

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Optimización de la recuperación de mineral en el método
de explotación bench and fill con taladros largos en la
veta Magistral Centro - Tajo 4230 de Minera Trevali
Perú - Unidad Santander**

Marco Antonio Ayuque Carrera

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Javier Córdova Blancas

AGRADECIMIENTO

A mis padres Marcelino y Margarita por darme la vida, a mi esposa Maribel por su apoyo incondicional en todo momento de nuestras vidas.

DEDICATORIA

A mi esposa Maribel e hijos José Eduardo y Diego Armando, quienes son mis mejores compañeros de la vida.

ÍNDICE

PORTADA	I
ASESOR	II
AGRADECIMIENTO	III
DEDICATORIA	IV
LISTA DE TABLAS	VIII
LISTA DE FIGURAS	X
RESUMEN	XII
ABSTRACT	XIV
INTRODUCCIÓN	XVI
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	16
1.1 Planteamiento y formulación del problema	16
1.1.1 Planteamiento del problema	16
1.1.2 Formulación del problema	17
1.2 Objetivos	17
1.2.1 Objetivo general.....	17
1.2.2 Objetivos específicos.....	17
1.3 Justificación e importancia	18
1.3.1 Justificación social - práctica	18
1.3.2 Justificación académica	18
1.3.3 Justificación económica	18
1.4 Hipótesis de la investigación.....	19
1.4.1 Hipótesis general.....	19
1.4.2 Hipótesis específicas	19
1.5 Identificación de variables	19
1.5.1 Variable independiente.....	19
1.5.2 Variable dependiente.....	19
1.5.3 Operacionalización de variables	20
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	21
2.1 Antecedentes del problema	21
2.2 Generalidades de la mina Santander	22
2.2.1 Ubicación accesibilidad y generalidades.....	22

2.2.2 Clima	23
2.3 Geología	24
2.3.1 Geología regional	24
2.3.2 Geología local	28
2.3.3 Geología estructural	30
2.3.4 Tipo de yacimiento	34
2.3.5 Mineralización	34
2.4 Recursos	37
2.5 Caracterización geomecánica	38
2.5.1 Distribución de discontinuidades	39
2.5.2 Estabilidad estructuralmente controlada	40
2.5.3 Aberturas máximas de las excavaciones y sostenimiento	41
2.6 Bases teóricas del estudio	42
2.6.1 Minado	42
2.6.2 Diseño de la mina	43
2.6.3 Infraestructura de la mina	43
2.7 Diseño de explotación	46
2.7.1 Consideraciones geomecánicas	46
2.7.2 Dimensionamiento de los tajeos	46
2.8 Secuencia de método de minado	48
2.9 Secuencia de minado	49
2.9.1 Desatado	49
2.9.2 Perforación en tajeos	49
2.9.3 Voladura	51
2.9.4 Acarreo	51
2.9.5 Transporte:	52
2.10 Cronograma de desarrollo y preparación 2018 – 2019	53
2.11 Cronograma de producción 2018 – 2019	54
2.12 Consideraciones técnicas de recuperación de mineral	54
2.13 Plan de producción veta Magistral Centro – Tajo 4,230	66
2.14 Ingresos por venta de mineral de la veta Magistral Centro – Tajo 4,230	69

2.15 Costos unitarios del método de minado <i>Bench and Fill</i> con taladros largos en la veta Magistral Centro – Tajo 4,230	71
2.16 Margen operativo del método de minado <i>Bench and Fill</i> con taladros largos en la veta Magistral Centro – tajo 4,230	76
CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	77
3.1 Método y alcances de la investigación	77
3.1.1 Método de la investigación	77
3.2 Diseño de la investigación	78
3.2.1 Tipo de diseño de investigación	78
3.2.2 Nivel	79
3.3 Población y muestra	79
3.3.1 Población	79
3.3.2 Muestra	79
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN	80
4.1 Resultados del tratamiento y análisis de la información	80
4.1.1 Análisis del plan de minado en la veta Magistral Centro	80
4.1.2 Análisis de la recuperación y dilución de mineral en el minado en la veta Magistral Centro	82
4.1.3 Análisis económico de la recuperación y dilución de mineral en el minado en la veta Magistral Centro	83
CONCLUSIONES	88
RECOMENDACIONES	90
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	91
ANEXOS	94

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Tabla de variables	20
Tabla 2. Ruta geográfica	23
Tabla 3. Resumen de reservas a mayo 2018.....	37
Tabla 4. Esquema de zonificación geomecánica y calidades del macizo rocoso.....	39
Tabla 5. Aberturas máximas que no requieren sostenimiento sistemático.....	41
Tabla 6. Resumen de infraestructura mina	43
Tabla 7. Dimensionamiento de tajeos	47
Tabla 8. Accesorios de voladura	51
Tabla 9. Desarrollo y preparación 2018	53
Tabla 10. Desarrollo y preparación 2019	53
Tabla 11. Producción 2018.....	54
Tabla 12. Producción 2019.....	54
Tabla 13. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 98.32 % - enero 2019	56
Tabla 14. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 88.94 % - febrero 2019.....	57
Tabla 15. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 89.56 % - marzo 2019	58
Tabla 16. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 80.39 % - abril 2019	59
Tabla 17. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 95.60 % - mayo 2019	60
Tabla 18. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 80.65 % - junio 2019.....	61
Tabla 19. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 90.71 % - julio 2019.....	62
Tabla 20. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 87.95% - agosto 2019	63
Tabla 21. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 90.71 % - setiembre 2019	64

Tabla 22. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 88.75% - octubre 2019	65
Tabla 23. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 82.78 % - noviembre 2019	66
Tabla 24. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 77.87 % - diciembre 2018.....	67
Tabla 25. Plan de producción programada de tajo 4,230 – considerando su recuperación y dilución de mineral 2019	67
Tabla 26. Plan de producción programada y ejecutada de tajo 4,230 – 2019.....	68
Tabla 27. Reservas de la veta Magistral Centro – 2019.....	69
Tabla 28. Ingresos de mineral por explotación de la veta Magistral Centro, tajo 4,230-2019.....	70
Tabla 29. Parámetros de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019	71
Tabla 30. Costos unitarios de perforación en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019.....	72
Tabla 31. Costos unitarios de voladura en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019.....	73
Tabla 32. Costos unitarios de acarreo en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019.....	73
Tabla 33. Costos unitarios total del método de minado en la veta Magistral Centro,	74
Tabla 34. Costos unitarios total de relleno detrítico en la veta Magistral Centro..	75
Tabla 35. Margen operativo en la explotación de la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019.....	76
Tabla 36. Plan de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019	81
Tabla 37. Plan de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019	82
Tabla 38. Ingresos de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019....	84
Tabla 39. Costos de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019	85
Tabla 40. Margen operativo en la explotación de la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019.....	86
Tabla 40. Matriz de consistencia	95
Tabla 41. Operacionalización de variables.....	95

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Plano de ubicación de la mina Santander	23
Figura 2. Plano geológico Santander	27
Figura 3. Corredor estructural de los cuerpos mineralizados (MN, MC y MS).....	32
Figura 4. Geofísica del corredor estructural de los cuerpos mineralizados	33
Figura 5. Vista esquemática de los cuerpos mineralizados (MN, MC y MS)	37
Figura 6. Diagrama de roseta del compuesto de discontinuidades	40
Figura 7. Cuñas formadas en labores de avance y tajeos	40
Figura 8. Diseño de sostenimiento con barras helicoidales	42
Figura 9. Plano de desarrollo mina.....	43
Figura 10. Plano de preparación de tajo, subniveles, bye pass y Ch. slot	44
Figura 11. Plano de pozas de bombeo Nv 4370 MC.....	45
Figura 12. Diseño estándar de explotación	48
Figura 13. Diseño estándar de explotación	49
Figura 14. Equipos de perforación Simba S7D	50
Figura 15. Diagrama del sistema de acarreo.....	52
Figura 16. Diagrama del sistema de transporte.....	53
Figura 17. Perfil de rotura del tajo 4,230	55
Figura 18: Perfil de programa de producción Magistral Centro del tajo 4,230.....	96
Figura 19: Labores de desarrollo en la veta Magistral Centro	97
Figura 20: Taladros de producción en planta, veta Magistral Centro	98
Figura 21: Perfil de taladros de producción fila 192 en la veta Magistral Centro	99
Figura 22: Taladros de producción en planta SN 4110 – 2N en la veta Magistral Centro	100
Figura 23: Taladros de producción en fila 396 (taladros negativos) en la veta Magistral Centro	101
Figura 24: Taladros de producción en fila 397 (taladros negativos) en la veta Magistral Centro	102
Figura 25: Taladros de producción en fila 398 (taladros negativos) en la veta Magistral Centro	103

Figura 26: Malla de perforación de producción en fila 185 a 192 en la veta Magistral Centro	104
Figura 27: Programa mensual de avance en la veta Magistral Centro	105

RESUMEN

La presente tesis tiene por objetivo la optimización de la recuperación del mineral en el método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 durante el periodo 2019, de la unidad minera Santander de minera Trevali Perú S. A.

Para desarrollar la presente tesis se empleó el método analítico, el tipo de investigación es de alcance descriptivo – explicativo. La tesis es preexperimental, mediante el cual se observaron los resultados de la recuperación de mineral, producto de la rotura del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro, siendo un análisis de carácter técnico-económico.

La recolección de información fue la revisión documental y el acopio de datos correspondientes a la rotura del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro durante el periodo enero a diciembre del 2019. Finalmente, el plan de producción asociado a la rotura del tajo 4,230 permitirá definir variables operacionales como la recuperación y dilución de mineral.

El tonelaje proyectado a extraer en el tajo 4,230 de la veta Magistral Centro fue de 78,755.58 toneladas, siendo las ejecutadas de 62,989.56 toneladas. El mineral no recuperado fue de 15,766.02 toneladas representando solo una recuperación solo del 89.13% durante el año 2019.

Se observa una gran variabilidad en la recuperación de mineral durante los diferentes periodos del 2019, esta variabilidad podría ser el reflejo de las diferentes densidades en el tajo 4,230 y por lo tanto la gran variabilidad de las propiedades fisicoquímicas de la estructura mineralizada.

La dilución generada en la rotura del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro es del orden del 10.40%. Si la variable dilución no se llegara a controlar, esta influirá directamente en los costos de mina y de planta, ya que habrá que transportar mayor

material estéril o de baja ley y las leyes de cabeza disminuirían. Por tal motivo, los costos de planta se incrementarán, puesto que disminuirán las leyes de cabeza y por ende, se incrementarían los costos de molienda y flotación.

Los ingresos proyectados en la rotura del tajo 4,230 durante el año 2018 (diciembre) – 2019, fue de US\$ 8´434,722.41. Los ingresos reales fueron de US\$ 6´746,182.20 en la rotura del tajo 4,230, producto de la recuperación de mineral en 89.13%, siendo el déficit de US\$ 1´688,540.22.

Los costos de minado proyectados en la explotación del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro fueron de US\$ 1´367,196.84 durante el periodo 2019. Si bien es cierto que al disminuir la recuperación de mineral en el tajo 4,230 también disminuye los costos de minado, se debe tener en cuenta que se asume los costos de minado proyectados siendo el Budget ejecutado al 100%.

El margen operativo bruto de la explotación del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro durante el periodo 2018 – 2019 fue de US\$ 5´652,683.38.

Finalmente, se podrá mejorar la recuperación de mineral y controlar la dilución de mineral de la veta Magistral Centro conociendo en mayor detalle el yacimiento. Para esto es necesario realizar planes de minado de corto plazo, los que generen nuevas variables ajustadas a la variabilidad geológica. Y así, mejorar la recuperación y disminuir la dilución de mineral mejorando el valor presente neto de la operación minera.

Palabras claves: recuperación de mineral, método de explotación *Bench and Fill*, plan de minado

ABSTRACT

The objective of this thesis is to optimize the recovery of the mineral in the bench and fill exploitation method with long drills in the Magistral Centro vein, pit 4,230 during the 2019 period, of the Santander Mining Unit of Minera Trevali Perú S. A.

The analytical method was used to develop this thesis, being the type of investigation of descriptive - explanatory scope. The thesis is pre-experimental, through which the results of the mineral recovery were observed, as a result of the breakage of the 4,230 pit of the Magistral Centro vein, being its analysis of an economic technical nature.

The collection of information was the documentary review and the collection of data corresponding to the breakage of the 4,230 pit of the Magistral Center vein during the period January to December of 2019. Finally, the production plan associated with the breakage of the 4,230 pit will allow Define operational variables such as mineral recovery and dilution.

The projected tonnage to be extracted at the 4,230 pit of the Magistral Centro vein was 78,755.58 tons, with 62,989.56 tons being executed. The unrecovered ore was 15,766.02 tons, representing only a recovery of only 89.13% during the year 2019.

There is a great variability in the recovery of mineral during the different periods of 2019, this variability could be the reflection of the different densities in the 4,230 pit and therefore the great variability of the physical chemical properties of the mineralized structure.

The dilution generated in the break of the pit 4230 of the Magistral Centro vein is of the order of 10.40%. If the dilution variable is not controlled, it directly influences the costs of the mine and the plant, since more sterile or low grade material would have to be transported and the head laws would decrease. For this reason, plant

costs would increase, since head laws would decrease and milling and flotation costs would increase.

The projected income in the break of the 4230 pit during the year 2018 (December) - 2019, was US\$ 8'434,722.41. The real income was US\$ 6,767,182.20 at the break in the 4,230 pit, resulting from the recovery of ore at 89.13%, with a deficit of US\$ 1,688,540.22.

The projected mining costs in the exploitation of the 4230 pit of the Magistral Centro vein were US\$ 1,367,196.84 during the 2019 period. While it is true that by decreasing the recovery of ore in the 4,230 pit, it also decreases the mining costs, but in reality, the projected mining costs are assumed, with the Budget executed at 100%.

The gross operating margin of the exploitation of the 4230 pit of the Magistral Centro vein during the 2018 – 2019 period was US\$ 5,652,683.38.

Finally, it will be possible to improve the recovery of ore and control the dilution of ore from the Magistral Centro vein, knowing in greater detail the deposit, for this it is necessary to carry out short-term mining plans, which generate new variables adjusted to geological variability. And thus, improve the recovery and decrease the dilution of ore, improving the net present value of the mining operation.

Keywords: recovery of the mineral, the bench and fill exploitation method, mining plan

INTRODUCCIÓN

Operar una mina con altos estándares de seguridad, alto grado de productividad y mayor eficiencia de los recursos, es la filosofía de Trevali Perú SAC. El diseño de mina debe permitir el crecimiento en amplitud y profundidad, que permita escalar a una producción mayor en cualquier etapa operativa.

Las condiciones termo ambientales y de estabilidad son prioritarias por tratarse de una mina subterránea. Para garantizar dichas condiciones se tiene elaborado programas de construcción de chimeneas tipo *Raise Borer* desde la primera etapa de operación de la mina. Asimismo, para garantizar la estabilidad se tiene desarrollado un estudio del comportamiento geomecánico del yacimiento, el cual considera las características del macizo rocoso a tener en cuenta para el diseño.

Uno de los grandes desafíos en la Unidad Minera Santander es controlar y mejorar los parámetros operacionales en el ciclo de minado. Así, generar programas de optimización y reducción de costos asociado a la recuperación de mineral y controlando la dilución, permitirá mejorar el valor presente neto del plan de minado. Por eso, se ha elegido optimizar la recuperación de mineral con el método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro – Tajo 4,230 de la unidad minera Santander.

Para lo cual se analizó el plan de minado del 2018 y 2019, considerando los programas de producción *forecast* (programado) y ejecutado, asociándolo con los costos operacionales en ambos escenarios (*Opex*), para así determinar las variables de productividad en la recuperación de mineral asociado al método de minado *Bench and Fill* con taladros largos. Además, se examinaron las variables unitarias del ciclo de minado estudiado, para definir conceptos importantes de productividad asociado al plan de minado.

Finalmente, una vez definidos los resultados, se realizó un análisis e interpretó las variables operacionales, para generar programas de optimización y reducción

de costos en base al mejoramiento de la recuperación de mineral en el método de minado *Bench and Fill* con taladros largos, en la veta Magistral Centro – Tajo 4230 de la unidad minera Santander.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

1.1.1 Planteamiento del problema

La minería constituye uno de los pilares en la economía nacional de los países, generando grandes ingresos al fisco por conceptos de impuestos y regalías. Los ingresos por ventas de mineral en la explotación de cuerpos mineralizados mediante métodos de minado masivos, depende principalmente de variables técnicas económicas, dentro de los cuales la recuperación de mineral influye directamente en la estructura de ingresos y costos de la operación minera. Una disminución en la recuperación de mineral producto del método de minado generará un incremento de costos operacionales generando un incumplimiento en el plan de minado y su consecuente descenso de la productividad unitaria.

En los últimos años, el Perú ha sido objeto de inversiones en exploraciones mineras generando la presencia de nuevos proyectos en explotación en las siguientes décadas, esto ha permitido el incremento la explotación de recursos minerales en nuestro país. Esta nueva perspectiva en el futuro de la minería en los próximos años permitirá el incremento de ventas de concentrados de diversos *commodities* y el desarrollo sostenible del país. Este incremento de ventas producto de la explotación de minerales en diferentes faenas mineras conlleva a incrementar

la producción; y por lo tanto, el aumento de costos de operación, por lo que las empresas buscan generar programas de optimización para reducirlos. Así, se busca mejorar la productividad en las diversas áreas unitarias de la operación minera, para así mantener niveles de rentabilidad económica en las inversiones en este rubro.

1.1.2 Formulación del problema

Problema general

¿Cómo se puede mejorar la recuperación de mineral con el método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos en el planeamiento de la Veta Magistral Centro de minera Trevali Perú – Unidad Santander?

Problemas específicos

¿Cómo aplicar los criterios operacionales en la recuperación de mineral, en la explotación de la veta Magistral Centro de minera Trevali Perú - Unidad Santander?

¿Cómo mejorar el margen operativo, en la explotación del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro de minera Trevali Perú - Unidad Santander?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Diagnosticar el método de minado actual para desarrollar una metodología que permita mejorar la recuperación de mineral en el método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro de minera Trevali Perú - Unidad Santander.

1.2.2 Objetivos específicos

1. Evaluar los criterios operacionales como *burden* y densidad en la recuperación de mineral en la explotación de la veta Magistral Centro de minera Trevali Perú - Unidad Santander.
2. Evaluar las variables económicas como el margen operativo en el método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro de minera Trevali Perú – Unidad Santander.

1.3 Justificación e importancia

1.3.1 Justificación social - práctica

La investigación proporcionará grandes beneficios en el sector minero. El primero es que permitirá sustentar la inversión de proyectos mineros y establecer un ambiente favorable al incremento de utilidades bajo parámetros operacionales. Otro motivo para desarrollar la investigación es mejorar la recuperación de mineral con el método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos de la veta Magistral Centro de minera Trevali Perú - unidad minera Santander.

En la actualidad, la mejora en la productividad en áreas de extracción de mineral se ha convertido en un eje fundamental dentro de la gestión de costos, ya que garantiza la estabilidad de una empresa y permite que logre sus objetivos de lineamiento corporativo en base a condiciones de mejora continua.

1.3.2 Justificación académica

La investigación generará con su desarrollo un nuevo modelo de establecer la mejora en la rentabilidad económica de la empresa mejorando la recuperación de mineral en los tajeos a ser minados. Esto incrementará su tonelaje, generando mejora en la productividad y por ende en la reducción de costos de la operación minera.

Se espera que las empresas mineras en colaboración con el estado y la sociedad busquen el desarrollo sostenible y progresivo, cumpliendo con normas de calidad y salud ocupacional, así como su Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en el Trabajo en el D.S. 024-2016-EM y su modificatoria D.S. 023-2017-EM.

Las variables por trabajar serán evaluadas para determinar su comportamiento y su relación con la otra variable a estudiar (consecuencia de logros).

1.3.3 Justificación económica

La presente investigación pretende mejorar la productividad en la recuperación de mineral incorporando parámetros operacionales de explotación modernas, lo

cual en términos económicos generará mayor rentabilidad, ya que se espera el incremento de producción de mineral a un menor costo mejorando la productividad en el área de operación mina.

1.4 Hipótesis de la investigación

1.4.1 Hipótesis general

El desarrollo de una metodología permite la recuperación de mineral al incorporar el análisis de variables operacionales como el *burden* y densidad de mineral en el método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro de minera Trevali Perú - Unidad Santander.

1.4.2 Hipótesis específicas

1. Mejorar los criterios operacionales como *burden* y densidad de mineral en la explotación de la veta Magistral Centro permitirá el incremento de la recuperación de mineral.
2. Analizar las variables económicas como los ingresos y costos operacionales en el método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro, permitirá mejorar margen operativo.

1.5 Identificación de variables

1.5.1 Variable independiente

Variable independiente: método de minado *Bench and Fill* con taladros largos

1.5.2 Variable dependiente

Variable dependiente: recuperación de mineral

1.5.3 Operacionalización de variables

Tabla 1. Tabla de variables

Variable	Definición conceptual	Dimensión	Subdimensión	Indicadores
Optimización de la recuperación de mineral en el método de explotación <i>Bench and Fill</i> con taladros largos en la veta Magistral Centro – Tajo 4,230 de minera Trevali Perú Unidad Santander	Conjunto de actividades que desarrollan una metodología que permita mejorar la recuperación de mineral aplicando el método de minado <i>Bench and Fill</i> con taladros largos en la veta Magistral Centro; bajo criterios geológicos, geomecánicos, geometalúrgicos y económicos	Definición del método de minado	Evaluación del método de minado	Plan de minado
		Clasificación de macizo rocoso	Evaluación geomecánica del macizo rocoso	Caracterización del del macizo rocoso
		Zonificación del macizo rocoso		RMR GSI
		Variables operacionales	Evaluación recuperación del mineral	Recuperación Dilución
		Variables económicas	Evaluación margen operativo	Ingresos (NSR) Costos (Opex)

Fuente: elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

En la tesis de pregrado que lleva como título «*Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U. E. A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura SAA*». El investigador tiene como objetivo optimizar la producción de mineral mediante la aplicación de un método de explotación, bajo las mismas condiciones geoeconómicas, de tal manera que su aplicación sea de forma sencilla y práctica incrementando la productividad. (1) Colonio (2015)

En la tesis de pregrado que lleva como título «*Elección y aplicación del método tajeo por subniveles con taladros largos para mejorar la producción en la veta Gina Socorro Tajo 6675 - 2 de la U. E. A. Uchucchacua de la compañía de Minas Buenaventura SAA*». El investigador tiene como objetivo general elegir y aplicar el método tajeo por subniveles con taladros largos en la veta Gina Socorro Tajo 6675 – 2 para mejorar la producción de mineral en la U. E. A. *Uchucchacua*. Siendo los específicos aplicar el método tajeo por subniveles con taladros largos, con los mismos factores geológicos y geomecánicos del yacimiento mineral y verificar que la aplicación del método tajeo por subniveles con taladros largos mejora la producción de mineral. (2) Quesada C. (2015)

En la tesis de pregrado que lleva como título «*Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la Unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.*». El investigador tiene como objetivo que la finalidad de este proyecto es demostrar técnica y económicamente que es más eficiente, rentable y seguro explotar los tajeos por el método de tajeo por subniveles que por el método de corte y relleno ascendente. Asimismo, sostiene que los actuales problemas en el incremento de costos de operación en la minería nacional obligan a cambiar de métodos de explotación a métodos masivos que permitirá tener menores costos de operación y producción, mayor productividad, eficiencia y lo más importante es tener operaciones seguras con bajos índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad en nuestras operaciones. (3) Morán, J. (2009)

2.2 Generalidades de la mina Santander

2.2.1 Ubicación accesibilidad y generalidades

La Mina Santander, geográficamente se encuentra ubicada en el distrito de Santa Cruz de Andamarca, provincia de Huaral, departamento de Lima. En línea recta aproximadamente a 5 km hacia el NE del centro poblado de Baños y a 1.4 km al NW de la antigua Mina Santander, que fue explotada hasta el año 1,992. Las coordenadas UTM promedio son: 8'762,301N y 333,948E (WGS 84). Las altitudes están entre 4,550 y 4,750 m s. n. m.

