015,471	1,330,087	0.62	6,319	60%	3,792
nov-15	339,452	965,829	1,305,281	0.53	5,801	60%	3,481
dic-15	370,918	956,679	1,327,597	0.46	5,473	60%	3,284
Total	3,214,454	12,577,927	15,792,379	0.65	66,833	60%	40,102

Mes	Mineral TM(Au)	Desmonte TM	Total Roca TM	Ley g/TM(Au)	Onzas Au/Mes PAD	% Rec.	Onzas Vendibles
ene-19	487,392	1,470,024	1,957,416	0.51	7,969	60%	4,781
feb-19	396,103	1,377,823	1,773,927	0.66	8,408	60%	5,045
mar-19	381,036	1,370,387	1,751,423	0.77	9,392	60%	5,635
abr-19	338,782	1,444,609	1,783,392	0.82	8,968	60%	5,381
may-19	325,531	1,437,369	1,762,900	0.80	8,381	60%	5,028
jun-19	358,572	1,381,480	1,740,052	0.73	8,394	60%	5,037
jul-19	460,664	1,291,272	1,751,936	0.57	8,511	60%	5,106
ago-19	262,586	1,037,736	1,300,322	0.44	3,679	60%	2,207
sep-19	339,924	984,846	1,324,770	0.42	4,638	60%	2,783
oct-19	341,659	991,188	1,332,848	0.40	4,442	60%	2,665
nov-19	259,751	1,041,951	1,301,702	0.45	3,782	60%	2,269
dic-19	335,408	984,362	1,319,770	0.44	4,707	60%	2,824
Total	4,287,408	14,813,047	19,100,458	0.59	81,271	60%	48,761

ANEXO M. Diseño de vía para el frente de mineral.



ANEXO N. Diseño 3d de vía para el frente de mineral.