El acceso a la unidad minera cuenta con tres rutas de acceso. La primera de ellas es la vía Panamericana Norte, hasta la ciudad de Huaral (90 km), con vía asfaltada hasta Acos, de aquí por carretera afirmada hasta la unidad Santander, con un recorrido de 110 km; haciendo un total de 200 km. La segunda ruta es a través de la carretera Lima – Canta – Cerro de Pasco. De Lima a Canta son 100 km de carretera asfaltada y de Canta a Santander son 100 km de carretera afirmada; haciendo un total de recorrido de 200 km. Por último, se puede acceder a Santander por la Carretera Central que une Lima – La Oroya – Shelvi – Huayllay haciendo un recorrido de carretera asfaltada de 265 km. Después, se hace un recorrido de carretera afirmada de 85 Km hasta la Mina Santander.

Tabla 2. Ruta geográfica

Lima – Canta – Santander	200 km
Lima – Huaral – Acos - Santander	200 km
Lima – La Oroya – Shelvi – Huayllay – Santander	350 km

Fuente: elaboración propia

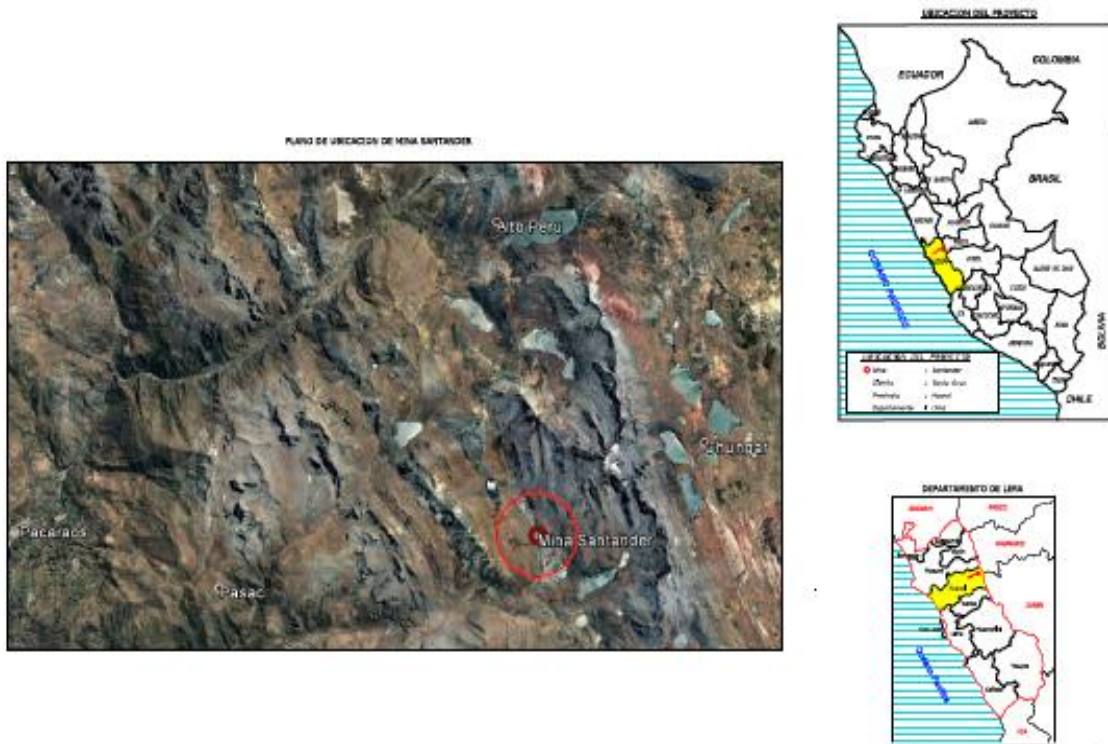


Figura 1. Plano de ubicación de la mina Santander
Fuente: Departamento de Geología

2.2.2 Clima

La climatología de la zona comprende dos estaciones bien marcadas. Una de sequía entre los meses de mayo a setiembre, acentuándose las temporadas de frío en los meses de junio a agosto, presentándose temperaturas de 5 °C a 15 °C en el día con descensos bruscos hasta – 10 °C en las noches. La segunda comprende un período de lluvias desde octubre hasta abril, acentuándose en los meses de enero a marzo.

2.3 Geología

2.3.1 Geología regional

En las inmediaciones del área de la Unidad Minera Trevali, a nivel regional se presentan ampliamente distribuidas en mayor porcentaje rocas sedimentarias clásticas y/o calcáreas de las formaciones *Oyón*, *Chimú*, *Santa*, *Carhuaz*, *Farrat*, *Pariahuanca*, *Chulec*, *Pariatambo* y *Jumasha*. En menor porcentaje, emplazadas hacia los sectores NE y SW, se encuentran rocas volcánicas andesíticas de la formación *Calipuy*; con edades comprendidas entre el Cretáceo Inferior al Terciario Inferior.

A. Estratigrafía

La estratigrafía que aflora a nivel regional desde la más antigua a la más reciente es la siguiente:

Formación Oyón (Ki-o)

Esta unidad representa la base de la secuencia estratigráfica regional; se encuentra dispersa, en las zonas axiales de los anticlinales y adyacente a la formación *Chimú*, formando alineamientos de orientación NW-SE (orientación andina); su espesor alcanza 400 metros, debiendo tener un espesor total mucho mayor.

La formación *Oyón* de edad Cretáceo Inferior, consiste principalmente de lutitas gris oscuras, con importantes horizontes de areniscas y capas de carbón en la zona transicional a la formación *Chimú* suprayacente. El carbón es una antracita de buena calidad, pero es muy difícil explotarlo debido a su complicada estructura.

Formación Chimú (Ki-chim)

Esta formación se presenta con espesores entre 500 a 700 m en anticlinales a manera de franjas anchas siguiendo un alineamiento NW-SE. Litológicamente esta unidad de edad Cretáceo Inferior (Valanginiano), consiste en una ortocuarcita de grano medio, recristalizada, teniendo en muestra de mano el aspecto general de

una cuarcita metamórfica. Dentro de las capas arcillosas transicionales a la formación subyacente aparecen lechos de carbón, siendo difícil mapear el contacto entre las dos unidades. Se presenta en bancos de hasta 3 metros de espesor, con estratificación cruzada, fracturada. Debido a su naturaleza masiva, siempre constituye las partes escarpadas de los cerros, y cuando estos están modelados íntegramente presentan topografía de característica abrupta.

Formación Santa (Ki-sa)

Esta unidad de espesor constante de 150 m se presenta en forma de franjas delgadas de similar orientación a las unidades litológicas anteriormente descritas. Esta formación sobreyace a la Formación Chimú de edad Cretáceo Inferior (*Valanginiano*), compuesta de caliza azul o gris finamente estratificada, con algunos horizontes de calizas arcillosas, ocasionales nódulos de *chert* aplanados y abundantes fragmentos de conchas.

Formación Carhuaz (Ki-ca)

Se encuentra formando franjas anchas de espesor promedio 600 m y en algunos núcleos de anticlinales y sinclinales que circundan a las formaciones *Chulec*, *Pariatambo* y *Farrat*. Litológicamente, esta unidad de edad Cretáceo Inferior (*Hauteriviano-Albiano*), conformada por lutitas y areniscas, que por efecto de la meteorización tienen coloración marrón a marrón amarillenta. Hacia la parte media de esta formación, se encuentra una secuencia de areniscas cuyos 50 m superiores están constituidos de areniscas de grano fino de color rojo brillante, que sirve de horizonte guía en el mapeo de campo.

Formación Farrat (Ki-f)

Esta formación tiene espesores entre 20 a 50 m y se presenta en forma de franjas delgadas entre las formaciones *Carhuaz* y *Pariahuanca*. Litológicamente, esta unidad de edad Cretáceo Inferior (*Aptiano*), está conformada de estratos de areniscas blancas, deleznable y de grano medio; cuando se presentan masivas son de espesor mayor al normal.

Formación Pariahuanca (Ki-ph)

Los afloramientos de la formación *Pariahuanca* presentan las mismas características que la formación *Farrat*, pero con espesor promedio de 50 m.

Esta unidad litológica, de edad Cretáceo Inferior (*Albiano*), consiste de calizas meteorizadas de color gris, masivas, comúnmente conformando prominencias entre las formaciones más suaves *Chulec* (superior), y *Farrat-Goyllarisquisga* y *Carhuaz* (inferiores).

Formación Chulec (Ki-ch)

Esta formación se presenta en forma de franjas delgadas, con orientación SE-NW, con espesor promedio de 200 m. Litológicamente, esta unidad de edad Cretáceo Inferior (Albiano Inferior a Medio), consiste de alternancias de lutitas y calizas con niveles de margas. Tanto las calizas como las lutitas son de color azul grisáceo, y por meteorización son amarillas y crema.

Formación Pariatambo (Ki-pt)

Al igual que las unidades inferiores, los afloramientos de esta formación tienen alineamiento de orientación SE-NW, con espesor promedio de 100 m y con tendencia a aumentar su espesor en la zona axial de los sinclinales. Esta formación, de edad Cretáceo Inferior, formada esencialmente de margas, color marrón oscuro a gris, con horizontes bien marcados de caliza nodular gris oscuro o negro y *chert* gris oscuro. Característica peculiar para su identificación es el olor fétido que se percibe cuando se les fractura; además de su color y estructura nodular.

Formación Jumasha (Ks-j)

Esta formación es la mayor unidad calcárea en el centro del país, por lo que sus afloramientos son prominentes, de espesor estimado 1,200 m como promedio. De edad Cretáceo Superior (*Turoniano*), consiste de calizas de color gris claro en superficie intemperizada y azul en fractura fresca, con presencia de margas en el nivel inferior, lo que dificulta su diferenciación de la formación *Pariatambo*.

Formación Calipuy (Kti-vca)

Esta formación volcánica se encuentra en los extremos NE y SW, delimitando y en parte cubriendo las unidades plegadas del Cretáceo. Su espesor en este sector no es potente y se estima en unos 500 m. Litológicamente a esta unidad se le asume edad Terciario Inferior, definida por su posición estratigráfica y correlación; compuesta de lavas andesíticas y piroclastos.

Depósitos cuaternarios

En este sector, a nivel regional, no se han delimitado depósitos conspicuos del cuaternario.

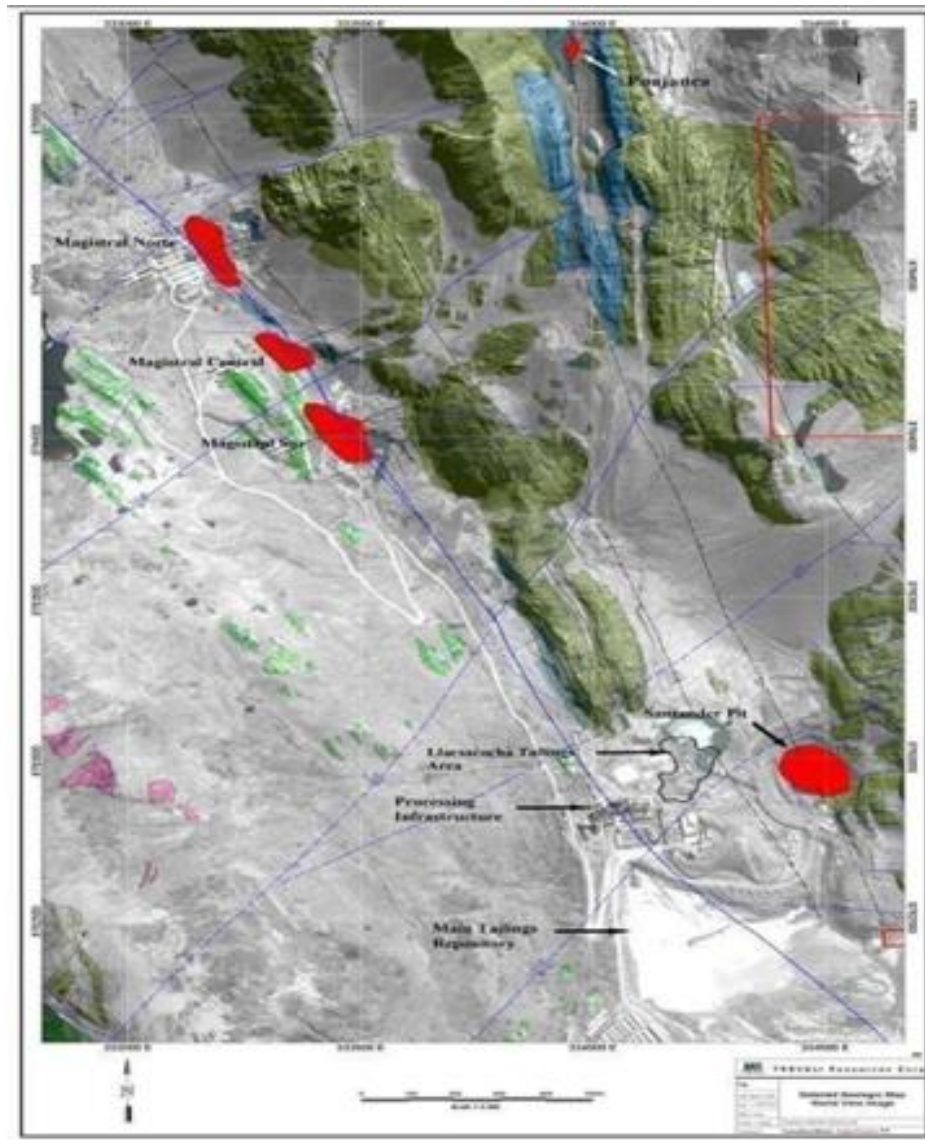


Figura 2. Plano geológico Santander
Fuente: Departamento de Geología

2.3.2 Geología local

A nivel local, en las inmediaciones de los cuerpos mineralizados, afloran principalmente rocas clásticas y calcáreas, pertenecientes a las formaciones Oyon, Chimú, *Chulec*, *Pariatambo* y *Jumasha*, de edad Cretáceo Inferior. Sobre este basamento rocoso se encuentran depósitos cuaternarios de tipo coluvio-glaciario, morrénicos, bofedales y antropomórficos.

Se describe a continuación la estratigrafía local, de la más antigua a la más reciente:

Formación Oyón (Ki-o)

Esta unidad constituye la base de la secuencia estratigráfica local. Se encuentran en superficie como en subsuelo (labores antiguas) hacia el sector W o techo de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur; consiste de estratos de areniscas cuarcíticas de grano medio, blancas, ligeramente meteorizadas, fracturadas a muy fracturadas. El espesor de los estratos es variable entre 0.10 a 0.60 m, y su orientación en superficie es en promedio N30°W, buzamiento variable entre 43° a 86° SW.

Formación Chimú (Ki-chim)

Sus afloramientos en superficie se encuentran hacia el sector S a SW de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, formando pequeñas lomadas y colinas entre los depósitos morrénicos. Sobreyace a la formación Oyón.

Consiste en estratos de cuarcitas de grano medio, blancas a beige, ligeramente meteorizadas, fracturadas. El espesor de los estratos es variable entre 0.10 a 2.00 m y su orientación en superficie es en promedio N35°W, buzamiento variable entre 55° a 73° SW. Hacia la base de esta unidad se encuentra un horizonte de carbón interceptado por una traza de falla: la falla Magistral.

Formación Chulec (Ki-ch)

Esta unidad en superficie y subsuelo se encuentra en los sectores E de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, al piso de estos. En superficie se caracteriza por formar conspicuos crestones mineralizados. Está constituida de estratos de calizas a calizas recristalizadas, gris de tono azul, ligera a moderadamente meteorizadas, fracturadas a muy fracturadas. El espesor de los estratos es variable entre 0.20 a 0.50 m y su orientación en superficie es en promedio N20°W, buzamiento variable entre 82° SW a 84°NE.

Formación Pariatambo (Ki-pt)

Esta unidad se encuentra, teniendo como referencia los cuerpos mineralizados, en la parte E, en superficie como en subsuelo, después de la Formación *Chulec*. Consiste en estratos de calizas nodulares a tabulares de color gris oscuro a negro, con margas y *chert* gris oscuro, ligera a moderadamente meteorizados, fracturados a muy fracturados. El espesor de los estratos es variable entre 0.20 a 1.0 m, y su orientación en superficie es en promedio N20°W, buzamiento variable entre 74° a 84°NE.

Formación Jumasha (Ks-j)

Sus afloramientos en superficie se encuentran hacia el sector E de los cuerpos mineralizados, después de las formaciones *Chulec* y *Pariatambo*, formando prominentes lomadas de alineamiento SE-NW. El contacto de esta formación con la Formación *Pariatambo* en la parte N se encuentra definido por un dique de diabasa. Consiste en estratos de calizas, gris de tono azul y por meteorización presentan tono claro, ligera a moderadamente meteorizadas, poco fracturada a fracturada. El espesor de los estratos es variable entre 0.20 a 0.80 m, de orientación promedio N20°W, buzamiento variable 80° a 86°SW a 78° a 87°NE.

Depósitos Cuaternarios

Depósitos morrénicos (Q-m). Estos depósitos se encuentran cubriendo parte del fondo y laderas de las quebradas y son el resultado de la glaciación ocurrida durante el Pleistoceno. Litológicamente están constituidos en mayor porcentaje por

fragmentos de calizas y cuarcitas, subangulosos a subredondeados englobados en matriz de grava limosa con arcilla, densa a muy densa, húmeda, gris.

Depósito coluvial-glaciar (Q-co/gl). Estos depósitos resultan de la superposición caótica de fragmentos acumulados por gravedad y torrentes de detritos por efecto de los deshielos. Se encuentran hacia las laderas, formando superficies con pendiente moderadamente inclinada a muy empinada (15 a 50%); consiste en acumulaciones de fragmentos angulosos a sub angulosos de diverso tamaño y de naturaleza calcárea, suelta, seca a húmeda, gris a marrón. En sectores como en el NE, presenta ángulo de reposo límite mayor de 50%.

Depósitos bofedales (Q-bog). Estos depósitos se ubican hacia el fondo de las quebradas, depresiones y la parte inferior de las laderas, sobre todo cubren parte de los depósitos morrénicos. Consisten en la alternancia de lentes de limo arenoso y turba, blanda, en sectores saturados o secos, grises con manchas marrones.

Depósitos antropomórficos (Q-an). Con esta denominación y por tener dimensiones cartografiables se define en el sector S del área en estudio, a las acumulaciones de materiales de relaves, de desmonte mina y de afirmado proveniente de los depósitos coluvio-glaciares, los que se encuentran cubriendo parte de las bofedales.

2.3.3 Geología estructural

Los rasgos estructurales más importantes que se aprecian a nivel regional y local corresponden a una típica tectónica de plegamientos y fallamientos de tipo compresional. Los plegamientos son intensos y bien definidos y han originado en los estratos clásticos calcáreos, sistemas anticlinales, sinclinales y sobre escurrimientos de alineamiento andino.

La información revisada y las evidencias observadas durante los trabajos de campo señalan que, en el área en estudio existe un mínimo de tres eventos tectónicos (fases del ciclo andino), que originaron, plegamientos, fracturamientos,

corte y eventos magmáticos que generaron mineralización (formación de los cuerpos mineralizados).

Con respecto a los fallamientos, en el área de los cuerpos mineralizados se identifican dos fallas principales de orientación similar: la falla Magistral y la falla Santander, ambas de rumbo $N20^{\circ}-30^{\circ}W$ y buzamiento $60^{\circ}SW$. La falla Magistral, que es la más grande, de carácter regional, está en el contacto de las Formaciones Oyón y Chimú, en la caja techo alejada de los cuerpos mineralizados; la zona de falla alcanza espesores de hasta 18 m en la parte S y hasta 35 m en la parte N. La falla Santander está en el contacto entre los cuerpos mineralizados y las areniscas cuarcíticas de la formación Oyón, formando la caja techo inmediata. Asociadas a estas fallas se presentan sistemas de fallas secundarias de carácter local.

Hay otro sistema de fallas importante, transversales a las nombradas en el párrafo precedente, de rumbo $N60^{\circ}-80^{\circ}E$ y con buzamiento $80^{\circ}NW$, sinextral. Un tercer sistema de fallas de rumbo NE-SW y de buzamiento variable está presente en el área de estudio.

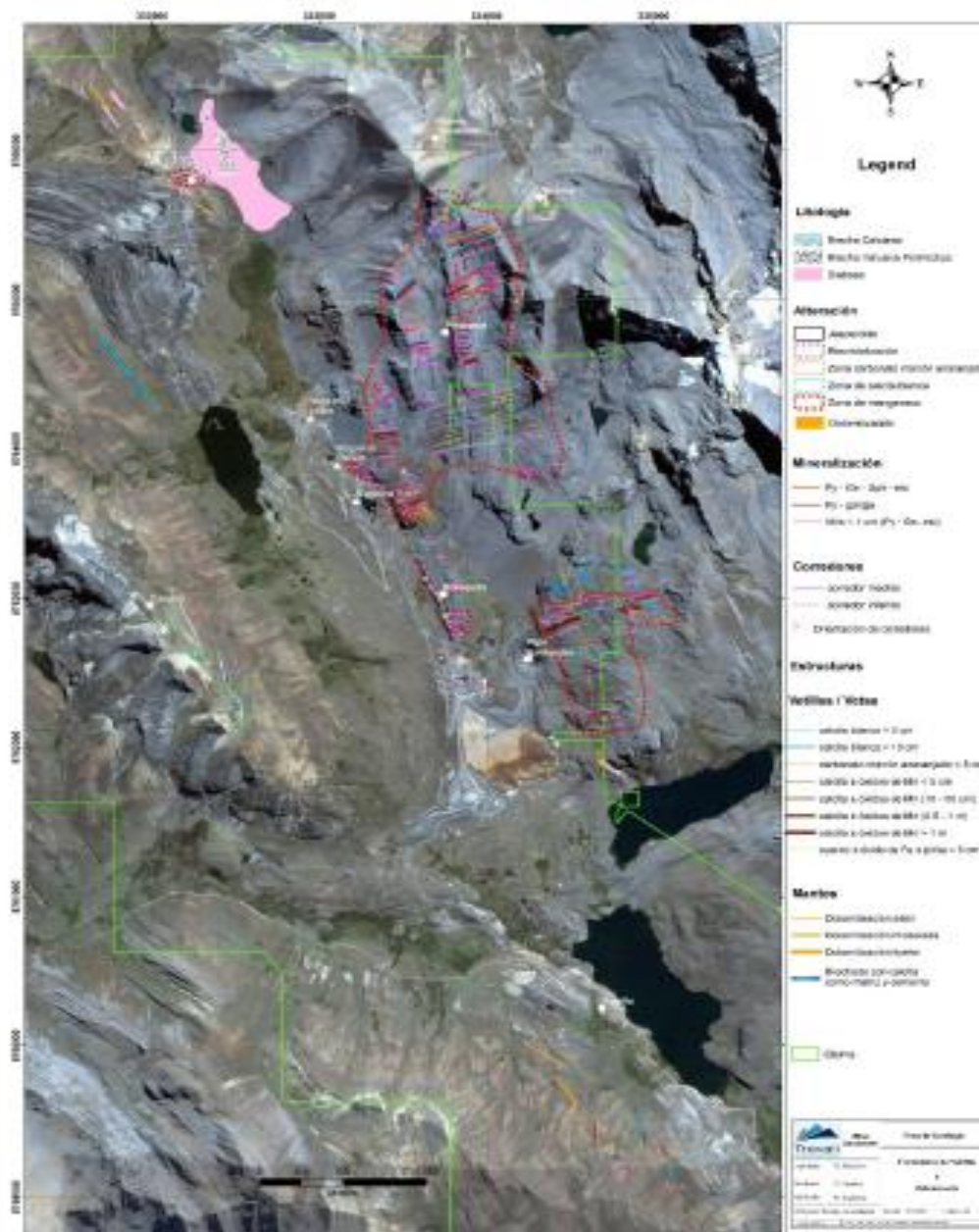


Figura 3. Corredor estructural de los cuerpos mineralizados (MN, MC y MS)
Fuente: Departamento de Geología

El sistema de falla Santander junto con el sistema de fallas transversales, están vinculados a la mineralización; y en la zona de los cuerpos mineralizados originaron espacios para el reemplazamiento metasomático y relleno de fracturas y fallas con mineralización en forma de vetas y venillas.

Con respecto a los plegamientos, las unidades litológicas del área en estudio forman parte del flanco de un anticlinal invertido, con presencia de plegamientos menores, los que tienen alineamiento paralelo a los ejes de plegamiento regional.

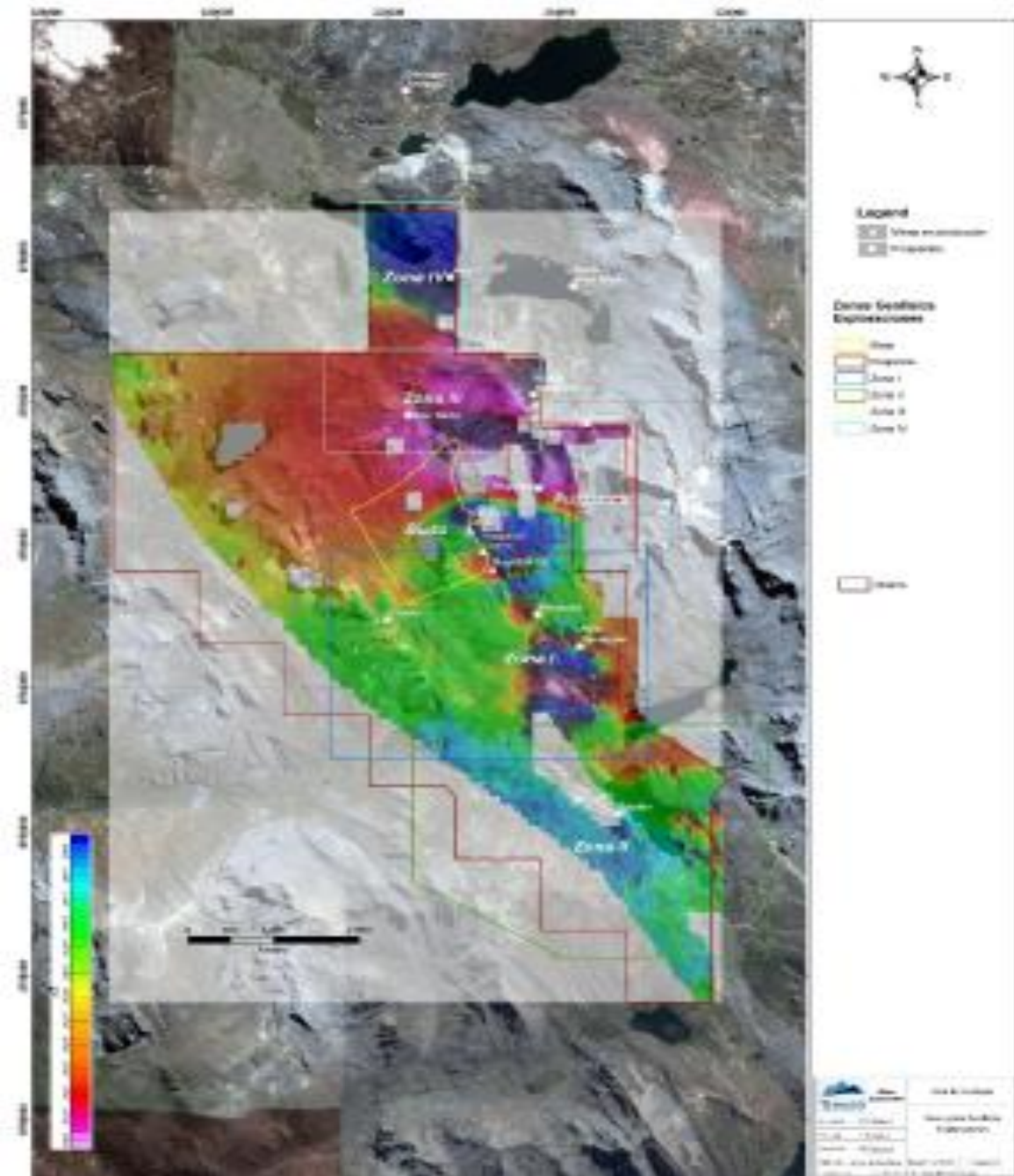


Figura 4. Geofísica del corredor estructural de los cuerpos mineralizados
Fuente: Departamento de Geología

2.3.4 Tipo de yacimiento

La zona de Magistral consiste en tres cuerpos mineralizados alineados en forma discontinua al piso de la falla Santander con una dirección N 28° W. Magistral Sur tiene una longitud de 200 metros, Magistral Centro de 80 metros y Magistral Norte de 200 metros. El tipo de yacimiento de Santander estaría relacionado a una intrusión ígnea en rocas carbonatadas, corresponde a un reemplazamiento de alta temperatura con aporte de relleno de mineral en fracturas. La mineralización que ocurre en la zona de Magistral de manera general es típica de un *skarn* distal de Zn-Pb-Ag-Fe. En el área no se observan rocas intrusivas en contacto con las calizas mineralizadas, pero el fuerte plegamiento de la zona ha originado la formación de fallas profundas y zonas permeables que han servido de conducto y también la generación de zonas favorables para el emplazamiento de los fluidos mineralizantes.

2.3.5 Mineralización

Los cuerpos mineralizados de Magistral se encuentran emplazados en las calizas de la formación *Chulec*, la cual presenta una mineralización discontinua en forma de mantos o cuerpos paralelos al rumbo de la estratificación y al contacto de la falla Magistral. Las fallas E-W y N-E han servido también de conducto para los fluidos hidrotermales. Algunos de estos sistemas de fallas perpendiculares a la mineralización presentan relleno de esfalerita, galena pudiendo generar pequeños cuerpos fuera de las zonas principales. Las perforaciones diamantinas realizadas nos indica que en el área existen tres cuerpos mineralizados discontinuos, Magistral Sur, Magistral Centro y Magistral Norte separados uno del otro en 250 metros y 400 metros respectivamente, los contenidos metálicos de zinc, plomo, plata y hierro son variables en los tres cuerpos.

En Magistral Sur, la mineralización principal consiste en esfalerita (marmatita) - pirrotita las cuales se presentan en forma masiva, la presencia de galena es muy errática y por análisis se observan valores bajos de plata. Horizontalmente el cuerpo presenta una forma muy regular con potencias promedio de 11.63. En la vertical el

cuerpo presenta un adelgazamiento en profundidad cuya bocamina se encuentra a los 4650 msnm.

Este es un cuerpo parecido a un lente plano de unos 478 m de profundidad, que buza 65° a 80° hacia el SW; con una longitud horizontal de 173.00 m en la parte más larga y de 70.00 m a mayor profundidad en el Piso 3 del nivel 4,160. Tiene una potencia de 8 m a 9 m en la parte central que puede llegar hasta 16 considerando varios ramales; en niveles superiores tuvo potencias que oscilaban entre 1 m a 2 m; en niveles inferiores la potencia se reduce a 2 m. Este cuerpo ha sido explotado hasta el SN 1 del nivel 4,370 y está programado explotar en el presente año hasta el nivel 4,300.

En Magistral Centro, la mineralización principal está dada por la esfalerita masiva (marmatita) con fuerte presencia de pirrotita – pirita, presencia de galena y valores de plata. El cuerpo presenta una longitud mineralizada de 80 metros y potencia promedio de 16.70 metros cuya bocamina se encuentra a los 4580 msnm, tiene una profundidad de 514 m, con una longitud horizontal de 244.00 m en el nivel 4,275 y de 67 m en el nivel 4,160. Su buzamiento es de 50° a 80° hacia al SW a niveles inferiores. Su potencia en niveles centrales fue de unos 20.0 m, en niveles inferiores oscila de 6 m a 29 m, ocurriendo esta potencia por lo general en el nivel 4,230.

Este cuerpo ha sido explotado hasta el nivel 4,370 y está programado minar en el año 2017 hasta el nivel 4,300. Adicionalmente hacia el Norte existe un cuerpo más pequeño entre los niveles 4,440 y 4,160 llamado Cuerpo Centro-Norte, de unos 280 m de profundidad y 130 m de longitud horizontal en el nivel 4,345. Está programado iniciar su explotación en el presente año del nivel 4,370 hasta el nivel 4,440. Hacia el Este, entre los niveles 4,510 y 4,295.

Existen dos cuerpos pequeños perpendiculares al eje del Cuerpo Centro entre los niveles 4,440 y 4,300, de rumbo E-W llamados Cuerpos Fátima Norte y Sur, de 215 m de profundidad por 20 m de largo en plano horizontal. Tienen la forma de

una valva que tienden a unirse en niveles inferiores. Las potencias de estos cuerpos en la parte central (nivel 4,300) es: para Fátima Norte, 11 m al lado Este y 18 m al lado Oeste; para Fátima Sur, 10 m al lado Este y 40 m al lado Oeste. Estos cuerpos han sido minados hasta el nivel 4,370. En el año 2,017 está programado explotar hasta el nivel 4,300.

En Magistral Norte, se observa una esfalerita oscura (marmatita) con galena en forma diseminada y con zonas de fuerte concentración, se observa una buena correlación de los valores de plomo y plata con una menor presencia de minerales de Fe en relación con Magistral Sur. La continuidad horizontal de la mineralización en la parte alta se encuentra separada, debido a dos fallas sub paralelas que habrían desplazado la mineralización. Se tiene una potencia promedio de 14.92 metros cuya bocamina está a los 4540 msnm, tiene una profundidad de 413 m, su largo horizontal alcanza 190 m en el nivel 4,370, se acorta bruscamente en el nivel 4,230 y alcanza una longitud horizontal de 50 m en el nivel 4,160. Su buzamiento varía de 47° a 85° al SW a medida que se profundiza.

La potencia de la veta ha sido de 12 m en la parte central, en niveles inferiores la potencia varía de 2 a 14 m, igualmente la mayor potencia se halla en el nivel 4,230. Al descender, este cuerpo tiene la particularidad de desglosarse en tres capas que se le ha asignado la denominación de Cuerpo Sur, Cuerpo Sur 1 y Cuerpo Sur 2 por la presencia de fallas locales paralelas a la estructura del yacimiento. El Cuerpo Sur se une al Cuerpo Magistral Centro entre los niveles 4,370 y 4,230. Este cuerpo ha sido minado hasta el SN 1 del nivel 4,370 pero su cota piso se halla a los 4,344 m s. n. m. (más bajo de las cotas del Piso 1 de los demás cuerpos). Para el presente año se ha programado explotar los bancos existentes entre los Subniveles 1 y 3 (dos bancos) del nivel 4,300, entre las cotas 4,274 y 4,310 m s. n. m. El banco que queda entre los subniveles 3 y 4 se ha programado para el año 2018.

En la zona de profundización del minado, que comprende desde el nivel 4,300 hasta el nivel 4,090, existe 1'599,018 de toneladas de mineral probados y 3'279,274

toneladas de recursos al 31 de octubre del 2016, que hacen un total de 4'878,292 toneladas de mineral a extraer en el futuro con la profundización del minado.

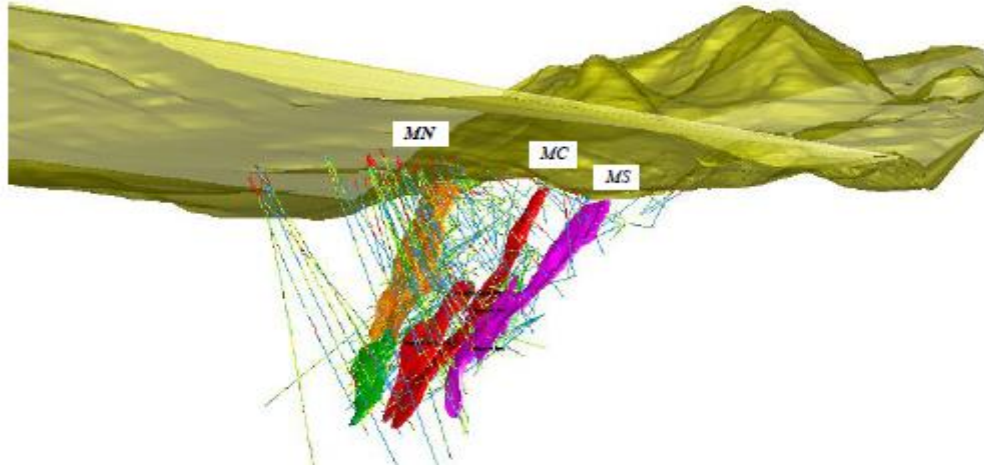


Figura 5. Vista esquemática de los cuerpos mineralizados (MN, MC y MS)
Fuente: Departamento de Geología

2.4 Recursos

El modelo geométrico de los cuerpos mineralizados está basado en la creación del *wireframe* que compila las secciones topográficas interpretadas a partir de sondajes diamantinos y contorneos del cuerpo. Luego de digitalizadas, las secciones son unidas por un sólido (*wireframe*), que son compositadas con los sondajes a fin de realizar los ajustes necesarios, de manera que el modelo geométrico represente los contornos económicos y lo que lo rodea. De esta forma en general, se ha construido un modelo geométrico para cada zona mineralizada

Tabla 3. Resumen de reservas a mayo 2018

Cuerpo	POTENCIA(m)	TM	% Zn	% Pb	% Cu	Oz/Ag	% Fe	VM_US\$
Magistral Norte	13.99	482,255	2.50	1.49	0.17	2.35	7.48	81.98
Magistral Centro-Norte	6.69	152,623	4.43	1.61	0.09	1.88	10.76	107.10
Magistral Centro	23.89	809,887	5.47	0.47	0.07	0.51	14.00	93.58
Magistral Centro1P	18.17	59,474	4.33	0.63	0.09	0.51	11.39	78.49
Magistral Centro1T	6.45	12,077	2.98	0.21	0.07	0.72	12.64	55.49
Magistral Centro2P	12.76	23,539	3.32	0.48	0.07	0.27	9.46	58.68
Magistral Sur	9.57	307,408	5.12	0.17	0.05	0.41	16.00	83.51
Magistral Sur1P	8.35	26,023	3.69	0.13	0.03	0.22	9.93	59.59
Magistral Sur2P	6.44	42,629	4.44	0.10	0.04	0.20	11.15	70.26
Total general	16.71	1,915,914	4.46	0.76	0.09	1.05	12.16	88.01

Fuente: Departamento de Geología

2.5 Caracterización geomecánica

Magistral Norte

- El mineral presenta una calidad roca que varía de regular B - IIIB a regular A - IIIA.
- La caja piso presenta una calidad de roca de regular B – IIIB en la caja inmediata y calidad regular A - IIIA en la caja alejada.
- La caja techo presenta una calidad de roca mala A - IVA cerca de la falla magistral, regular B - IIIB en la caja inmediata y regular A - IIIA en el centro de las areniscas de la Fm. Oyón.

Magistral Centro

- El mineral presenta una calidad de roca de regular A - IIIA y en forma local regular B - IIIB.
- La caja piso es de calidad regular A – IIIA.
- La caja techo presenta una calidad de roca de regular A - IIIA en la caja inmediata y regular B – IIIB cerca de la falla Magistral.

Magistral Sur

- El mineral presenta una calidad de roca de regular A - IIIA y de forma localizada regular B - IIIB.
- La caja piso es de calidad regular A – IIIA.
- La caja techo es de calidad regular A - IIIA en la caja inmediata y regular B - IIIB cerca de la falla Magistral.

Tabla 4. Esquema de zonificación geomecánica y calidades del macizo rocoso

NV	SECTOR	MAGISTRAL NORTE								MAGISTRAL CENTRO NORTE								MAGISTRAL CENTRO								MAGISTRAL SUR												
		S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	S15	S17	S18	S19	S20	S21	S22	S23	S24	S25	S26	S27	S28	S29	S30	S31	S32	S33	S34	S35	S36	S37	S38		
4370 - 4390	CT alejada	55	45	45	45	45	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	-	-	55	55	55	55	55	55	45	55	55	45	45	25	15	25	25	25	25	25	35	
	CT inmediata	45	45	45	55	55	55	55	-	-	45	45	45	45	45	45	-	-	45	45	45	55	55	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	35	35	35
	Mineral	45	45	45	55	55	55	55	-	-	45	45	45	45	45	45	-	-	45	55	55	55	55	55	45	45	45	45	45	45	55	55	55	45	45	45		
	CP inmediata	45	45	45	45	55	55	55	-	-	45	45	45	45	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	45	45	45	45	45	45	55	55	55	45	45	45		
	CP alejada	55	55	55	55	55	55	55	-	-	55	55	55	55	45	55	-	-	55	55	55	55	55	55	45	45	45	45	45	55	55	55	55	55	55	55	55	
4300 - 4200	CT alejada	-	55	55	45	45	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	-	-	55	55	55	55	55	45	45	45	45	45	25	25	25	25	25	35	-			
	CT inmediata	-	45	45	45	45	45	45	-	-	45	45	35	45	45	45	45	45	45	35	35	45	45	55	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	-		
	Mineral	-	55	45	45	45	45	45	-	-	45	45	35	45	35	45	45	45	55	45	35	35	45	55	55	45	45	45	45	45	55	55	45	45	45	-		
	CP inmediata	-	55	55	45	45	45	45	-	-	45	45	35	45	35	45	45	45	55	55	45	35	45	55	55	45	45	45	55	45	55	55	45	45	45	-		
	CP alejada	-	55	55	55	55	55	55	-	-	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	45	55	45	55	45	45	45	45	45	55	55	55	55	55	45	45	-	
4200 - 4100	CT alejada	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55	55	-	-	55	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	45	55	45	-	-	-	-	-	-		
	CT inmediata	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	45	55	55	-	-	-	-	-	-		
	Mineral	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	45	55	55	-	-	-	-	-	-		
	CP inmediata	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	45	55	55	-	-	-	-	-	-		
	CP alejada	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55	55	-	-	55	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	45	55	55	-	-	-	-	-	-		

	Roca regular A	II	>60
	Roca regular A	IIIA	51 - 60
	Roca regular B	IIIB	41 - 50
	Roca mala A	IVA	31 - 40
	Roca mala B	IVB	21 - 30
	Roca muy mala	V	<21

Fuente: Departamento de Planeamiento

2.5.1 Distribución de discontinuidades

En los tres cuerpos mineralizados se identificó tres sistemas:

- Sistema 1, corresponde a la estratificación de alto buzamiento. Paralelo al rumbo del cuerpo mineralizado, la cual presenta condiciones desfavorables para la dirección de minado.
- Sistema 2, corresponde a fallas y diaclasas de alto buzamiento perpendicular al sistema 1, desfavorable para cualquier dirección de avance.
- Sistema 3, fallas menores y diaclasas de alto buzamiento.

En caso haya opción de elegir las direcciones óptimas de avance, es recomendable seguir las direcciones SW - NE o SEE - NWW o viceversa.

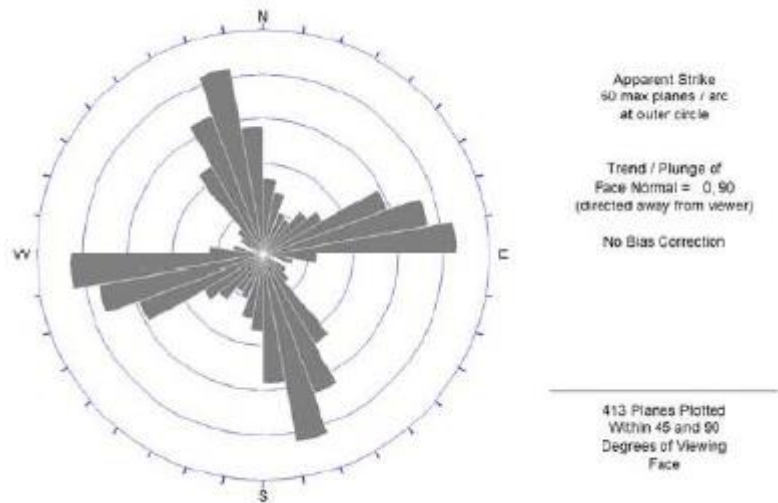


Figura 6. Diagrama de roseta del compuesto de discontinuidades
Fuente: Departamento de Planeamiento

2.5.2 Estabilidad estructuralmente controlada

Para las labores de avance alineadas con el rumbo de las estructuras mineralizadas y también las alineadas perpendicular a dicho rumbo, el arreglo estructural que presenta la masa rocosa hace que se formen cuñas en el techo y en las paredes de estas excavaciones. Las cuñas de las paredes son estables, mientras que las cuñas del techo son potencialmente inestables. Para los tajeos, el arreglo estructural de la masa rocosa mineralizada conforma cuñas grandes en el techo, pero no forman cuñas en las cajas.



Cuñas formadas en labores de avance

Cuñas formadas en los tajeos

Figura 7. Cuñas formadas en labores de avance y tajeos
Fuente: Departamento de Planeamiento

2.5.3 Aberturas máximas de las excavaciones y sostenimiento

Las excavaciones permanentes deben ubicarse en las cajas alejadas, y es recomendable que estén en la caja piso, en las calizas de *Chulec*, donde predomina la presencia de masas rocosas de calidad regular A -III A.

En el siguiente cuadro se muestran aberturas máximas que no requieren sostenimiento sistemático para determinado tiempo de exposición, pero cuando las dimensiones sean mayores a las mostradas y expuestas a mayor tiempo de exposición se deberá emplear un sostenimiento permanente.

Tabla 5. Aberturas máximas que no requieren sostenimiento sistemático

RMR	Tipo de Roca	Abertura Máxima (m)	Tiempo de exposición
>60	II	8.1	1 año – 2 años
51 - 60	III - A	5.2	5 meses a 10 meses
41 - 50	III - B	3.3	1 mes – 5 meses

Fuente: Departamento de Planeamiento

Para garantizar la estabilidad de las excavaciones permanentes se deberá aplicar un sostenimiento integral el cual puede ser en forma sistemática con barras helicoidales de 7 pies, pudiendo añadirse una capa de *shotcrete* de 2" de espesor reforzado con fibras de acero, alternativamente se podría añadir malla metálica según el tipo de roca.

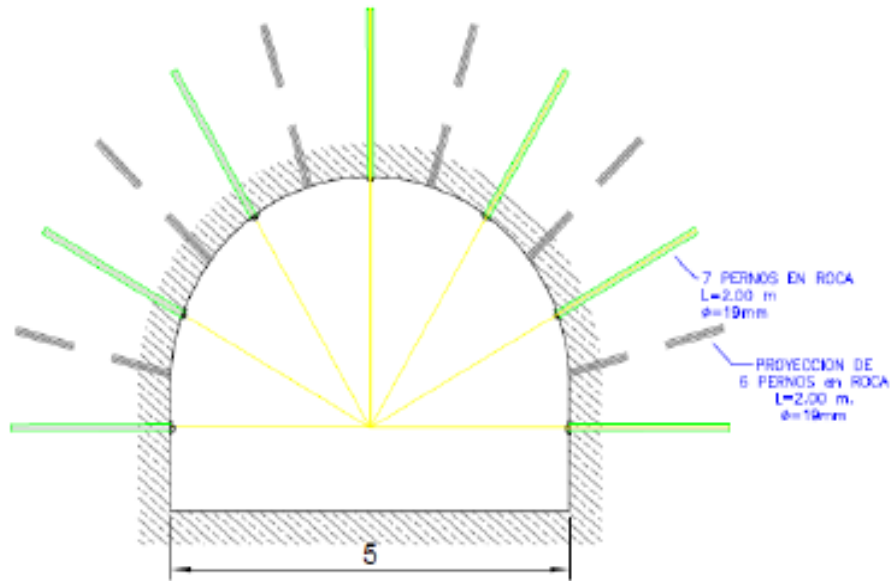


Figura 8. Diseño de sostenimiento con barras helicoidales

Fuente: Departamento de planeamiento

2.6 Bases teóricas del estudio

La aplicación del método de minado con taladros largos en la veta Magistral Centro – tajo 4,230 permitirá mejorar el incremento de tonelaje, con su consecuente reducción de costos. La metodología básica es definir el método de minado considerando para su evaluación las variables geológicas, geomecánicas, geometalúrgicas y económicas. El procedimiento por seguir es evaluar las variables operacionales que inciden en la recuperación de mineral y asociarla al plan de minado.

2.6.1 Minado

a. Descripción general de la mina

La mina está conformada por tres cuerpos: Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur. Se tiene la galería 4,580 con una longitud de laboreo de 708 m fue desarrollada antiguamente con dimensiones mínimas, menores a las proyectadas en el presente planeamiento. También se tiene parte del cuerpo Magistral Centro explotado antiguamente desde el Nv. 4,580 y en dónde se tiene una chimenea que comunica a superficie, que sirve para la extracción de aire viciado en la primera etapa de desarrollo y preparación de la mina. En el cuerpo Magistral Sur se tiene explotado la parte superficial por el método de tajo abierto hasta el Nv. 4,525

aproximadamente. Los cuerpos tienen una profundidad aproximada de 300 metros y estas están separadas longitudinalmente por zonas estériles; por lo tanto, no se tiene continuidad de mineralización. La infraestructura de la mina estará construida en calizas de la caja piso por presentar mejor calidad el macizo rocoso.

2.6.2 Diseño de la mina

La construcción de la infraestructura de la mina considera como aspectos principales la seguridad, operatividad y productividad. La mina está definida por 3 cuerpos mineralizados MN, MC y MS al inicio de la operación se consideró construir 3 rampas para cada cuerpo de sección 5.0 x 4.0 m. Además, se tiene chimeneas principales para la ventilación, chimeneas auxiliares de servicios (energía, agua, aire comprimido); la rampa y otros accesos en profundizando varía en función a la información geológica.

2.6.3 Infraestructura de la mina

Para garantizar la operatividad, seguridad y productividad de la mina, se tiene planeado desarrollar y construir la siguiente infraestructura. Inicialmente se tenía contemplado el acceso a los cuerpos magistrales por dos bocaminas, B/M Nv. 4,580 y B/M Nv. 4,540. Actualmente se tiene una tercera bocamina en el nivel 4,630, por aspectos de seguridad, sirve como un segundo acceso al cuerpo Magistral Norte.

Tabla 6. Resumen de infraestructura mina

Desarrollos primarios
Se tiene construido 03 bocaminas BM4630, BM4540 y BM 4580.
Se desarrolló 03 rampas principales para acceso a los 03 cuerpos (Rp. 4577 acceso a MN, Rp 4290 acceso a MC y Rp4005 acceso a MS)
Construcción de la RP3400, para acceder a las 3 zonas Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur en el NV4160.
Construcción de refugios de paso del personal cada 50m.
Se tiene 01 refugio de emergencia, ubicado en el Nv. 4370, 01 comedor en el Nv4370.
Adecuación de la chimenea principal de servicios y ruta de emergencia desde el Nv. 4370 hasta el Nv. 4300 y proyectándose.
Se tiene 01 cámara de bombeo permanente en el Nv4370 y auxiliares de operación. Nv. 4300, Nv. 4230.
Preparaciones
Preparación de By Pass por caja piso como acceso principal
Preparación de cruceros y ventanas para acceso a subniveles
Preparación de subniveles

Fuente: Departamento de Planeamiento

a) Desarrollos:

Rampa 4577, esta rampa está construida en calizas de la caja piso, con una sección de 5mx4m en forma de ocho, con gradiente promedio de 12%, longitudinalmente se ubica en el cuerpo Magistral Norte. Sirve de acceso a Magistral Norte.

Rampa 4005, esta rampa estará construida en calizas de la caja piso, con una sección de 5mx4m en forma de espiral, con gradiente promedio de 12%, longitudinalmente se ubica entre los cuerpos Magistral Centro y Magistral Sur. Esta rampa sirve de acceso a Magistral Centro y Magistral Sur.

Rampa 3400, esta rampa estará construida en calizas de la caja piso, con una sección de 5mx4m en forma de espiral, con gradiente promedio de 12%, longitudinalmente se ubica entre los cuerpos Magistral Centro y Magistral Norte. Esta rampa servirá de acceso a Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, desde donde se iniciará la construcción de los *By Pass* de preparación para dichos cuerpos. Su inicio está proyectado desde el Nv. 4,160.

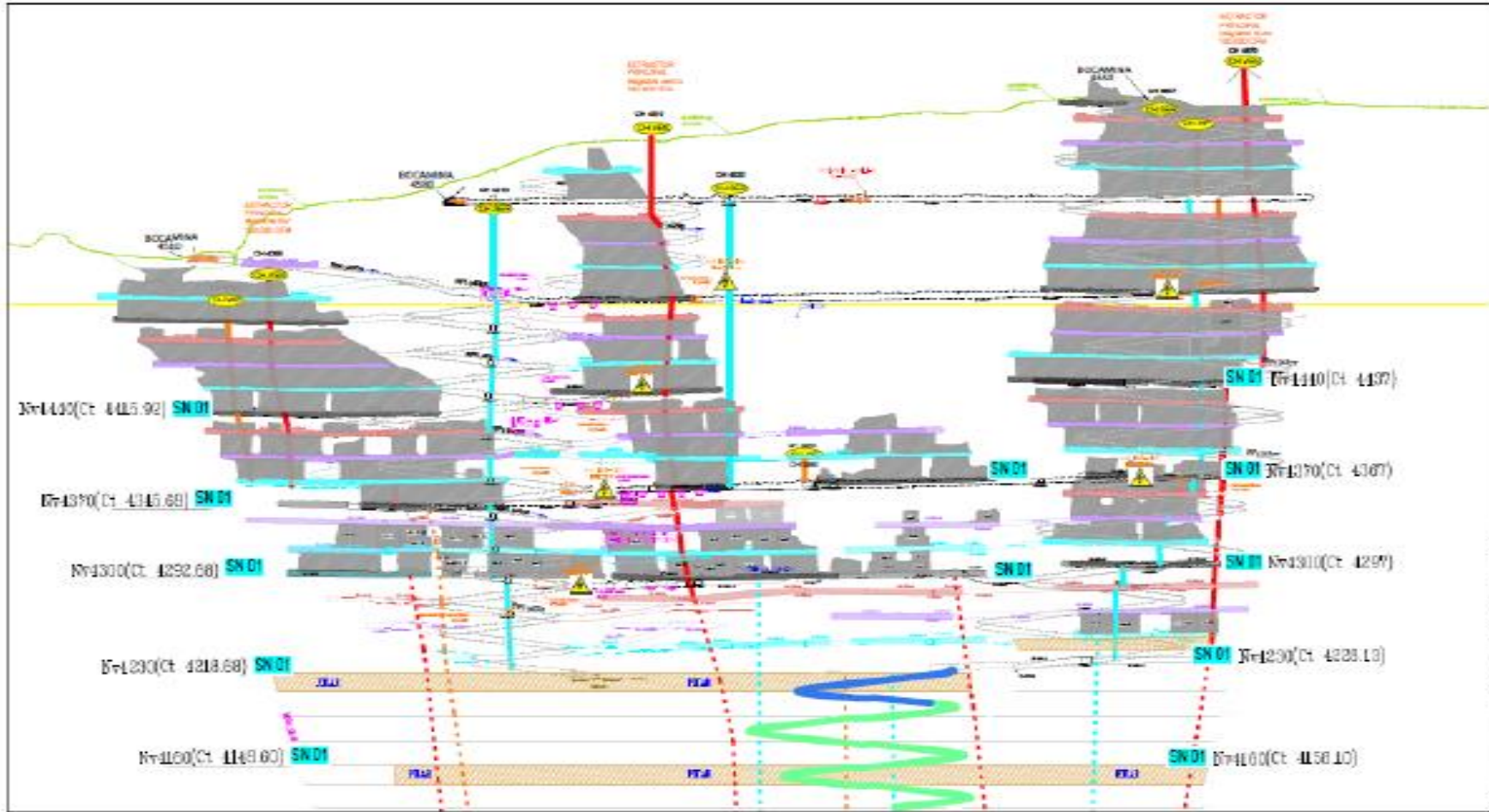


Figura 9. Plano de desarrollo mina
Fuente: Departamento de Planeamiento

2.7 Diseño de explotación

2.7.1 Consideraciones geomecánicas

Para realizar el diseño de explotación en la profundización se realizó una evaluación geomecánica en junio del 2017, determinando que el método de explotación adecuado considerando las características del yacimiento es el AVOCA o *Bench and Fill*.

2.7.2 Dimensionamiento de los tajeos

En los tres cuerpos se presentan calidades de Regular A (DE-III A), Regular B (III B), pero en el cuerpo MS se presenta además la calidad Mala A (IVA) de manera local. Al analizar la estabilidad del techo por el MGE, se ha estimado la longitud de los tajeos en el techo para cada potencia de minado propuesta.

Para la caja techo, otro aspecto importante es el buzamiento de la misma puesto que esta es la caja que está expuesta a mayor probabilidad de fallamiento. En tal sentido, los buzamientos menores incrementan la probabilidad de falla haciendo que la longitud del tajeo sea menor para contrarrestar la inestabilidad, en caso contrario, a medida que el buzamiento se hace subvertical, favorecerá la estabilidad de la caja techo y permitirá que se pueda tener algunos metros más de longitud. Bajo las consideraciones planteadas en los párrafos precedentes, se han realizado un número de análisis cuyo detalle de cálculo se indica en el siguiente cuadro donde se muestra el resumen los resultados obtenidos para cada cuerpo mineralizado.

Tabla 7. Dimensionamiento de tajeos

Calidad Buz.CT	Cond. Estab.	Ancho del tajeo =					Altura CT del tajeo =			
		7 m	10 m	13 m	16 m	20 m	14.5 m	18.5 m	22.5 m	26.5 m
Cuerpo: MAGISTRAL NORTE										
DE-III A (78°)	ESS	22	15	10	10	9	20	16	13	12
	ESO	75	45	30	23	18	70	38	30	24
	ECS	125	70	45	32	25	120	55	45	34
DE-III B (78°)	ESS	10	8	7	6	5	10	9	8	7
	ESO	50	28	19	15	13	30	23	19	16
	ECS	75	40	30	22	18	48	33	26	23
Cuerpo: MAGISTRAL CENTRO										
DE-III A (60°)	ESS	22	15	10	10	9	16	13	12	11
	ESO	75	45	30	23	18	55	32	26	21
	ECS	125	70	45	32	25	100	49	36	29
DE-III B (60°)	ESS	10	8	7	6	5	9	8	7	7
	ESO	50	28	19	15	13	25	20	16	14
	ECS	75	40	30	22	18	40	30	23	20
Cuerpo: MAGISTRAL SUR										
DE-III A (50°)	ESS	19	13	10	9	8				
	ESO	70	40	26	20	17				
	ECS	120	62	40	29	23				
DE-III B (50°)	ESS	9	7	6	5	5	8	7	6	6
	ESO	47	25	17	14	12	22	17	14	13
	ECS	65	36	26	20	17	34	26	20	18
DE-IV A (50°)	ESS	19	13	10	9	8	5	4	4	4
	ESO	70	40	26	20	17	16	13	11	10
	ECS	120	62	40	29	23	25	18	16	14
DE-III B (64°)	ESS						9	8	7	7
	ESO						25	20	16	14
	ECS						38	28	22	19
DE-IV A (64°)	ESS						5	5	4	4
	ESO						17	14	12	11
	ECS						27	19	17	15

Fuente: Departamento de Planeamiento

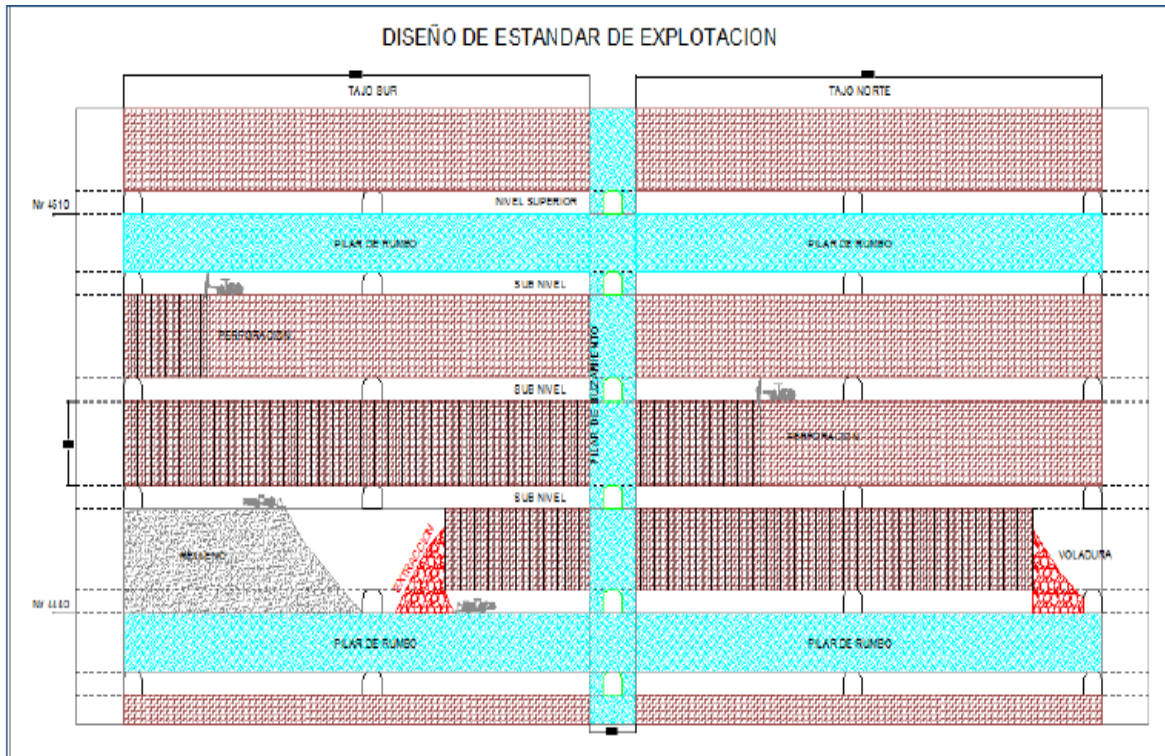


Figura 12. Diseño estándar de explotación
Fuente: Departamento de Planeamiento

2.8 Secuencia de método de minado

La preparación de bloques de 70 m será en descendente, formándose cuatro subniveles de explotación. La explotación de los bloques (tajeos) será en ascendente desde el subnivel uno al subnivel cuatro dejando un puente de corona respecto al bloque superior.

- a) Construcción de *by pass* de acceso a los cuerpos.
- b) Construcción de ventanas de acceso a los sub niveles, primero se realizará la ventana principal ubicado en la parte central del cuerpo a explotar y posteriormente las ventanas secundarias después de haber delimitado la longitud del cuerpo mineralizado.
- c) Construcción de los sub niveles, las dimensiones serán de 4m x 4m, para facilitar la operación del SIMBA durante la perforación. Para realizar la explotación de los tajeos se tendrá que tener preparado un subnivel inferior y un sub nivel superior.

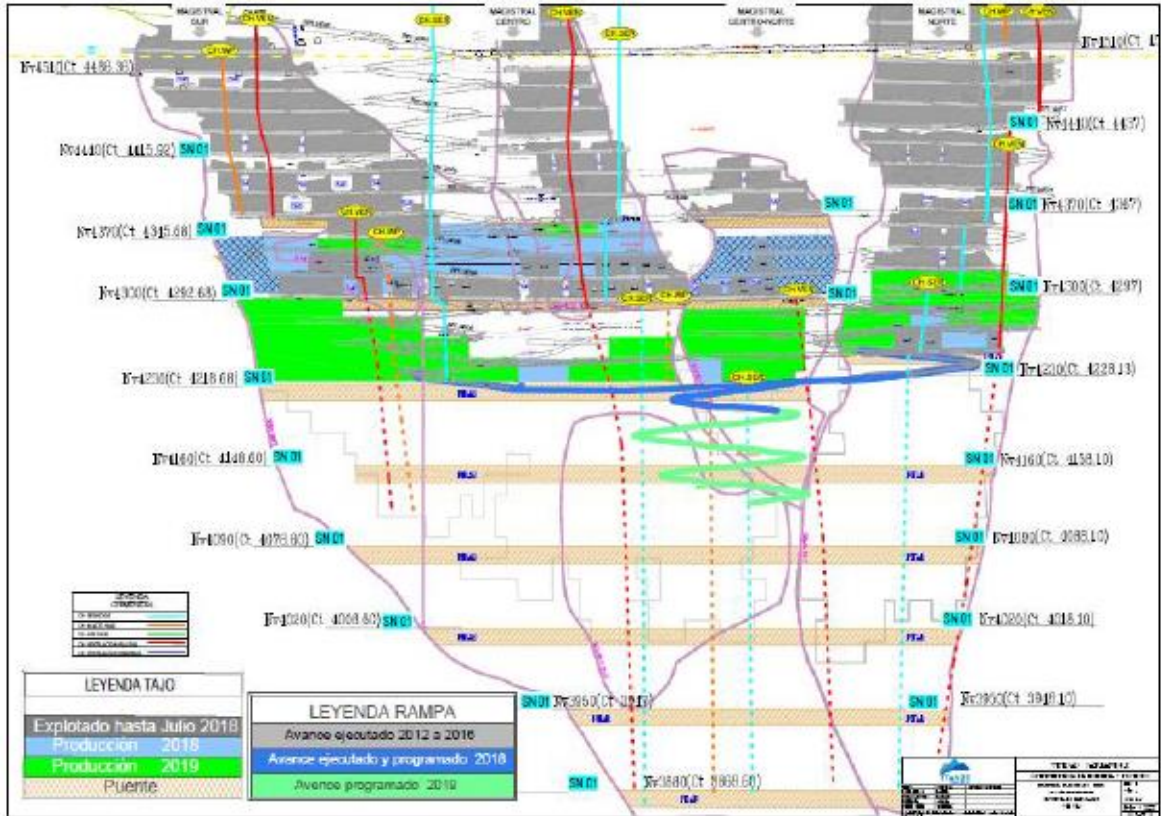


Figura 13. Diseño estándar de explotación
Fuente: Departamento de Planeamiento

2.9 Secuencia de minado

Las fases del ciclo de minado son: desate, sostenimiento, perforación, voladura, extracción, transporte y relleno. En cada una de ellas se tienen consideraciones especiales para un mejor control de la estabilidad de la roca y dilución del mineral: adecuados trazos de perforación, voladura por tramos cortos, buena fragmentación, con una extracción con equipo a control remoto de tal manera que se garantice la seguridad, operatividad y productividad.

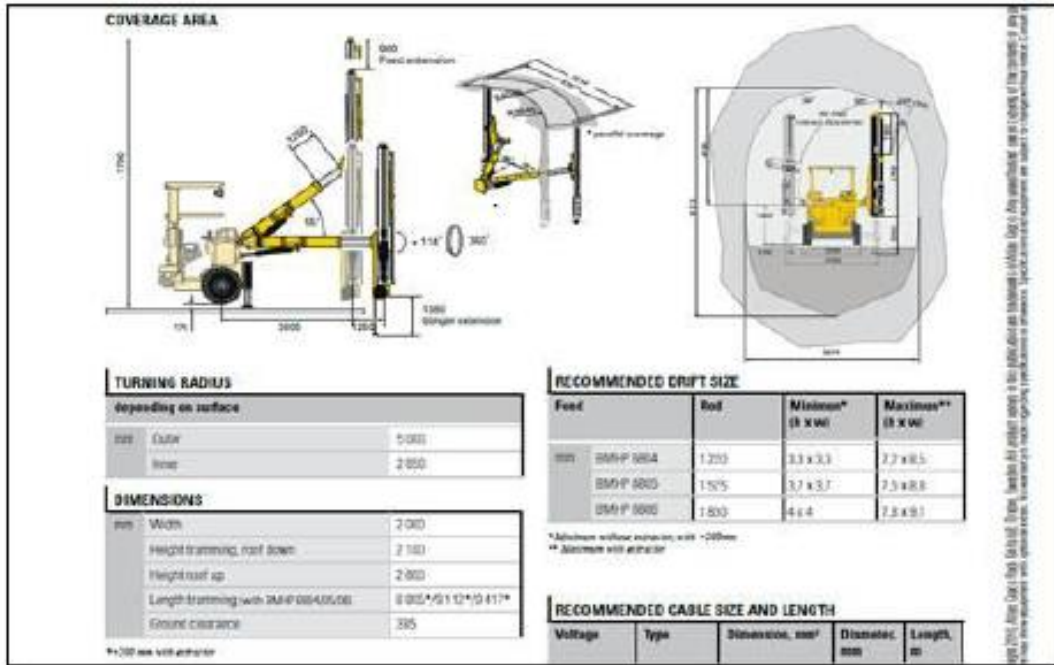
2.9.1 Desatado

Antes de la perforación se realiza el desatado de rocas en el techo y los hastiales con el *scaler*. La altura del techo para la perforación será de 4 m, considerando que es la altura estándar para la perforación con el Simba.

2.9.2 Perforación en tajos

La perforación se realizará con equipos denominados Simba modelo S7D. La misma se realizará desde los sub niveles de preparación, de acuerdo a las

características del equipo para lograr la mayor recuperación de los bloques de mineral. La dimensión de los subniveles es de 4mx4m.



Marca	Atlas Copco
Modelo	Simba S7D
Perforadoras	COP - 1838 ME
Voltaje	440 V
Presión de rotación	30 - 50 Bares
Presión de percusión	150 - 200 Bares
Presión de agua	10 - 12 Bares
Velocidad de penetración	1.5 min/m
Disponibilidad	90%
Rendimiento	190 m/día

Accesorios de Perforación

Longitud de Barras	5 pies
Brocas de botones	64 mm

Parámetros de Perforación

Malla de perforación	1.50 x 1.50 m
Longitud de taladros	16 m
Diseño de perforación	Paralelos y dirigidos
Angulo de inclinación	70° (según buzamiento)
Altura de corte	15 m (vertical)
Rotura por taladro	94 Tm/tal
Tonelaje perforado	1195 Tn/día
Tonelaje por metro	4.07 Tn/m

Figura 14. Equipos de perforación Simba S7D
Fuente: Departamento de Planeamiento

2.9.3 Voladura

Para realizar la voladura se está considerando la utilización de los siguientes explosivos y accesorios.

Tabla 8. Accesorios de voladura

Anfo
Emulsión
Guía ensamblada (12 pies)
Guía ensamblada (6 pies)
Pentacord 5P
Mecha rápida
Detonador no eléctrico de 4,8 m
Detonador no eléctrico de 17 m

Parámetros de voladuras de tajeos	
Tipo de roca	III B/RMR 41-50
Densidad	3.7 (mineral)
Dimensiones de tajeo	100x15x15 m
Longitud de perforación	16 m
Diámetro de perforación	64 mm
Malla	1.5 x 1.5 (BxE)
Rendimiento	4.07t/m
Factor de potencia	0.64 kg-explosivo/t rota

Fuente: Departamento de Planeamiento

2.9.4 Acarreo

Para realizar el acarreo de los tajeos de producción se está considerando la utilización de *Scooptram* de 6 yd³ a control remoto. El acarreo se realizará a un mismo nivel, iniciando en los tajeos de producción y siendo su destino final la cámara de carguío donde es cargado mediante *scoop* a camiones de 14 m³ para su evacuación.

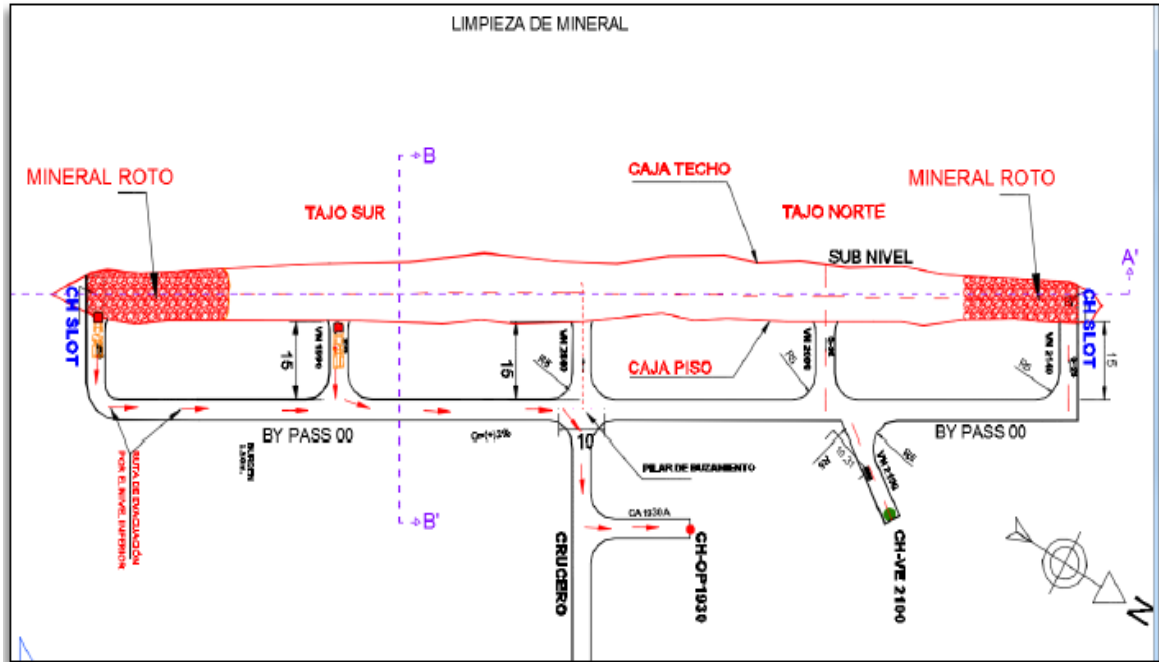


Figura 15. Diagrama del sistema de acarreo
Fuente: Departamento de Planeamiento

2.9.5 Transporte:

Para realizar el transporte de mineral se está considerando la utilización de volquetes de 12 m³ a 14 m³ de capacidad, las secciones por donde van a transitar dichos equipos serán de 5mx4m. El transporte se inicia en las cámaras de carguío ubicado en cada subnivel siendo su punto final el *Stock Pile* cuando es mineral y el *Waste Dam* cuando es desmonte.

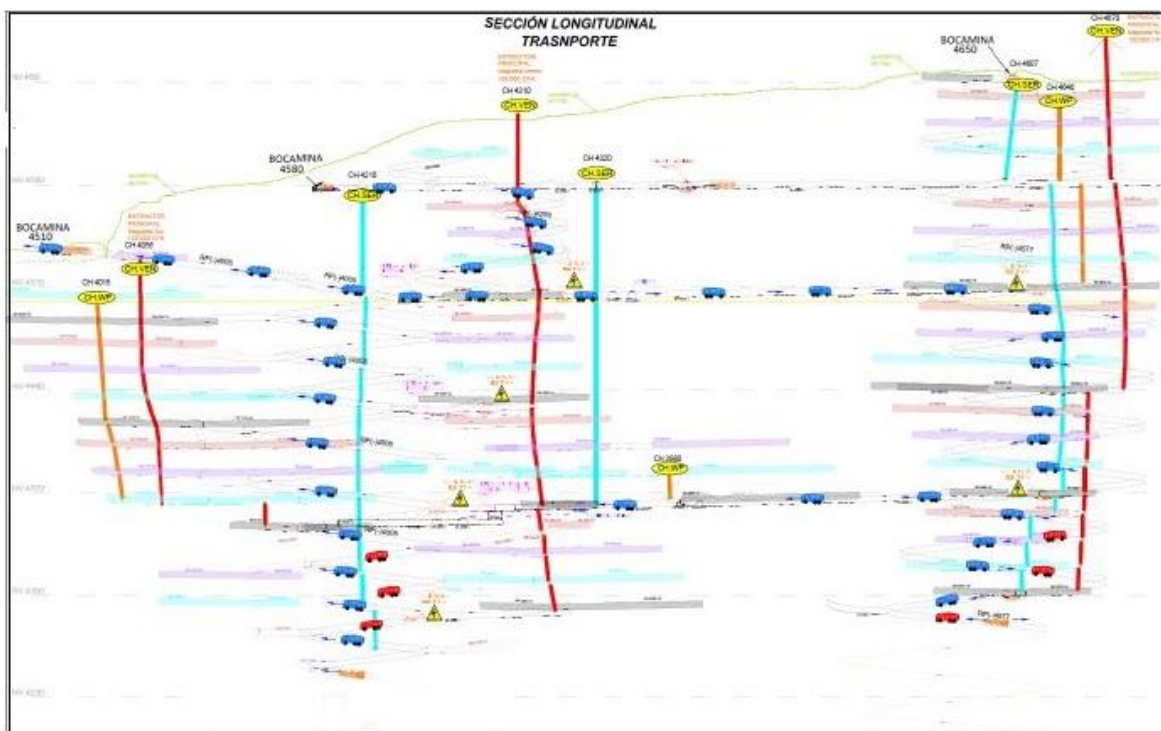


Figura 16. Diagrama del sistema de transporte
Fuente: Departamento de Planeamiento

2.10 Cronograma de desarrollo y preparación 2018 – 2019

Tabla 9. Desarrollo y preparación 2018

Metas Físicas	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total 2018
Desarrollo primario	512	627	461	394	483	439	635	572	106	535	361	457	5,581
Preparación	320	290	225	281	145	173	147	194	17	260	448	348	2,848
Desarrollo exploratorio	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Desarrollo primario vertical	15	0	23	56	7	15	15	36	7	45	60	30	309
Preparación vertical	44	91	26	61	76	49	51	33	37	60	60	60	648
TOTAL	891	1,008	735	792	711	676	848	835	167	900	929	895	9,387

Fuente: Departamento de Planeamiento

Tabla 10. Desarrollo y preparación 2019

Metas Físicas	ene-19	feb-19	mar-19	abr-19	may-19	jun-19	jul-19	ago-19	sep-19	oct-19	nov-19	dic-19	Total 2019
Desarrollo primario	349	396	425	449	434	458	364	456	451	455	348	434	5,019
Preparación	225	166	155	128	135	122	205	130	116	115	218	127	1,842
Desarrollo exploratorio	50	50	50	0	0	0	0	0	0	0	0	0	150
Desarrollo primario vertical	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	720
Preparación vertical	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	720
TOTAL	744	732	750	697	689	700	689	706	687	690	686	681	8,451

Fuente: Departamento de Planeamiento

2.11 Cronograma de producción 2018 – 2019

Tabla 11. Producción 2018

Producción	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total 2018
Tajos	24,728	33,592	32,642	37,465	40,599	43,971	43,679	39,995	7,820	31,687	42,586	41,311	420,075
Desquinche	25,158	5,125	24,513	13,690	19,257	16,192	16,313	20,149	11,187	23,046	1,991	8,512	185,133
Avances	18,632	21,996	13,687	15,860	9,378	10,711	10,386	10,137	1,333	13,000	20,550	17,400	163,070
Total	68,518	60,713	70,842	67,015	69,234	70,874	70,378	70,281	20,340	67,733	65,127	67,223	768,278

Fuente: Departamento de planeamiento

Tabla 12. Producción 2019

Producción	ene-19	feb-19	mar-19	abr-19	may-19	jun-19	jul-19	ago-19	sep-19	oct-19	nov-19	dic-19	Total 2019
Tajos	39,177	42,946	48,941	46,864	53,174	58,080	52,553	50,673	51,698	55,108	56,581	55,595	611,390
Desquinche	21,384	13,106	14,689	15,682	10,515	5,301	8,357	14,429	11,324	10,636	2,931	9,698	138,052
Avances	11,250	8,300	7,750	6,400	6,750	6,100	10,250	6,500	5,800	5,750	10,100	6,350	91,300
Total	71,811	64,352	71,380	68,946	70,439	69,481	71,160	71,602	68,822	71,494	69,612	71,643	840,742

Fuente: Departamento de Planeamiento

2.12 Consideraciones técnicas de recuperación de mineral

De acuerdo con el plan de minado 2019, la recuperación de mineral es de 841,742 toneladas considerando el aporte de mineral de tajeos, desquinche y avances. El presente estudio evalúa el aporte de mineral del tajo 4,230 durante el periodo 2019, considerando la rotura según diseño, rotura real, dilución y recuperación de mineral.

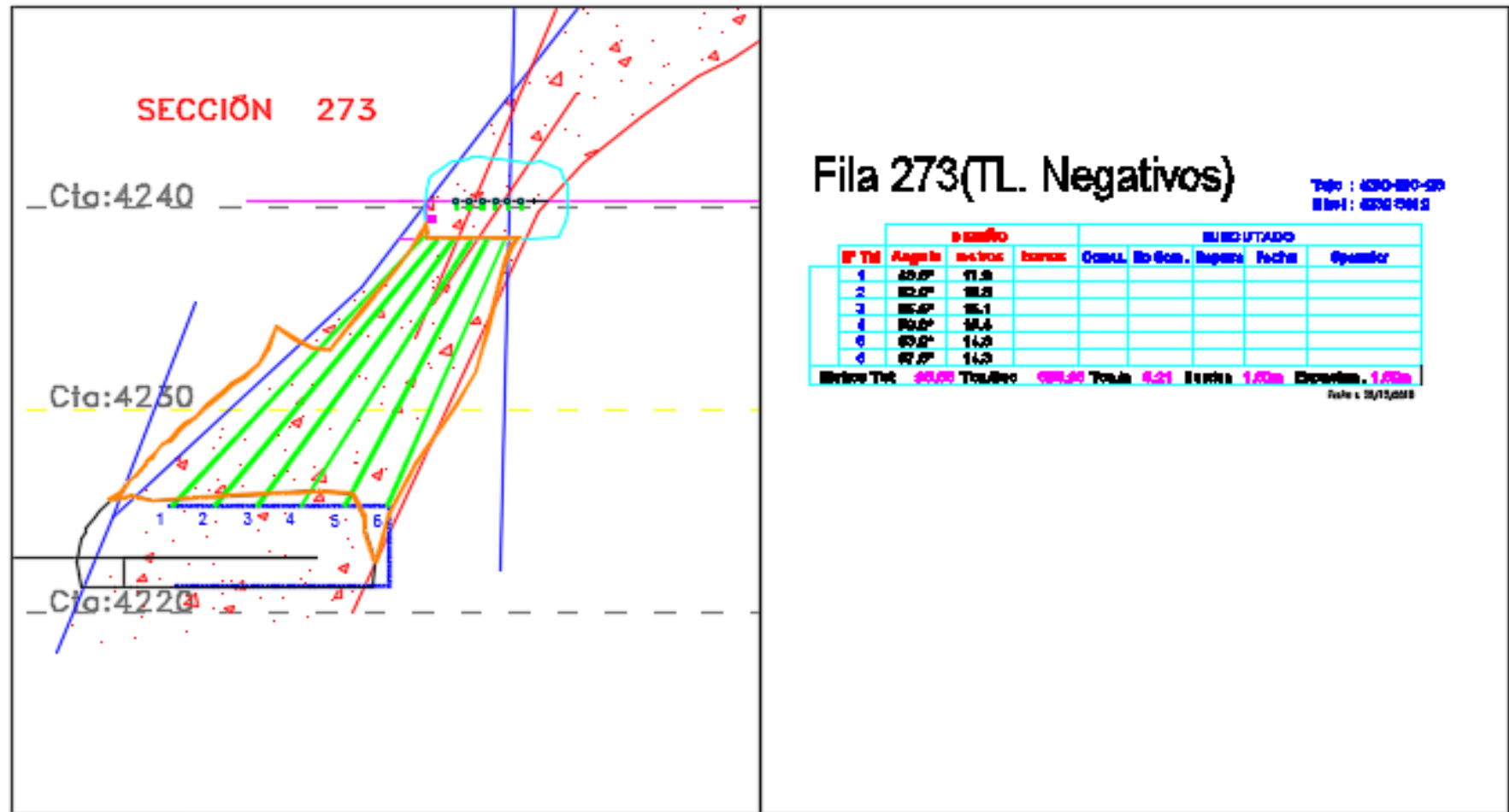


Figura 17. Perfil de rotura del tajo 4,230
Fuente: Departamento de Planeamiento

Tabla 13. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 98.32 % - enero 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-1N enero 2019															
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			%Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección	
N° Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección
F264	220.12	1.50		157.51	1.50		68.78	1.50		6.16	1.50			0.00	
F265	215.85	1.50	326.98	154.78	1.50	234.21	61.66	1.50	97.83	0.57	1.50	5.05	42.69%	229.16	97.84%
F266	197.67	1.50	310.15	153.24	1.50	231.01	44.92	1.50	79.93	0.49	1.50	0.79	34.72%	230.22	99.66%
F267	186.20	1.50	287.90	141.90	1.50	221.35	47.30	1.50	69.17	3.02	1.50	2.63	31.62%	218.72	98.81%
F268	179.54	1.50	274.31	133.87	1.50	206.82	46.69	1.50	70.50	1.02	1.50	3.02	34.59%	203.80	98.54%
F269	181.74	1.50	270.96	128.96	1.50	197.12	52.78	1.50	74.60	0.00	1.50	0.76	37.99%	196.36	99.61%
F270	171.18	1.50	264.69	126.57	1.50	191.65	45.22	1.50	73.50	0.61	1.50	0.46	38.44%	191.19	99.76%
F271	152.71	1.50	242.92	125.83	1.50	189.30	28.50	1.50	55.29	1.62	1.50	1.67	29.47%	187.63	99.12%
F272	144.14	1.50	222.64	128.72	1.50	190.91	21.05	1.50	37.16	5.62	1.50	5.43	20.03%	185.48	97.15%
F273	120.75	1.50	198.66	118.53	1.50	185.43	11.47	1.50	24.38	9.25	1.50	11.15	13.99%	174.28	93.99%
Total: volumen			2,399	Total: volumen		1,847.81	Total: volumen		582.36	Total: volumen		30.97	32.05%	1,816.84	98.32%

Fuente: elaboración propia

Tabla 14. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 88.94 % - febrero 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-1N febrero 2019																		
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección				
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección			
F281	97.51	1.60		135.84	1.60		0.86	1.60		39.19	1.60			0.00				
F282	125.48	1.60	178.39	139.52	1.60	220.29	4.65	1.60	4.41	18.69	1.60	46.30	2.53%	173.99	78.98%			
F283	137.88	1.60	210.69	136.98	1.60	221.20	8.12	1.60	10.22	7.21	1.60	20.72	5.10%	200.48	90.63%			
F284	135.10	1.60	218.38	147.76	1.60	227.79	4.86	1.60	10.38	17.52	1.60	19.78	4.99%	208.00	91.31%			
F286	133.83	1.60	215.14	132.04	1.60	223.84	6.28	1.60	8.92	4.50	1.60	17.61	4.32%	206.22	92.13%			
F287	131.46	1.60	212.23	127.04	1.60	207.27	8.51	1.60	11.83	4.09	1.60	6.87	5.90%	200.40	96.69%			
F288	125.67	1.60	205.70	126.99	1.60	203.23	6.44	1.60	11.95	7.76	1.60	9.48	6.17%	193.75	95.33%			
F289	123.37	1.60	199.22	132.92	1.60	207.93	2.69	1.60	7.30	12.24	1.60	16.00	3.80%	191.93	92.30%			
F290	119.76	1.60	194.50	132.47	1.60	212.31	0.22	1.60	2.32	12.93	1.60	20.13	1.21%	192.18	90.52%			
F291	116.94	1.60	189.36	127.53	1.60	207.99	5.81	1.60	4.82	16.39	1.60	23.45	2.61%	184.54	88.72%			
F292	114.12	1.60	184.85	122.80	1.60	200.26	5.04	1.60	8.68	13.72	1.60	24.09	4.93%	176.18	87.97%			
F293	112.41	1.60	181.22	131.89	1.60	203.75	1.80	1.60	5.47	21.28	1.60	28.00	3.11%	175.76	86.26%			
F294	106.62	1.60	175.22	122.99	1.60	203.91	1.68	1.60	2.78	18.05	1.60	31.46	1.61%	172.44	84.57%			
F295	107.83	1.60	171.56	138.37	1.60	209.09	1.58	1.60	2.60	32.12	1.60	40.14	1.54%	168.96	80.81%			
Total: volumen			2,536.47	Total: volumen			2,748.85	Total: volumen			91.67	Total: volumen			304.04	3.75%	2,444.80	89%

Fuente: elaboración propia

Tabla 15. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 89.56 % - marzo 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-1N marzo 2019															
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección	
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección
F245	65.35	1.60		79.17	1.60		1.17	1.60		14.99	1.60		0.00		
F244	66.18	1.60	105.22	78.98	1.60	126.52	1.67	1.60	2.27	14.47	1.60	23.57	2.21%	102.95	81.37%
F243	65.48	1.60	105.33	69.79	1.60	119.01	3.40	1.60	4.05	7.70	1.60	17.73	4.00%	101.28	85.10%
F242	63.56	1.60	103.23	71.74	1.60	113.22	3.91	1.60	5.84	12.09	1.60	15.83	6.00%	97.39	86.02%
F241	63.03	1.60	101.28	65.11	1.60	109.48	4.48	1.60	6.71	6.56	1.60	14.92	7.10%	94.56	86.37%
F240	68.60	1.60	105.31	75.72	1.60	112.66	3.39	1.60	6.30	10.51	1.60	13.65	6.36%	99.01	87.88%
F239	72.43	1.60	112.82	80.43	1.60	124.91	3.38	1.60	5.41	11.37	1.60	17.50	5.04%	107.41	85.99%
F238	72.32	1.60	115.80	79.06	1.60	127.59	5.60	1.60	7.18	12.33	1.60	18.96	6.61%	108.62	85.14%
F237	66.23	1.60	110.84	69.39	1.60	118.76	4.14	1.60	7.79	7.31	1.60	15.71	7.56%	103.05	86.77%
F235	61.67	1.60	102.32	72.82	1.60	113.77	2.31	1.60	5.17	13.46	1.60	16.62	5.32%	97.15	85.40%
F234	65.71	1.60	101.90	68.63	1.60	113.16	4.10	1.60	5.13	7.03	1.60	16.39	5.30%	96.77	85.52%
F233	68.72	1.60	107.54	66.21	1.60	107.88	7.01	1.60	8.89	4.51	1.60	9.22	9.01%	98.65	91.45%
F232	72.56	1.60	113.02	66.31	1.60	106.02	7.65	1.60	11.73	1.39	1.60	4.72	11.58%	101.30	95.55%
F231	72.92	1.60	116.38	68.33	1.60	107.71	9.23	1.60	13.50	4.65	1.60	4.83	13.13%	102.88	95.52%
F230	70.78	1.60	114.96	59.36	1.60	102.15	11.58	1.60	16.65	0.16	1.60	3.85	16.94%	98.31	96.23%
F229	73.10	1.60	115.10	63.94	1.60	98.64	11.42	1.60	18.40	2.26	1.60	1.94	19.03%	96.70	98.04%
F228	77.63	1.60	120.59	74.01	1.60	110.36	10.20	1.60	17.30	6.58	1.60	7.07	16.75%	103.29	93.59%
F227	86.25	1.60	131.10	80.22	1.60	123.38	13.23	1.60	18.75	7.20	1.60	11.03	16.69%	112.35	91.06%
F226	86.10	1.60	137.88	86.30	1.60	133.22	10.32	1.60	18.84	10.52	1.60	14.18	15.83%	119.04	89.36%
F225	114.93	1.60	160.82	86.70	1.60	138.40	35.61	1.60	36.74	7.37	1.60	14.32	29.61%	124.08	89.66%
F224	115.18	1.60	184.09	87.36	1.60	139.25	37.05	1.60	58.12	9.23	1.60	13.28	46.14%	125.96	90.46%
F223	111.21	1.60	181.11	79.67	1.60	133.63	36.07	1.60	58.49	4.53	1.60	11.01	47.70%	122.62	91.76%
F222	92.72	1.60	163.14	89.04	1.60	134.97	12.71	1.60	39.02	9.04	1.60	10.85	31.44%	124.11	91.96%
F221	85.17	1.60	142.31	79.78	1.60	135.06	8.78	1.60	17.19	3.39	1.60	9.94	13.74%	125.11	92.64%
Total: volumen			2,852.10	Total: volumen		2,749.73	Total: volumen		389.49	Total: volumen		287.12	15.82%	2,462.61	89.56%

Fuente: elaboración propia

Tabla 16. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 80.39 % - abril 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-1N abril 2019															
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección	
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección
F221	87.90	1.60		80.08	1.60		10.58	1.60		2.75	1.60			0.00	
F219	89.66	1.60	142.05	84.12	1.60	131.36	7.70	1.60	14.62	2.17	1.60	3.94	11.48%	127.43	97.00%
F218	86.65	1.60	141.05	83.53	1.60	134.12	4.71	1.60	9.93	1.60	1.60	3.01	7.58%	131.12	97.76%
F217	97.14	1.60	147.03	79.60	1.60	130.50	20.00	1.60	19.77	2.40	1.60	3.20	15.53%	127.31	97.55%
F216	94.34	1.60	153.18	93.35	1.60	138.35	12.46	1.60	25.97	11.49	1.60	11.11	20.41%	127.24	91.9r/0
F215	80.05	1.60	139.51	53.91	1.60	117.81	26.61	1.60	31.25	0.51	1.60	9.60	28.88%	108.20	91.85%
F214	74.13	1.60	123.34	53.19	1.60	85.68	20.94	1.60	38.04	0.00	1.60	0.41	44.61%	85.27	99.52%
F213	71.02	1.60	116.12	54.54	1.60	86.18	16.89	1.60	30.26	0.37	1.60	0.30	35.24%	85.88	99.66%
F212	65.86	1.60	109.50	54.21	1.60	86.99	11.49	1.60	22.70	0.00	1.60	0.30	26.19%	86.70	99.66%
F211	36.04	1.60	81.52	51.02	1.60	84.18	6.22	1.60	14.17	21.20	1.60	16.96	21.07%	67.22	79.86%
F210	23.63	1.60	47.73	46.38	1.60	77.92	3.46	1.60	7.74	26.59	1.60	38.23	19.50%	39.69	50.94%
F209	16.21	1.60	31.87	47.86	1.60	75.39	0.82	1.60	3.42	32.82	1.60	47.53	12.28%	27.86	36.95%
F208	9.04	1.60	20.20	46.79	1.60	75.72	0.00	1.60	0.66	37.73	1.60	56.44	3.40%	19.28	25.46%
F207	7.37	1.60	13.13	49.88	1.60	77.34	0.00	1.60	0.00	42.49	1.60	64.18	0.00%	13.16	17.02%
Total: volumen			1,266.23	Total: volumen		1,301.54	Total: volumen		218.54	Total: volumen		255.19	20.89%	1,046.35	80.39%

Fuente: elaboración propia

Tabla 17. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 95.60 % - mayo 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-1S mayo 2019															
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección	
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección
F324	214.88	1.50		205.32	1.50		13.29	1.50		3.73	1.50				
F323	201.67	1.50	312.41	197.56	1.50	302.16	8.30	1.50	16.19	4.19	1.50	5.94	5.47%	296.22	98.03%
F322	192.16	1.50	295.37	196.69	1.50	295.68	2.56	1.50	8.14	7.09	1.50	8.45	2.83%	287.23	97.14%
F321	203.57	1.50	296.80	197.07	1.50	295.32	11.59	1.50	10.61	5.09	1.50	9.13	3.71%	286.19	96.91%
F320	205.67	1.50	306.93	183.74	1.50	285.61	26.28	1.50	28.41	4.35	1.50	7.08	10.20%	278.53	97.52%
F319	208.95	1.50	310.96	190.65	1.50	280.79	19.54	1.50	34.37	1.24	1.50	4.19	12.42%	276.60	98.51%
F318	209.27	1.50	313.66	183.90	1.50	280.91	25.37	1.50	33.68	0.00	1.50	0.93	12.03%	279.98	99.67%
F317	201.83	1.50	308.33	188.67	1.50	279.43	13.16	1.50	28.90	0.00	1.50	0.00	10.34%	279.43	100.00%
F316	198.29	1.50	300.09	181.41	1.50	277.56	16.94	1.50	22.58	0.07	1.50	0.05	8.14%	277.51	99.98%
F315	215.53	1.50	310.36	204.42	1.50	289.37	29.04	1.50	34.49	17.93	1.50	13.49	12.50%	275.88	95.34%
F314	206.81	1.60	337.87	212.97	1.60	333.91	14.93	1.60	35.17	21.09	1.60	31.21	11.62%	302.70	90.65%
F313	202.48	1.60	327.43	209.33	1.60	337.84	18.23	1.60	26.52	25.07	1.60	36.93	8.81%	300.91	89.07%
F312	205.60	1.60	326.47	229.25	1.60	350.86	2.77	1.60	16.30	26.45	1.60	41.22	5.43%	309.65	88.25%
Total: volumen			3,746.68	Total: volumen		3,609.44	Total: volumen		295.85	Total: volumen		158.54	8.57%	3,450.81	95.60%

Fuente: elaboración propia

Tabla 18. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 80.65 % - junio 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-2S junio 2019															
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección	
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección
F292	124.11	1.60		137.37	1.60		0.64	1.60		13.91	1.60		0.00		
F291	127.04	1.60	200.92	136.49	1.60	219.09	3.43	1.60	3.26	12.93	1.60	21.47	1.65%	197.62	90.20%
F290	120.69	1.60	198.18	126.73	1.60	210.57	4.38	1.60	6.25	10.42	1.60	18.68	3.26%	191.89	91.13%
F289	114.36	1.60	188.04	123.15	1.60	199.90	5.53	1.60	7.93	14.31	1.60	19.78	4.40%	180.11	90.10%
F288	111.22	1.60	180.47	107.67	1.60	184.65	6.13	1.60	9.33	2.58	1.60	13.51	5.45%	171.14	92.68%
F287	107.80	1.60	175.22	108.39	1.60	172.84	3.64	1.60	7.82	4.23	1.60	5.44	4.67/0	167.40	96.85%
F288	125.67	1.60	205.70	126.99	1.60	203.23	6.44	1.60	11.95	7.76	1.60		6.17%	193.75	95.33%
F286	99.19	1.60	165.59	103.00	1.60	169.11	6.48	1.60	8.10	10.29	1.60	11.62	5.14%	157.50	93.13%
F285	102.36	1.60	161.24	99.93	1.60	162.35	8.15	1.60	11.70	5.72	1.60	12.81	7.83%	149.54	92.11%
F284	102.36	1.60	163.77	97.54	1.60	157.98	7.63	1.60	12.62	2.83	1.60	6.84	8.35%	151.14	95.6r/0
F283	100.84	1.60	162.56	101.07	1.60	158.89	3.79	1.60	9.14	4.02	1.60	5.48	5.96%	153.41	96.55%
F282	120.50	1.60	177.07	103.78	1.60	163.88	20.05	1.60	19.07	3.33	1.60	5.88	12.07%	158.00	96.41%
F281	98.03	1.60	174.82	108.86	1.60	170.11	1.53	1.60	17.26	12.34	1.60	12.53	10.96%	157.58	92.63%
F280	94.62	1.60	154.12	128.21	1.60	189.65	0.78	1.60	1.85	34.49	1.60	37.46	1.21%	152.19	80.25%
F279	96.67	1.60	153.03	129.12	1.60	205.86	4.02	1.60	3.84	36.46	1.60	56.76	2.58%	149.10	72.43%
F278	107.87	1.60	163.63	149.40	1.60	222.81	4.00	1.60	6.42	45.54	1.60	65.60	4.08%	157.22	70.56%
F277	107.98	1.60	172.68	150.11	1.60	239.60	4.39	1.60	6.71	46.28	1.60	73.46	4.04%	166.15	69.34%
F276	111.09	1.60	175.25	160.51	1.60	248.49	6.63	1.60	8.82	56.19	1.60	81.98	5.30%	166.51	67.01%
F275	102.67	1.60	171.01	163.15	1.60	258.92	4.66	1.60	9.03	65.19	1.60	97.11	5.58%	161.81	62.50%
F274	30.76	1.60	106.74	147.03	1.60	248.14	2.07	1.60	5.38	113.46	1.60	146.92	5.32%	101.22	40.79%
Total: volumen			3,044.32	Total: volumen		3582.84	Total: volumen		154.53	Total: volumen		693.32	5.35%	2,889.52	80.85.%

Fuente: elaboración propia

Tabla 19. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 90.71 % - julio 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-2S julio 2019 (Recuperación)																		
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección				
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección			
F292	131.11	1.60		137.23	1.60		3.19	1.60		9.32	1.60			0.00				
F293	131.10	1.60	209.77	130.42	1.60	214.12	4.89	1.60	6.46	4.20	1.60	10.81	3.18%	203.31	94.95%			
F294	124.72	1.60	204.66	130.61	1.60	208.82	4.42	1.60	7.44	10.31	1.60	11.60	3.78%	197.21	94.44%			
F295	120.04	1.60	195.81	132.09	1.60	210.16	7.73	1.60	9.72	16.78	1.60	21.67	5.16%	188.49	89.69%			
F296	122.48	1.60	194.02	127.55	1.60	207.71	6.03	1.60	11.01	11.10	1.60	22.31	5.94%	185.41	89.26%			
F297	116.44	1.60	191.14	117.74	1.60	196.23	8.25	1.60	11.42	9.55	1.60	16.52	6.36%	179.71	91.58%			
F298	111.13	1.60	182.05	123.93	1.60	193.34	4.39	1.60	10.11	17.19	1.60	21.39	5.88%	171.94	88.93%			
F299	114.91	1.60	180.83	115.32	1.60	191.40	11.41	1.60	12.63	11.82	1.60	23.21	7.51%	168.20	87.88%			
F300	110.96	1.60	180.70	122.32	1.60	190.11	4.69	1.60	12.88	16.05	1.60	22.29	7.67%	167.82	88.27%			
Total: volumen			1,538.97	Total: volumen			1,611.90	Total: volumen			81.68	Total: volumen			149.81	5.59%	1,462.09	90.71%

Fuente: elaboración propia

Tabla 20. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 87.95% - agosto 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-1S agosto 2019															
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección	
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección
F364	149.75	S		155.67	1.60		3.89	1.60		9.82	1.60			0.00	
F363	149.31	1.60	239.25	169.24	1.60	259.93	2.13	1.60	4.82	22.07	1.60	25.50	2.05%	234.43	90.19%
F362	150.16	1.60	239.57	167.09	1.60	269.07	4.54	1.60	5.33	21.48	1.60	34.83	2.28%	234.24	87.05%
F361	172.12	1.60	257.82	197.87	1.60	291.97	1.01	1.60	4.44	26.77	1.60	38.59	1.75%	253.38	86.78%
			736.64			820.98			14.59			98.93	2.02%	722.05	87.95%

Fuente: elaboración propia

Tabla 21. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 90.71 % - setiembre 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-2S setiembre 2019 (Recuperación)																		
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección				
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección			
F352	130.12	1.60		137.23	1.60		3.19	1.60		9.32	1.60			0.00				
F353	131.45	1.60	209.26	130.42	1.60	214.12	4.89	1.60	6.46	4.20	1.60	10.81	3.18%	203.31	94.95%			
F354	125.72	1.60	205.74	130.61	1.60	208.82	4.42	1.60	7.44	10.31	1.60	11.60	3.78%	197.21	94.44%			
F355	120.04	1.60	196.61	132.09	1.60	210.16	7.73	1.60	9.72	16.78	1.60	21.67	5.16%	188.49	89.69%			
F356	123.48	1.60	194.82	127.55	1.60	207.71	6.03	1.60	11.01	11.10	1.60	22.31	5.94%	185.41	89.26%			
F357	116.44	1.60	191.94	117.74	1.60	196.23	8.25	1.60	11.42	9.55	1.60	16.52	6.36%	179.71	91.58%			
F358	111.13	1.60	182.05	123.93	1.60	193.34	4.39	1.60	10.11	17.19	1.60	21.39	5.88%	171.94	88.93%			
F359	114.91	1.60	180.83	115.32	1.60	191.40	11.41	1.60	12.63	11.82	1.60	23.21	7.51%	168.20	87.88%			
F360	110.95	1.60	180.69	122.32	1.60	190.11	4.69	1.60	12.88	16.05	1.60	22.29	7.67/0	167.82	88.27/0			
Total: volumen			1,541.93	Total: volumen			1,611.90	Total: volumen			81.68	Total: volumen			149.81	5.59%	1,462.09	90.71%

Fuente: elaboración propia

Tabla 22. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 88.75% - octubre 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-1S octubre 2018															
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección	
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección
F22	68.03	1.50		76.31	1.50		2.44	1.50		10.72	1.50				
F23	79.59	1.50	110.71	82.17	1.50	118.86	3.08	1.50	4.14	5.67	1.50	12.29	3.88%	106.57	89.66%
F24	86.92	1.50	124.88	102.87	1.50	138.78	2.80	1.50	4.41	18.75	1.50	18.31	3.66%	120.47	86.80%
F25	83.53	1.50	127.84	90.71	1.50	145.19	4.82	1.50	5.71	12.00	1.50	23.06	4.68%	122.13	84.12%
F26	81.87	1.50	124.05	87.23	1.50	133.46	5.35	1.50	7.62	10.71	1.50	17.03	6.55%	116.43	87.24%
F27	83.82	1.50	124.27	95.79	1.50	137.26	2.82	1.50	6.12	14.78	1.50	19.11	5.18%	118.15	86.07%
F28	83.36	1.50	125.38	88.16	1.50	137.96	8.68	1.50	8.62	13.49	1.50	21.20	7.39%	116.76	84.63%
F29	86.23	1.50	127.19	81.68	1.50	127.39	12.69	1.50	16.03	8.14	1.50	16.22	14.42%	111.17	87.27%
F30	84.33	1.50	127.92	79.91	1.50	121.20	12.25	1.50	18.70	7.84	1.50	11.98	17.12%	109.22	90.11%
F31	87.28	1.50	128.70	86.16	1.50	124.56	11.34	1.50	17.69	10.22	1.50	13.54	15.93%	111.02	89.13%
F32	87.32	1.50	130.95	84.88	1.50	128.28	6.02	1.50	13.02	3.58	1.50	10.35	11.04%	117.93	91.93%
F33	83.96	1.50	128.46	85.09	1.50	127.48	3.72	1.50	7.30	4.85	1.50	6.32	6.03%	121.16	95.04%
F34	86.09	1.50	127.54	90.42	1.50	131.63	4.71	1.50	6.32	9.04	1.50	10.41	5.22%	121.22	92.09%
F35	82.31	1.50	126.30	89.16	1.50	134.68	3.01	1.50	5.80	9.87	1.50	14.18	4.81%	120.51	89.47%
F36	70.30	1.50	114.46	58.56	1.50	110.79	15.74	1.50	14.07	3.99	1.50	10.39	14.01%	100.39	90.62%
Total: volumen			1,748.66	Total: volumen		1817.52	Total: volumen		135.56	Total: volumen		204.41	8.40%	1,613.11	88.75%

Fuente: elaboración propia

Tabla 23. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 82.78 % - noviembre 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-2S noviembre 2018															
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección	
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección
F22	38.07	1.50		30.97	1.50		10.45	1.50		3.35	1.50			0.00	
F21	33.96	1.50	54.02	31.79	1.50	47.06	6.34	1.50	12.59	4.16	1.50	5.63	30.39%	41.43	88.03%
F20	32.29	1.50	49.69	34.98	1.50	50.08	4.89	1.50	8.42	7.58	1.50	8.81	20.40%	41.27	82.41%
F19	44.33	1.50	57.47	57.41	1.50	69.29	4.24	1.50	6.85	17.30	1.50	18.66	13.53%	50.63	73.07%
F18	46.94	1.50	68.45	49.69	1.50	80.32	5.80	1.50	7.53	8.55	1.50	6.41	10.19%	73.91	92.01%
F17	50.71	1.50	73.23	52.48	1.50	76.62	7.00	1.50	9.60	8.77	1.50	12.99	15.09%	63.63	83.04%
F16	47.28	1.50	73.49	54.28	1.50	80.07	6.84	1.50	10.38	13.33	1.50	16.95	16.45%	63.12	78.83%
Total: volumen			376.36	Total: volumen		403.45	Total: volumen		55.38	Total: volumen		69.46	16.58%	333.99	82.78%

Fuente: elaboración propia

Tabla 24. Rotura de tajo 4,230 considerando porcentaje de recuperación de 77.87 % - diciembre 2018

Rotura de tajo 4,230-MC-4N diciembre 2018															
Levantamiento topográfico de la rotura (m³)			Rotura de reservas según diseño (m³)			Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)			% Dilución	Volumen de recuperación por sección	% de recuperación por sección	
N.º Filas	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden	Volumen por sección	Área por sección	Burden				Volumen por sección
F113	20.89	1.50		27.81	1.50		0.95	1.50		7.87	1.50			0.00	
F112	23.31	1.50	33.15	27.49	1.50	41.48	4.90	1.50	4.39	9.09	1.50	12.72	15.26%	28.76	69.34%
F111	23.44	1.50	35.06	21.46	1.50	36.72	5.44	1.50	7.76	3.46	1.50	9.41	28.40%	27.31	74.3r/0
F110	22.63	1.50	34.55	19.53	1.50	30.75	5.22	1.50	8.00	2.12	1.50	4.19	30.10%	26.56	86.37%
F109	23.39	1.50	34.52	24.83	1.50	33.27	3.99	1.50	6.90	5.41	1.50	5.65	24.99%	27.62	83.03%
F108	25.53	1.50	36.69	29.07	1.50	40.42	0.61	1.50	3.44	4.16	1.50	7.17	10.36%	33.25	82.26%
F107	26.38	1.50	38.93	33.23	1.50	46.73	0.42	1.50	0.77	7.22	1.50	8.54	2.02%	38.19	81.74%
F106	25.10	1.50	38.62	29.66	1.50	47.17	0.85	1.50	0.95	5.40	1.50	9.47	2.53%	37.70	79.93%
F105	23.64	1.50	36.56	28.59	1.50	43.68	0.24	1.50	0.82	5.21	1.50	7.96	2.29%	35.73	81.79%
F104	24.29	1.50	35.95	29.36	1.50	43.46	2.11	1.50	1.77	7.18	1.50	9.29	5.17%	34.17	78.62%
F103	27.03	1.50	38.49	34.12	1.50	47.61	0.68	1.50	2.09	7.77	1.50	11.22	5.76%	36.39	76.44%
F102	29.93	1.50	42.71	35.42	1.50	52.15	0.85	1.50	1.15	6.34	1.50	10.58	2.76%	41.56	79.71%
F101	29.15	1.50	44.31	35.19	1.50	52.95	0.40	1.50	0.93	6.43	1.50	9.58	2.15%	43.37	81.91%
F99	26.08	1.50	37.90	38.19	1.50	52.09	0.00	1.50	0.23	12.11	1.50	14.41	0.61%	37.67	72.33%
F98	23.23	1.50	36.98	36.27	1.50	55.84	0.00	1.50	0.00	13.04	1.50	18.86	0.00%	36.98	66.23%
Total: volumen			564.61	Total: volumen		67415	Total: volumen		39.73	Total: volumen		149.20	7.57%	524.95	77.87%

Fuente: elaboración propia

2.13 Plan de producción veta Magistral Centro – Tajo 4,230

De acuerdo con la rotura del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro durante el 2019 se generaron recuperaciones desde el 80.39% como mínimo y de 98.32% como máximo. De acuerdo con el plan de minado 2019 se programó minar 78,755.58 toneladas en el tajo 4,230 en la veta Magistral Centro siendo solamente 62,989.56 toneladas recuperadas el cual representa una recuperación del 89.13% durante un periodo de 12 meses del 2019.

Las variables de dilución tienen un mínimo de 2.02% y un máximo de 32.05% producto del método de minado *Bench and Fill* con taladros largos (Avoca) en la veta Magistral Centro en el tajo 4,230 durante el periodo 2019. Así mismo las variables de peso específico en el tajo 4,230 de la veta Magistral Centro varían desde 3.28 a 3.50 kg/m³, siendo el promedio del tajo 4,230 de 3.46 kg/m³.

Tabla 25. Plan de producción programada de tajo 4,230 – considerando su recuperación y dilución de mineral 2019

Rotura de tajo 4,230-MC-1N año 2019														
Periodo	Levantamiento topográfico de la rotura (m³)		Rotura de reservas según diseño (m³)		Dilución (m³)			Pérdida de reserva (m³)		% Dilución	Volumen de recuperación por sección	Densidad	Tonelaje	% de recuperación por sección
Mes	Burden	Volumen por sección	Burden	Volumen por sección	Burden	Volumen por sección	Burden	Volumen por sección						
Enero	1.5	2399.21	1.5	1,847.81	1.5	582.36	1.5	30.97	32.05%	1816.84	3.46	6186.58	98.32%	
Febrero	1.6	2536.47	1.6	2,748.85	1.6	91.67	1.6	304.04	3.75%	2444.8	3.49	8303.02	88.94%	
Marzo	1.6	2852.1	1.6	2,749.73	1.6	389.49	1.6	287.12	15.82%	2462.61	3.49	6035.29	89.56%	
Abril	1.6	1266.23	1.6	1,301.54	1.6	218.54	1.6	255.19	20.89%	1046.35	3.47	3630.83	80.39%	
Mayo	1.5 -1.6	3746.68	1.5 -1.6	3,609.44	1.5 -1.6	295.85	1.5 -1.6	158.64	8.57A	3450.81	3.47	9948.98	95.60%	
Junio	1.6	3044.32	1.6	3,582.84	1.6	154.53	1.6	693.32	5.35%	2889.52	3.49	9799.68	80.65%	
Julio	1.6	1538.97	1.6	1,611.90	1.6	81.68	1.6	149.81	5.59%	1462.09	3.49	5102.69	90.71%	
Agosto	1.6	736.64	1.6	820.98	1.6	14.59	1.6	98.93	2.02%	722.05	3.5	2527.18	87.95%	
Setiembre	1.6	1541.93	1.6	1,611.90	1.6	81.68	1.6	149.81	5.59%	1462.09	3.49	5102.69	90.71%	
Octubre	1.5	1748.66	1.5	1,817.52	1.5	135.56	1.5	204.41	8.40%	1613.11	3.28	5027.75	88.75%	
Noviembre	1.5	376.36	1.5	403.35	1.5	55.38	1.5	69.46	16.58%	333.99	3.28	1095.49	82.78%	
Diciembre (18)		564.61		674.15		39.73		149.2	7.574	524.95	3.29	229.38	88.87%	
Total				227801					10.40%				89.13%	

Fuente: elaboración propia

Tabla 26. Plan de producción programada y ejecutada de tajo 4,230 – 2019

Rotura real de tajo 4,230-MC-1N AÑO 2019								
Periodo	Rotura de reservas según diseño			Rotura de tajo 4,230 - Recuperación			% de recuperación por sección	% de dilución por sección
Mes	Peso específico	Volumen por sección	Tonelaje	Volumen de recuperación por sección	Peso específico	Tonelaje		
Enero	3.46	1847.81	6,393.42	1816.84	3.46	6,186.58	98.32%	32.05%
Febrero	3.49	2748.85	9,593.49	2444.8	3.49	8,303.02	88.94%	3.75%
Marzo	3.49	2749.73	9,596.56	2462.61	3.49	6,035.29	89.56%	15.82%
Abril	3.47	1301.54	4,516.34	1046.35	3.47	3,630.83	80.39%	20.89%
Mayo	3.47	3609.44	12,524.76	3450.81	3.47	9,948.98	95.60%	8.57A
Junio	3.49	3582.84	12,504.11	2889.52	3.49	9,799.68	80.65%	5.35%
Julio	3.49	1611.90	5,625.53	1462.09	3.49	5,102.69	90.71%	5.59%
Agosto	3.5	820.98	2,873.43	722.05	3.5	2,527.18	87.95%	2.02%
Setiembre	3.49	1611.90	5,625.53	1462.09	3.49	5,102.69	90.71%	5.59%
Octubre	3.28	1817.52	5,961.47	1613.11	3.28	5,027.75	88.75%	8.40%
Noviembre	3.28	403.35	1,322.99	333.99	3.28	1,095.49	82.78%	16.58%
Diciembre (18)	3.29	674.15	2,217.95	524.95	3.29	229.38	88.87%	7.57A
Total	3.46		78,755.58	346		62,989.56	89.13%	10.40%

Fuente: elaboración propia

2.14 Ingresos por venta de mineral de la veta Magistral Centro – Tajo 4,230

Las reservas calculadas en la veta Magistral Centro fueron de 1'057,600 toneladas, con leyes medias de Zn@5,18%, Pb@0.64%, Cu@0.07% y Ag@0.70 Oz. Así mismo el valor de mineral promedio para el año 2019 es de 93.47 US \$/t.

Tabla 27. Reservas de la veta Magistral Centro – 2019

Cuerpo	Potencia (m)	TM	%Zn	%Pb	%Cu	Oz/Ag	% Fe	VM_US\$
Magistral Centro - Norte	6.69	152,623	4.43	1.61	0.09	1.88	10.76	107.10
Magistral Centro	23.89	809,887	5.47	0.47	0.07	0.51	14.00	93.58
Magistral Centro 1P	18.17	59,474	4.33	0.63	0.09	0.51	11.39	78.49
Magistral Centro 1T	6.45	12,077	2.98	0.21	0.07	0.72	12.64	55.49
Magistral Centro 2P	12.76	23,539	3.32	0.48	0.07	0.27	9.46	58.68
Total general	20.64	1,057,600	5.18	0.64	0.07	0.70	13.27	93.47

Fuente: elaboración propia

Los ingresos operacionales de 62,989.56 toneladas minadas en la veta Magistral Centro, en el tajo 4,230 durante el 2019 fue de US\$ 6'746,182.20, considerando una recuperación del 89.13% y una dilución del 10.40% anual.

Tabla 28. Ingresos de mineral por explotación de la veta Magistral Centro, tajo 4,230-2019

Rotura real de tajo 4,230-MC-1N año 2019								
Periodo	Rotura de reservas según diseño			Rotura de tajo 4,230 - Recuperación				
Mes	Valor de mineral (US\$/t)	Tonelaje	Ingresos operacionales (US\$)	Valor de Mineral (US\$/t)	Tonelaje	Ingresos Operacionales (US\$)	% de recuperación por sección	% de dilución por sección
Enero	107.10	6,393.42	684,735.56	107.10	6,186.58	662,583.12	98.32%	32.05%
Febrero	107.10	9,593.49	1,027,462.40	107.10	8,303.02	889,253.88	88.94%	3.75%
Marzo	107.10	9,596.56	1,027,791.33	107.10	6,035.29	646,379.76	89.56%	15.82%
Abril	107.10	4,516.34	483,700.42	107.10	3,630.83	388,862.37	80.39%	20.89%
Mayo	107.10	12,524.76	1,341,401.45	107.10	9,948.98	1,065,535.31	95.60%	8.57A
Junio	107.10	12,504.11	1,339,190.35	107.10	9,799.68	1,049,545.27	80.65%	5.35%
Julio	107.10	5,625.53	602,494.37	107.10	5,102.69	546,498.54	90.71%	5.59%
Agosto	107.10	2,873.43	307,744.35	107.10	2,527.18	270,660.44	87.95%	2.02%
Setiembre	107.10	5,625.53	602,494.37	107.10	5,102.69	546,498.54	90.71%	5.59%
Octubre	107.10	5,961.47	638,472.97	107.10	5,027.75	538,471.81	88.75%	8.40%
Noviembre	107.10	1,322.99	141,692.01	107.10	1,095.49	117,326.68	82.78%	16.58%
Diciembre (18)	107.10	2,217.95	237,542.82	107.10	229.38	24,566.47	88.87%	7.57A
Total		78,755.58	8,434,722.41		62,989.56	6,746,182.20	89.13%	10.40%

Fuente: elaboración propia

2.15 Costos unitarios del método de minado *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro – Tajo 4,230

En la estructura de costos del método de minado *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 durante el periodo 2019 se detalla a continuación:

a) Parámetros de minado

Los parámetros de minado en la veta Magistral Centro se definieron para dimensiones de 30 metros de largo, 14 metros de ancho y 16 metros de alto y un factor de carga de 1.94 kg/m.

Tabla 29. Parámetros de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019
TAJE0 SIN PRE CORTE - MAGISTRAL

Perforacion de Produccion	257.40	taladros/guardia		
Taladros perforados - Precorte	0	tal/tajeo		
Taladros perforados - Produccion	257	tal/tajeo		
m por taladro	16	m/tal		
Taladros Alivio	0	tal/gdia		
Volumen de Produccion	20,832.00	ton	tn /hr equipo	124.52
Longitud	30.00	m		
Ancho	14.00	m		
Alto	16.00	m		
Densidad	3.10	ton/m3		
Factor de carga	1.94	kg/m		
Equipos de Perforacion			Equipos de Limpieza	
Rendimiento de Simba	11	tal/gdia	Rendimiento Scooptram 6 Yd3	70 ton/hr
Horas Trabajadas SIMBA	7	hr/gdia	Horas Trabajadas SCOOP	7 hr/gdia
Consumo de Petroleo	1.50	Gal/hr	Consumo de Petroleo	6.5 Gal/hr
Días trabajados	30	días	Horas por dia	10.28 Horas

Fuente: Departamento de Planeamiento

b) Costos unitarios de perforación

Se considera las partidas de mano de obra, aceros de perforación, equipos, herramientas y EPP. Siendo el costo total unitario de 2.68 US\$/t sin considerar explosivos.

Tabla 30. Costos unitarios de perforación en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total	
								(Personas)	US\$/Unidad
1.00	PERFORACION						56,422.78		2.68
1.01	Mano de Obra						3,058.77		
	Operador de Simba	Gdia	1.29	23.90	62.48		1,918.86		
	Ayudante Operador de Simba	Gdia	1.29	23.90	37.12		1,139.91		
1.02	Aceros de Perforacion						24,794.89		
	Barra SP T38-RD38-T38 x 4"	p.p		13,508.35	0.78		10,496.82		
	Broca Retractil FP T38 x 64MM	p.p		13,508.35	0.34		4,561.77		
	Broca Retractil FP T38 x 70mm- casing	p.p		844.27	0.41		346.88		
	Shank COP 1838/1638 T38 x 435 MM	p.p		13,508.35	0.07		960.66		
	Broca B T38 x 5"	p.p		209.92	0.84		176.10		
	Copas de Afilado	Jgo		13,508.35	0.23		3,086.07		
	Aguzadora de copas	Pza		13,508.35	0.21		2,866.69		
	Tubo de pvc / casing	m.		296.01	3.12		923.61		
	Bolsa de Polipropileno	uni		283.14	0.59		165.74		
	Cancamos de anclaje	Pza		4.00	2.00		8.01		
	Cable de acero	m		40.00	4.07		162.66		
	Reflectores de 2000 watt	Pza		3.00	264.90		794.70		
	conos de plastico naranja para SLS	Pza		2.00	3.99		7.97		
	Manguera de 1" (50 m)	m.		30.00	3.11		93.21		
	Cable de 16 (reflector)	m		297.00	0.45		132.93		
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA EXTERIOR	Pza		1.00	2.60		2.60		
	ACOPLE DE GARRA CON ROSCA INTERIOR 1	Pza		1.00	2.56		2.56		
	NIPLE FG 2" X 6" MIXTO (ESCAMADO Y ROSC	Pza		1.00	4.30		4.30		
	REDUCCION CAMPANA DE FG 2" A 1"	Pza		1.00	1.60		1.60		
1.03	Equipos						28,361.27		
	Simba	hr.		167.30	165.82		27,741.44		
	Combustible	Gal		250.94	2.47		619.83		
1.04	Herramientas y EPP						207.85		
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	23.90	1.82		87.22		
	Herramientas	Gdia	1.00	23.90	4.04		96.62		
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00	23.90	0.50		24.00		

Fuente: Departamento de Planeamiento

c) Costos unitarios de voladura

Se consideran las partidas de mano de obra, explosivos y accesorios, equipos, herramientas y EPP. Considerando el costo total unitario de 0.09 US\$/t, sin considerar explosivos.

Tabla 31. Costos unitarios de voladura en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total	
								(Personas)	US\$/Unidad
2.00	VOLADURA						8,110.28	0.09	
2.01	Mano de Obra						1,719.37		
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.29	11.95	43.92		674.45		
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	2.57	11.95	34.02		1,044.92		
2.02	Explosivos y accesorios de voladura						6,161.96		
	Emulex 80 1 1/2 x 12	Pza.		772	0.81		622.74		
	Examon "P" (bls. x 25kg.)	Kg.		7,793	0.61		4,753.73		
	Guías Ensambladas Carmex de 7"	Pza.		8.00	0.55		4.40		
	Exanel periodo largo 18 m (Nº 1 al Nº 400)	Pza.		772	0.95		733.59		
	Cordón Detonante Pentacord 5P	m.		250.00	0.19		47.50		
2.03	Equipos						97.22		
	Jetanol	hr.		35.00	2.78		97.22		
2.04	Herramientas y EPP						131.73		
	Implementos de seguridad	Gdia	3.00	11.95	1.82		65.41		
	Herramientas	Gdia	1.00	11.95	4.04		48.31		
	Lamparas Mineras	Gdia	3.00	11.95	0.50		18.00		

Fuente: Departamento de Planeamiento

d) Costos unitarios de extracción

Se consideran las partidas de mano de obra, insumos, equipos y herramientas y EPP. Siendo el costo total unitario de 1.61 US\$/t, sin considerar los explosivos.

Tabla 32. Costos unitarios de acarreo en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total	
								(Personas)	US\$/Unidad
3.00	EXTRACCION						38,329.29	1.61	
3.01	Mano de Obra						3,075.46		
	Operador de Scooptram	Gdia	1.29	42.51	56.30		3,075.46		
3.02	Insumos						120.68		
	Mangas de Ventilacion 30"	m.		30.00	4.02		120.68		
3.03	Equipos						34,862.35		
	Scooptram 6yd control	hr.		297.60	91.99		27,377.71		
	Telemando	hr.		297.60	6.09		1,812.38		
	Combustible	Gal		1,934	2.47		4,777.97		
	Ventilador de 40,000 CFM	hr.		148.80	6.01		894.29		
3.04	Herramientas y EPP						270.81		
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	42.51	1.82		77.58		
	Herramientas	Gdia	1.00	42.51	4.04		171.88		
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	42.51	0.50		21.35		

Fuente: Departamento de planeamiento

e) Costo total unitario del método de minado

Se considera los ítems de perforación, voladura y extracción, siendo el costo total unitario de US\$ 6.46 /t. Este costo unitario no considera los explosivos.

Tabla 33. Costos unitarios total del método de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$/gdia	Sin Explosivo US\$/ton
	TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/tn)						102,862.36	4.38
	Utilidad Costo Directo				10%			0.44
	Gastos Generales				24.5%			1.08
	COSTO TOTAL (US\$/tn)							6.46

Fuente: Departamento de Planeamiento

f) Costo unitario de relleno

En este ítem se considera las partidas de mano de obra, equipos y herramientas y EPP. Siendo el costo unitario en relleno detrítico de US\$ 3.15/m³, considerando una densidad media de 3,46 es de 10.90 US\$/t

Tabla 34. Costos unitarios total de relleno detrítico en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

RELLENO DETRITICO : MAGISTRAL								
Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$	US\$/m3
Equipos de Limpieza								
Scooptram de 6.0 Yd3								
Capacidad de Cuchara		6.00	Yd3		Factor de Conversion	0.765		
		3.68	m3		Factor de Llenado	0.95		
Consumo de Combustible		6.50	Gal/hr		Esponjamiento	15.50%		
Distancia (ida y vuelta)		200.00	m		Velocidad de Recorrido	1.39	m/s	
Tiempo de Recorrido		2.40	min					
Tiempo de Carguio (15 seg)		0.25	min		RENDIMIENTO	64.33	m3/hr	
Tiempo de Descarga (15 seg)		0.25	min		RENDIM AJUSTADO	47.61	m3/hr	
Tiempo Muerto (15 seg)		0.25	min					
TIEMPO TOTAL		3.15	min		Dias trabajados	30	dias	
		0.06	hr		Horas por dia	10.28	hr	
1.00 TRANSFERENCIA EN EL PRIMER NIVEL							12.38	3.15
1.01 Mano de Obra							7.23	
	Operador de Scoop	Gdia	1.29	0.10	56.30		7.23	
1.02 Equipos							5.10	
	Scooptram de 6 Yd3	hr		0.05	91.99		4.34	
	Combustible	Gal		0.31	2.47		0.76	
1.03 Herramientas y EPP							0.05	
	Implementos de seguridad	Gdia	0.007		1.82		0.01	
	Herramientas	Gdia	0.007		4.04		0.03	
	Lamparas Mineras	Gdia	0.007		0.50		0.00	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m3)								3.15
Utilidad Costo Directo					10%			0.32
Gastos Generales					24.5%			0.80
COSTO TOTAL (US\$/m3)								4.51

Fuente: Departamento de Planeamiento

g) Costo total unitario del método de minado

El costo total del método de minado *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro, considerando las partidas de perforación, voladura, extracción y relleno es de US\$ 17.36/t sin considerar los explosivos.

2.16 Margen operativo del método de minado *Bench and Fill* con taladros largos en la veta Magistral Centro – tajo 4,230

La producción programada durante el periodo 2019 en la veta Magistral Centro – Tajo 4,230 fue de 78,755.58 toneladas. La recuperación de mineral en el tajo 4,230 fue de 89.13%, con una producción de 62,989.56 toneladas, siendo la pérdida de mineral de 15,766.02 toneladas.

Tabla 35. Margen operativo en la explotación de la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

MARGEN OPERATIVO DE TAJO 4230-MC-1N AÑO 2019					
PERIODO	Ingresos Operacionales (US \$)	Costos Operacionales (US\$)	Margen Operativo (US\$)	% de recuperación x sección	% de dilución x sección
Mes					
Enero	662,583.12	107,399.09	555,184.03	98.32%	32.05%
Febrero	889,253.88	144,140.50	745,113.38	88.94%	3.75%
Marzo	646,379.76	104,772.67	541,607.10	89.56%	15.82%
Abril	388,862.37	63,031.29	325,831.09	80.39%	20.89%
Mayo	1,065,535.31	172,714.22	892,821.09	95.60%	8.57%
Junio	1,049,545.27	170,122.37	879,422.90	80.65%	5.35%
Julio	546,498.54	88,582.77	457,915.77	90.71%	5.59%
Agosto	270,660.44	43,871.76	226,788.68	87.95%	2.02%
Septiembre	546,498.54	88,582.77	457,915.77	90.71%	5.59%
Octubre	538,471.81	87,281.71	451,190.11	88.75%	8.40%
Noviembre	117,326.68	19,017.66	98,309.02	82.78%	16.58%
Diciembre (18)	24,566.47	3,982.02	20,584.45	88.87%	7.57%
Total	6,746,182.20	1,093,498.81	5,652,683.38	89.13%	10.40%

Fuente: elaboración propia

Los ingresos por la venta de mineral del tajo 4,230, con un tonelaje de 62,989.56 fue de US\$ 6,746,182.20 y un costo total de operación de US\$ 1,093,498.81, siendo el margen operativo de US\$ 5,652,683.38.

La recuperación de mineral fue de 89.13% en el minado del tajo 4,230, siendo su pérdida de tonelaje en 15,766.02 toneladas, con un valor de mineral de US\$ 1,688,540.22.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 Método y alcances de la investigación

3.1.1 Método de la investigación

Se desarrollará una investigación aplicada a un nivel explicativo, logrando la mejora de la productividad en la explotación de la veta Magistral Centro. El método que se desarrolla es inductivo - deductivo, ya que se inicia de casos particulares a generales para luego interpretarlas. Siendo el resultado un método que mejore la productividad y por ende la recuperación de mineral.

A. Método general

El método empleado en la investigación es el método inductivo - deductivo. Este método está orientado a observar e investigar a fondo los parámetros técnicos económicos y aplicar criterios para ver los resultados que se producen en la producción. Las evaluaciones de los parámetros técnicos económicos servirán para llegar a determinar de qué manera mejorar la recuperación de mineral en la explotación de la veta Magistral Centro.

B. Métodos específicos

A continuación, se detalla el procedimiento de recolección y procesamiento de datos, donde determinamos el control de los KPI, haciendo uso del método general.

Se realizará el análisis de los datos que se obtendrán en la observación directa de las variables.

Recopilación de informes anteriores. Con la finalidad de poder entender el desarrollo de las actividades en la Unidad Minera, se recopilará toda la data de las áreas de geología, mina, planta, planeamiento y geomecánica. Se interpretará los resultados de los informes de los meses anteriores.

Trabajo de campo. Se realizará el trabajo de campo con las observaciones pertinentes de mapeo, monitoreo de convergencia/divergencia, análisis de tiempo y costeo de las labores de desarrollo y preparación en el método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos.

Trabajo de gabinete. Se realizará los estudios operacionales, modelamientos, controles de mineralización y costos.

Resultados. Se realizará la evaluación de los resultados en términos de recuperación de mineral en el método de minado *Bench and Fill* con taladros largos de la veta Magistral Centro.

3.2 Diseño de la investigación

El diseño de investigación consistirá en realizar el control técnico económico en la aplicación del método de explotación *Bench and Fill* con taladros largos de la veta Magistral Centro de minera Trevali Perú – Unidad Santander. La presente tesis se desarrolló en un periodo de tres meses y luego se analizó e interpretó, para la obtención de resultados.

3.2.1 Tipo de diseño de investigación

De acuerdo con los diversos criterios de investigación, es considerada de tipo aplicada. La investigación hace utilización y aplicación de los conocimientos y teorías que ya se han desarrollado en las investigaciones básicas, porque de su uso depende los resultados y conclusiones que se van a obtener. Se fundamenta

en las ciencias básicas, como geología, metalurgia, mecánica, economía y tecnología. La investigación como ciencia aplicada se interesa en los estudios geológicos, metalúrgicos y geomecánicos.

GNO: 01 (T1, T2, T3, T4)

02 (T1, T2, T3, T4)

GNO: 01 y 02

3.2.2 Nivel

El nivel de la investigación que se desarrollará es de tipo explicativo, porque se busca conocer un método que ayude a mejorar la productividad bajo criterios técnicos económicos. Los estudios explicativos buscan nuevas respuestas que ayuden a mejorar ciertas deficiencias. Esto se sustentará porque la hipótesis será sometida al análisis de variables operacionales. La principal utilidad del nivel o alcance explicativo es saber cuáles son las variables que inciden en la recuperación de mineral por el método de minado *Bench and Fill* con taladros largos de la veta Magistral Centro.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

La población pertenece a Minera Trevali Perú – Unidad Santander, donde se tienen labores de exploración, desarrollo, preparación y producción.

3.3.2 Muestra

Se realizó un muestreo no probabilístico, intencionado y por conveniencia. La población pertenece a la veta Magistral Centro – tajo 4230.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Resultados del tratamiento y análisis de la información

A continuación, se presentan los resultados de investigación, mostrando los análisis técnicos económicos del método de minado *Bench and Fill* con taladros largos aplicado en la veta Magistral Centro en el tajo 4,230 durante el periodo 2019.

4.1.1 Análisis del plan de minado en la veta Magistral Centro

En base a la información procesada, el plan de minado proyectado en la explotación del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro fue de 78,755.58 toneladas a ser minada durante el periodo 2019. El método de minado seleccionado fue el de *Bench and Fill* con taladros largos (Avoca), de acuerdo con la evaluación geomecánica, geológica y económica, con variables de tipo de roca III B – RMR 41 – 50 y un peso específico de 3.7 g/cm³.

Las dimensiones del tajeo son de 100mx15mx15m (LxAxH), con una malla de 1.5mx1.5m (B x E), con longitudes de perforación de 16 m y diámetro de perforación de 64 mm y un factor de potencia de 0.64 kg-explosivo /t rota, con un rendimiento de 4.07 t/m.

Tabla 36. Plan de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

Plan minado de rotura de tajo 4,230-MC-1N año 2019								
Periodo	Forecast (Rotura de reservas según diseño)			Ejecutado (Rotura de tajo 4,230 – Recuperación)				
Mes	Peso específico	Volumen por sección	Tonelaje	Volumen de recuperación por sección	Peso específico	Tonelaje	% de recuperación por sección	% de dilución por sección
Enero	3.46	1847.81	6,393.42	1816.84	3.46	6,186.58	98.32%	32.05%
Febrero	3.49	2748.85	9,593.49	2444.8	3.49	8,303.02	88.94%	3.75%
Marzo	3.49	2749.73	9,596.56	2462.61	3.49	6,035.29	89.56%	15.82%
Abril	3.47	1301.54	4,516.34	1046.35	3.47	3,630.83	80.39%	20.89%
Mayo	3.47	3609.44	12,524.76	3450.81	3.47	9,948.98	95.60%	8.57A
Junio	3.49	3582.84	12,504.11	2889.52	3.49	9,799.68	80.65%	5.35%
Julio	3.49	1611.90	5,625.53	1462.09	3.49	5,102.69	90.71%	5.59%
Agosto	3.5	820.98	2,873.43	722.05	3.5	2,527.18	87.95%	2.02%
Setiembre	3.49	1611.90	5,625.53	1462.09	3.49	5,102.69	90.71%	5.59%
Octubre	3.28	1817.52	5,961.47	1613.11	3.28	5,027.75	88.75%	8.40%
Noviembre	3.28	403.35	1,322.99	333.99	3.28	1,095.49	82.78%	16.58%
Diciembre (18)	3.29	674.15	2,217.95	524.95	3.29	229.38	88.87%	7.57A
Total	3.46		78,755.58		3.46	62,989.56	89.13%	10.40%

Fuente: elaboración propia

a) Análisis e interpretación de resultados

- ✓ El tonelaje recuperado en la veta magistral centro, tajo 4,230 fue de 62,989.56, el cual representa una recuperación del 89.13% del mineral proyectado (*forecast*) en el periodo 2019.
- ✓ El peso específico promedio durante el periodo 2019 fue de 3.46, mucho menor al proyectado de 3.7 en el diseño del plan de minado.
- ✓ La variabilidad del peso específico observado en los distintos periodos de minados en el tajo 4,230, sugieren la gran variabilidad geológica en la veta Magistral Centro.
- ✓ La diferencia del plan de producción proyectado con el ejecutado, generaron pérdidas de mineral en 15,766.02 toneladas, en la explotación de la veta Magistral Centro, tajo 4,230.
- ✓ Esta pérdida de mineral sugiere trabajar con planes de minado de corto plazo para definir en mayor detalle las variables geológicas, geomecánicas,

geometalúrgicas y económicas, que mejoren los índices de productividad en el ciclo de minado elegido.

4.1.2 Análisis de la recuperación y dilución de mineral en el minado en la veta Magistral Centro

Las variables de recuperación y dilución definidas en el minado de la veta Magistral Centro, tajo 4,230, permitió tener una visión más detallada de los parámetros operacionales y de diseño. Estas variables tienen una incidencia directa en el plan de producción del tajo 4,230 incrementando los costos operacionales por efecto directo de la dilución de mineral.

Tabla 37. Plan de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

Rotura real de tajo 4,230-MC-1N año 2019								
Periodo	Rotura de reservas según diseño			Rotura de tajo 4,230 – Recuperación				
Mes	Peso específico	Volumen por sección	Tonelaje	Volumen de recuperación por sección	Peso específico	Tonelaje	% de recuperación por sección	% de dilución por sección
Enero	3.46	1847.81	6,393.42	1816.84	3.46	6,186.58	98.32%	32.05%
Febrero	3.49	2748.85	9,593.49	2444.8	3.49	8,303.02	88.94%	3.75%
Marzo	3.49	2749.73	9,596.56	2462.61	3.49	6,035.29	89.56%	15.82%
Abril	3.47	1301.54	4,516.34	1046.35	3.47	3,630.83	80.39%	20.89%
Mayo	3.47	3609.44	12,524.76	3450.81	3.47	9,948.98	95.60%	8.57A
Junio	3.49	3582.84	12,504.11	2889.52	3.49	9,799.68	80.65%	5.35%
Julio	3.49	1611.90	5,625.53	1462.09	3.49	5,102.69	90.71%	5.59%
Agosto	3.5	820.98	2,873.43	722.05	3.5	2,527.18	87.95%	2.02%
Setiembre	3.49	1611.90	5,625.53	1462.09	3.49	5,102.69	90.71%	5.59%
Octubre	3.28	1817.52	5,961.47	1613.11	3.28	5,027.75	88.75%	8.40%
Noviembre	3.28	403.35	1,322.99	333.99	3.28	1,095.49	82.78%	16.58%
Diciembre (18)	3.29	674.15	2,217.95	524.95	3.29	229.38	88.87%	7.57A
Total	3.46		78,755.58		3.46	62,989.56	89.13%	10.40%

Fuente: elaboración propia

a) Análisis e interpretación de resultados

- ✓ El tonelaje proyectado en el tajo 4,230 de la veta Magistral Centro fue de 78,755.58 toneladas, siendo las ejecutadas de 62,989.56.

- ✓ El tonelaje de mineral no recuperado fue de 15,766.02, representando una recuperación solo del 89.13% durante el año 2019.
- ✓ La dilución generada por el método de minado *Bench and Fill* con taladros largos (Avoca) en la veta Magistral centro, Tajo 4,230 representa el 10.40%.
- ✓ Se observa una gran variabilidad de la recuperación de mineral durante los diferentes periodos del 2019. Esta variabilidad podría ser el reflejo de las diferentes densidades en el tajo 4,230 y por ende la gran variabilidad de las propiedades físicoquímicas de la estructura mineralizada.
- ✓ Asimismo, las variables de diseño de perforación con un *burden* de 1.5 a 1.6 m deberían estar asociadas a estos cambios de dureza de la estructura mineralizada para así controlar las variables de recuperación y dilución.
- ✓ Es necesario contar con mayor detalle las características geológicas, geomecánicas, mineralógicas y geometalúrgicas al aplicar un método de minado considerando solamente las propiedades del macizo rocoso, ya que en todos los yacimientos en operación existe mucha variabilidad geológica horizontal y vertical.
- ✓ Si bien es cierto que la dilución está en el orden del 10.40%, esto podría disminuir considerando la variabilidad geológica expuesta en párrafo anterior.
- ✓ Es importante asociar la dilución no programada a términos económicos, ya que esta variable reflejará el incremento de costos unitarios en el costo de mina y de planta. Así mismo sería necesario realizar análisis de sensibilidad de leyes de corte con variables de dilución y recuperación en planes mineros de corto plazo.

4.1.3 Análisis económico de la recuperación y dilución de mineral en el minado en la veta Magistral Centro

El contexto económico en la explotación de la veta Magistral Centro mediante el método de minado *Bench and Fill* con taladros largos (Avoca), permitió definir variables operacionales como recuperación y dilución de mineral, y asociarlas estas a las variables económicas.

Esta evaluación económica permitió tener una idea clara en la incidencia de la recuperación y dilución, a los ingresos y costos de minado, definiendo su margen

económico operacional en la explotación de la veta Magistral Centro, tajo 4,230 durante el periodo 2019.

A. Ingresos

Los ingresos en la rotura del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro en el periodo 2018 – 2019, tienen una incidencia en la recuperación de mineral, siendo esta de 10.40%. Para los ingresos se consideró el valor de mineral del plan de minado 2019 en US \$107.10/t, considerando leyes de Zn@4.43%, Pb@1.61%, Cu@0.09% y Ag@1.88 oz, potencia promedio de 6.7 m y reservas de 152,623 toneladas.

Tabla 38. Ingresos de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

Ingresos rotura real de tajo 4,230-MC-1N año 2019								
Periodo	Rotura de reservas según diseño			Rotura de tajo 4,230 – Recuperación				
Mes	Valor de mineral (US\$/t)	Tonelaje	Ingresos operacionales (US\$)	Valor de Mineral (US\$/t)	Tonelaje	Ingresos operacionales (US\$)	% de recuperación por sección	% de dilución por sección
Enero	107.10	6,393.42	684,735.56	107.10	6,186.58	662,583.12	98.32%	32.05%
Febrero	107.10	9,593.49	1,027,462.40	107.10	8,303.02	889,253.88	88.94%	3.75%
Marzo	107.10	9,596.56	1,027,791.33	107.10	6,035.29	646,379.76	89.56%	15.82%
Abril	107.10	4,516.34	483,700.42	107.10	3,630.83	388,862.37	80.39%	20.89%
Mayo	107.10	12,524.76	1,341,401.45	107.10	9,948.98	1,065,535.31	95.60%	8.57A
Junio	107.10	12,504.11	1,339,190.35	107.10	9,799.68	1,049,545.27	80.65%	5.35%
Julio	107.10	5,625.53	602,494.37	107.10	5,102.69	546,498.54	90.71%	5.59%
Agosto	107.10	2,873.43	307,744.35	107.10	2,527.18	270,660.44	87.95%	2.02%
Setiembre	107.10	5,625.53	602,494.37	107.10	5,102.69	546,498.54	90.71%	5.59%
Octubre	107.10	5,961.47	638,472.97	107.10	5,027.75	538,471.81	88.75%	8.40%
Noviembre	107.10	1,322.99	141,692.01	107.10	1,095.49	117,326.68	82.78%	16.58%
Diciembre (18)	107.10	2,217.95	237,542.82	107.10	229.38	24,566.47	88.87%	7.57A
Total		78,755.58	8´434,722.41		62,989.56	6´746,182.20	89.13%	10.40%

Fuente: elaboración propia

a) Análisis e interpretación de resultados

- ✓ Los ingresos proyectados en la rotura del tajo 4,230 durante el año 2018 – 2019, fue de US \$ 8´434,722.41, siendo solo la recuperación del 89.13%.
- ✓ Los ingresos reales fueron de US \$ 6´746,182.20 en la rotura del tajo 4,230, siendo el déficit de US \$ 1´688,540.22.
- ✓ El valor de mineral proyectado fue de US \$ 107.10/t disminuyendo el rendimiento de la recuperación de mineral descendió a US \$ 95.45/t.

- ✓ Hay que tener cuidado con la dilución del 10.40%, ya que tendrá un efecto directo en los costos operacionales y la recuperación metalúrgica.

B. Costos

Los costos operacionales en la rotura del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro en el periodo 2018 – 2019, tienen un efecto directo en la dilución de mineral. Ya que cuando mayor es la dilución no programada está se verá reflejada en los costos de mina y de planta.

Tabla 39. Costos de minado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

Costos de rotura real de tajo 4,230-MC-1N año 2019								
Periodo	Rotura de reservas según diseño			Rotura de tajo 4,230 – Recuperación			% de recuperación por sección	% de dilución por sección
	Costos de minado (US\$/t)	Tonelaje	Costos operacionales (US\$)	Costos de minado (US\$/t)	Tonelaje	Costos operacionales (US\$)		
Enero	17.36	6,393.42	110,989.82	17.36	6,186.58	107,399.09	98.32%	32.05%
Febrero	17.36	9,593.49	166,542.93	17.36	8,303.02	144,140.50	88.94%	3.75%
Marzo	17.36	9,596.56	166,596.24	17.36	6,035.29	104,772.67	89.56%	15.82%
Abril	17.36	4,516.34	78,403.73	17.36	3,630.83	63,031.29	80.39%	20.89%
Mayo	17.36	12,524.76	217,429.78	17.36	9,948.98	172,714.22	95.60%	8.57A
Junio	17.36	12,504.11	217,071.38	17.36	9,799.68	170,122.37	80.65%	5.35%
Julio	17.36	5,625.53	97,659.22	17.36	5,102.69	88,582.77	90.71%	5.59%
Agosto	17.36	2,873.43	49,882.74	17.36	2,527.18	43,871.76	87.95%	2.02%
Setiembre	17.36	5,625.53	97,659.22	17.36	5,102.69	88,582.77	90.71%	5.59%
Octubre	17.36	5,961.47	103,491.04	17.36	5,027.75	87,281.71	88.75%	8.40%
Noviembre	17.36	1,322.99	22,967.07	17.36	1,095.49	19,017.66	82.78%	16.58%
Diciembre (18)	17.36	2,217.95	38,503.67	17.36	229.38	3,982.02	88.87%	7.57A
Total		78,755.58	1,367,196.84		62,989.56	1,093,498.81	89.13%	10.40%

Fuente: elaboración propia

a) Análisis e interpretación de resultados

- ✓ Los costos de minado proyectado en la explotación del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro fueron de US \$ 1'367,196.84 durante el periodo 2019.
- ✓ Si bien es cierto que al disminuir la recuperación de mineral en el tajo 4,230, también disminuye los costos de minado, pero en realidad, se asume los costos de minado proyectados.
- ✓ La recuperación de mineral tiene un efecto directo en el incremento de costos, ya que el programa de producción se cumple en minar todo el tajo 4,230, siendo el *Budget* ejecutado al 100%.

- ✓ Asimismo, la variable dilución, si no se llegara a controlar, influirá directamente en los costos de mina y de planta, ya que habría que transportar mayor material estéril o de baja ley y las leyes de cabeza disminuirían incrementándose los costos de molienda y flotación. En consecuencia, los costos de planta incrementarían.

C. Margen operativo

El margen operativo en la rotura del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro, así como en los ingresos y costos, tienen una incidencia en las variables de recuperación y dilución de mineral. Este margen operativo es un indicador económico clave para ir analizando la evolución de nuestro plan de minado en el corto plazo.

Tabla 40. Margen operativo en la explotación de la veta Magistral Centro, tajo 4,230 – 2019

MARGEN OPERATIVO DE TAJO 4230-MC-1N AÑO 2019					
PERIODO	Ingresos Operacionales (US \$)	Costos Operacionales (US\$)	Margen Operativo (US\$)	% de recuperación x sección	% de dilución x sección
Mes					
Enero	662,583.12	107,399.09	555,184.03	98.32%	32.05%
Febrero	889,253.88	144,140.50	745,113.38	88.94%	3.75%
Marzo	646,379.76	104,772.67	541,607.10	89.56%	15.82%
Abril	388,862.37	63,031.29	325,831.09	80.39%	20.89%
Mayo	1,065,535.31	172,714.22	892,821.09	95.60%	8.57%
Junio	1,049,545.27	170,122.37	879,422.90	80.65%	5.35%
Julio	546,498.54	88,582.77	457,915.77	90.71%	5.59%
Agosto	270,660.44	43,871.76	226,788.68	87.95%	2.02%
Septiembre	546,498.54	88,582.77	457,915.77	90.71%	5.59%
Octubre	538,471.81	87,281.71	451,190.11	88.75%	8.40%
Noviembre	117,326.68	19,017.66	98,309.02	82.78%	16.58%
Diciembre (18)	24,566.47	3,982.02	20,584.45	88.87%	7.57%
Total	6,746,182.20	1,093,498.81	5,652,683.38	89.13%	10.40%

Fuente: elaboración propia

a) Análisis e interpretación de resultados

- ✓ El margen operativo bruto en la explotación del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro durante el periodo 2018 – 2019 fue de US \$5´652,683.38.

- ✓ Como en el caso de los ítems ingresos y costos, las variables que inciden en maximizar el margen operativo son las variables de recuperación y dilución de mineral.
- ✓ Mejorar la recuperación y disminuir la dilución, mejorarán el valor presente neto de la operación minera.
- ✓ Se podrá mejorar la recuperación de mineral, conociendo en mayor detalle nuestro yacimiento, para esto es necesario realizar planes de minado de corto plazo y nos generen nuevas variables ajustadas a la variabilidad geológica.
- ✓ Finalmente, desarrollar planes mineros de corto plazo nos permitirá conocer en mayor detalle los parámetros geológicos, geomecánicos, geometalúrgicos y asociarlos a las variables económicas para generar programas de optimización y reducción de costos en las distintas áreas unitarias de la operación minera.

CONCLUSIONES

1. La recuperación de mineral del tajo 4,230 durante el 2019, mejoró en relación con el periodo diciembre 2018. Los valores de recuperación durante el periodo diciembre 2018 fue de 88.87% y durante el periodo 2019 (evaluación) se incrementó en el rango de 80.39% a 98.32% con un promedio de 89.13 % de recuperación anual.
2. El incremento de la recuperación de mineral se debe principalmente al análisis de las variables operacionales como *burden*, dilución y peso específico en cada periodo de explotación en el tajo 4,230 (enero a noviembre 2019).
3. El rango de *burden* aplicado en cada fila de disparo varió entre 1.5-1.6, asociado principalmente al peso específico del mineral presente en el tajo 4,230.
4. El rango del peso específico del mineral en el tajo 4,230 varía entre 3.28 a 3.50 kg/m³, esto indica la gran variabilidad geológica presente en el yacimiento.
5. El incremento de la dilución producto de un menor control en la secuencia de disparo y las propiedades geomecánicas, permitieron una menor recuperación en los periodos abril, junio y noviembre siendo sus valores de dilución de 15.82%, 5.35% y 16.58% respectivamente. Estos valores de dilución están directamente relacionados a la recuperación de mineral, mayor dilución y menor recuperación de mineral.
6. La dilución promedio generada en la rotura del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro fue del orden del 10.40%.
7. El tonelaje proyectado extraído en el tajo 4,230 de la veta Magistral Centro fue de 78,755.58 toneladas, ejecutándose 62,989.56. El mineral no recuperado fue de 15,766.02 toneladas durante el año 2019.

8. El tonelaje recuperado en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 fue de 62,989.56, el cual representa una recuperación del 89.13% del mineral proyectado (*forecast*) en el periodo 2019.
9. La recuperación de mineral en 89.13%, del plan de producción proyectado con el ejecutado, generaron pérdidas de mineral en 15,766.02 toneladas, en la explotación de la veta Magistral Centro, tajo 4,230, durante el periodo 2019.
10. Los ingresos proyectados en la rotura del tajo 4,230 durante el año 2019, fue de US\$ 8´434,722.41, siendo solo la recuperación del 89.13%. Los ingresos reales fueron de US\$ 6´746,182.20 en la rotura del tajo 4,230 generando un déficit de US\$ 1´688,540.22.
11. Los costos de minado proyectados en la explotación del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro fueron de US\$ 1´367,196.84 durante el periodo 2019. Si bien es cierto que al disminuir la recuperación de mineral en el tajo 4,230, también disminuye los costos de minado, pero en realidad se asume los costos de minado proyectados siendo el *Budget* ejecutado al 100%.
12. El margen operativo de la explotación del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro durante el periodo 2018-2019 fue de US\$ 5´652,683.38. Esto muestra una mejora sustancial en el periodo 2018.
13. Finalmente, se podrá mejorar la recuperación de mineral y controlar la dilución de mineral de la veta Magistral Centro, conociendo en mayor detalle el yacimiento, para esto es necesario realizar planes de minado de corto plazo, los que generen nuevas variables ajustadas a la variabilidad geológica y geomecánica. Así, es posible mejorar la recuperación y disminuir la dilución de mineral, mejorando el valor presente neto de la operación minera.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda generar programas de minado de corto plazo, para controlar la pérdida de mineral y así poder controlar la variabilidad geológica en la veta Magistral Centro.
2. Se recomienda realizar mapeos geológicos y geomecánicos de detalle y poder controlar las variables de diseño de perforación y mantener un *burden* asociado a los cambios de dureza de la estructura mineralizada, y así controlar las variables de recuperación y dilución de mineral.
3. Se recomienda asociar a la selección de los métodos de minado el *trade off*, ya que existe mucha variabilidad geológica horizontal y vertical en la veta Magistral Centro.
4. Se recomienda realizar análisis de sensibilidad de leyes de corte con variables de dilución y recuperación en planes mineros de corto plazo, para asociarlos al valor presente neto.
5. Se recomienda controlar la dilución, ya que esta variable operacional influye directamente en los costos de mina y de planta, ya que habría que transportar mayor material estéril o de baja ley y las leyes de cabeza disminuirían, y se incrementarían los costos de molienda y flotación.
6. Finalmente, se recomienda desarrollar planes mineros de corto plazo que nos permita conocer en mayor detalle los parámetros geológicos, geomecánicos, geometalúrgicos y asociarlos a las variables económicas para generar programas de optimización y reducción de costos en las distintas áreas unitarias de la operación minera.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. COLONIO QUISPE, Elvis. *Optimización de la producción mediante la aplicación el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.* Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú, 2015. 127 pp.
2. VÁSQUEZ RIVAS, Juan. *Elección y aplicación del método tajeo por subniveles con taladros largos para mejorar la producción en la veta Gina Socorro Tajo 6675 - 2 de la U.E.A. Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.* Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú, 2015. 125 pp.
3. MORÁN MONTOYA, José. *Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la Unidad Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura SAA.* Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima : Univesidad Nacional de Ingeniería, 2009. 120 pp.
4. AMOS, Irwin. *El caso de Shougang: comparado con la minería china y occidental en el Perú.* Boston University. Boston : s.n., 2013, pág. 40. ISSN 0252-1865.
5. JIMENEZ, Indhira y MOLINA, Jorge. *Propuesta de medición de productividad en minería de oro.* Boletín de Ciencias de la Tierra. Medellín : s.n. 2006, pág. 14, ISSSN 0120 - 3630.
6. MEJÍA, Jesús. *Un método para la evaluación de riesgos para la salud en zonas mineras.* Universidad Autónoma San Luis de Potosí. México : s.n., 1999. pág. 9. S132-S140.
7. BALDEÓN, Zoila. *Gestión en las operaciones de transporte y acarreo para el incremento de la productividad Compañía Minera Condestable S. A.* Facultad de Ciencias e Ingeniería, PUCP. Lima : s.n., 2011. pág. 103.
8. VALDIVIEZO, Luis. *Seguridad e higiene minera en la Compañía Minera Caylloma S.A.* Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas, UNMSM. Lima : s.n., 2003. pág. 168.
9. MEDINA, Guillermo, ARÉVALO, Jorge y QUEA, Felipe. *Estudio de investigación de la minería ilegal en el Perú.* Instituto de Ingenieros de Minas del Peru. Arequipa : s.n., 2007. pág. 108, Congreso.
10. ARELLANO, Jose. *Productividad en la minería chilena.* Santiago de Chile : s.n., octubre de 2012, CEPLAN, pág. 11.
11. Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía. *Boletín estadístico mensual de producción de minerales.* Lima : s.n., enero de 2014, Sociedad Nacional de Minería, Petroleo y Energía, pág. 6.
12. PÉREZ, Jose. *Sistema de Gestión en Seguridad y Salud Ocupacional aplicado a empresas contratistas.* Escuela de PostGrado. Lima: UNI, 2007.

13. EVERETT, Adam y EBERT, Ronald. *Administración de la producción y las operaciones*. Cuarta. México : Prentice Hall, 1991.
14. SUMANTH, David. *Ingeniería y administración de la productividad*. México : MacGraw-Hill, 1993.
15. GÓMEZ, Jesus, y otros. *Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto*. Madrid : Cartografía Madrid, 1995. págs. 45-80. ISBN 84-7840-081-8.
16. BRICEÑO, Edgar. *Técnicas prácticas en seguridad y control de pérdidas en minería e industria*. Lima : Arte digital e ingeniería gráfica, 2000. pág. 280.
17. MALLQUI, Anibal. *Seguridad e higiene minera*. Huancayo : s.n., 2010. pág. 210.
18. CARRASCO, Celina y VEGA, Patricia. *Seguridad en la mediana minería de la región de Antofagasta*. Dirección de Trabajo. 2011. pág. 96, Investigación.
19. REGLAMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL. 2010.
20. ESCAMILLA, Miguel, MEZA, Jorge y LLAMAS, Jorge. *Estudio de la productividad del equipo de carga en una mina de mineral de fierro a cielo abierto*. Conciencia Tecnológica. 2011. pág. 5.
21. ASFAHL, Ray. *Seguridad industrial y salud*. Cuarta. Mexico : Pearson Educacion, 2000. pág. 247.
22. BUFFA, Elwood y NEWMAN, Richard. *Administración de la producción*. México : El Ateneo, 1982. págs. 20-30.
23. LUQUE, Vicente. *Ventilación de minas y obras subterráneas*. Madrid : María Auxiliadora, 1988. ISBN 84-404-3192-9.
24. ROJAS, Néstor, CÓRDOVA, David. *Geomecánica en el minado subterráneo caso mina Condestable*. Escuela de Post Grado, Universidad Nacional de La Plata. Lima : s.n., 2008. pág. 140.Tesis
25. BULEGE, Wilfredo. Universidad Continental. Apuntes de Ciencia y Sociedad. [En línea] 18 de Abril de 2011. [Citado el: 02 de Julio de 2015.]
26. ZEVALLOS, Ronald, y otros. Universidad Continental. Apuntes de Ciencia y Sociedad. . [En línea] 22 de Diciembre de 2011. [Citado el: 9 de Julio de 2015.] <http://journals.continental.edu.pe/index.php/apuntes/article/view/34/33>.
27. Contraloría General de la República. Los tres pilares de una gestión limpia y eficiente. *Control Interno*. [En línea] 12 de 12 de 2015. https://apps.contraloria.gob.pe/packanticorrupcion/control_interno.html.
28. BOLAÑOS, Ernesto. *Muestra y Muestreo*. Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo. [En línea] 12 de 01 de 2012. http://www.uaeh.edu.mx/docencia/P_Presentaciones/tizayuca/gestion_tecnologica/muestraMuestreo.pdf.

29. BAPTISTA, Pilar, FERNÁNDEZ, Carlos, HERNÁNDEZ , Roberto,. *Metodología de la Investigación, 4ta Edición*,. Mexico D.F. : s.n., 2006.

ANEXOS

Anexo A

Matriz de consistencia y operacionalización de variables

Tabla 41. Matriz de consistencia

Problemas	Objetivos	Hipotesis
Problema Principal ¿Cómo se puede mejorar la recuperación de mineral en el método de explotación bench and fill con taladros largos en el planeamiento de la Veta Magistral Centro de Minera Trevali Perú – Unidad Santander?	Objetivos Principal Diagnosticar el método de minado actual para desarrollar una metodología que permita mejorar la productividad en la recuperación de mineral controlando la dilución en el método de explotación bench and fill con taladros largos en la Veta Magistral Centro de Minera Trevali Perú - Unidad Santander.	Hipotesis Principal Al incorporar nuevas variables operacionales, aumenta significativamente la productividad, en el método de minado bench and fill con taladros largos en la veta Magistral Centro.
Problemas Secundarios	Objetivos Específicos	Hipotesis Secundarios
1. ¿Cómo aplicar los criterios técnicos y económicos en la recuperación de mineral en la explotación de la Veta Magistral Centro de Minera Trevali Perú - Unidad Santander?	1. Evaluar los criterios técnicos y económicos en la recuperación de mineral en la explotación de la Veta Magistral Centro de Minera Trevali Perú - Unidad Santander.	1. Mejorar los criterios técnicos y económicos en la explotación de la veta Magistral Centro permitirá el incremento de la recuperación de mineral.
2. ¿Cómo mejorar las variables operacionales en el ciclo de minado en la explotación de la Veta Magistral Centro de Minera Trevali Perú - Unidad Santander?	1. Evaluar las variables operacionales en el ciclo de minado del método de explotación Bench and Fill con Taladros Largos en la veta Magistral Centro de Minera Trevali Perú - Unidad Santander.	2. La optimización de los índices de productividad del ciclo de minado en el método de explotación bench and fill con taladros largos en la veta Magistral Centro, permitirá mejorar el valor presente neto.

Fuente: elaboración propia

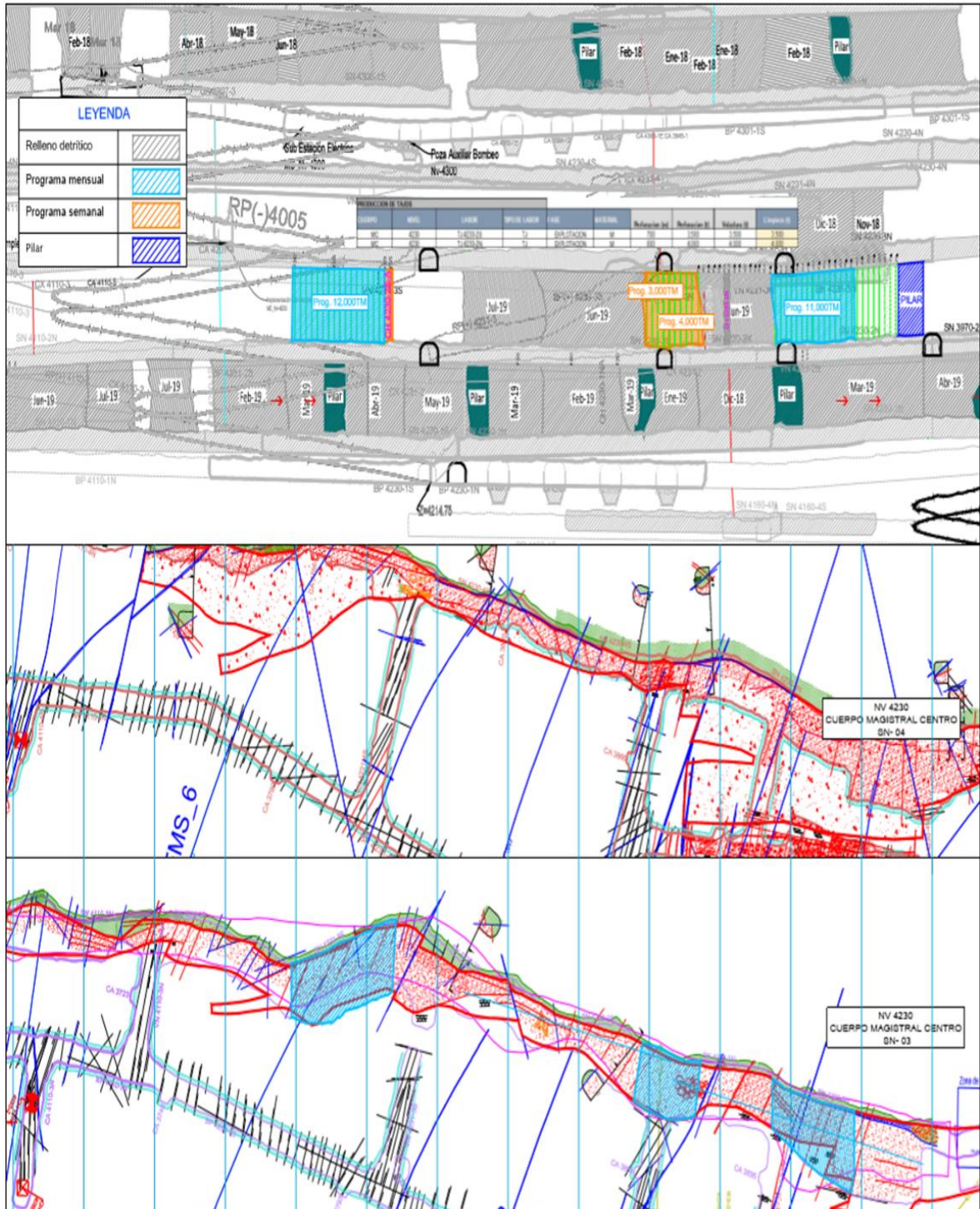
Tabla 42. Operacionalización de variables

Variables, dimensiones e indicadores	Método
Variable independiente	<p>Para desarrollar la presente tesis se empleó el método analítico, siendo el tipo de investigación de alcance descriptivo – explicativo. La tesis es preexperimental, mediante el cual se observó los resultados de la recuperación de mineral, producto de la rotura del tajo 4230 de la veta Magistral Centro, siendo su análisis de carácter técnico económico.</p> <p>La recolección de información fue la revisión documental y el acopio de datos correspondientes a la rotura del tajo 4230 de la veta Magistral Centro durante el periodo enero a diciembre del 2019. Finalmente, el plan de producción asociado a la rotura del tajo 4230, permitirá definir variables operacionales como la recuperación y dilución de mineral.</p>
X= Método de minado <i>Bench and Fill</i>	
Dimensiones:	
X1= Características geológicas	
X2= Propiedades del macizo rocoso	
X3= Modelo económico	
X4= Beneficio económico	
Indicadores:	
x1.1= (Características de yacimiento + mineralogía + leyes)	
x2.1= (RMR + GSI + RQD, P.e, etc.)	
x3.1= (Ingresos + costos operacionales)	
x4.1= (Valor presente neto)	
Variable dependiente	
Y= Recuperación de mineral	
Dimensiones:	
Y1= Malla perforación	
Y2= Propiedades físicas minerales	
Y3= Levantamiento topográfico	
Indicadores:	
X1.1= Burden	
X2.1= Peso específico	
X3.1= Levantamiento topográfico de la rotura	

Fuente: elaboración propia

Anexo B

Planos en sección longitudinal, cuerpo magistral, centro panel 4230



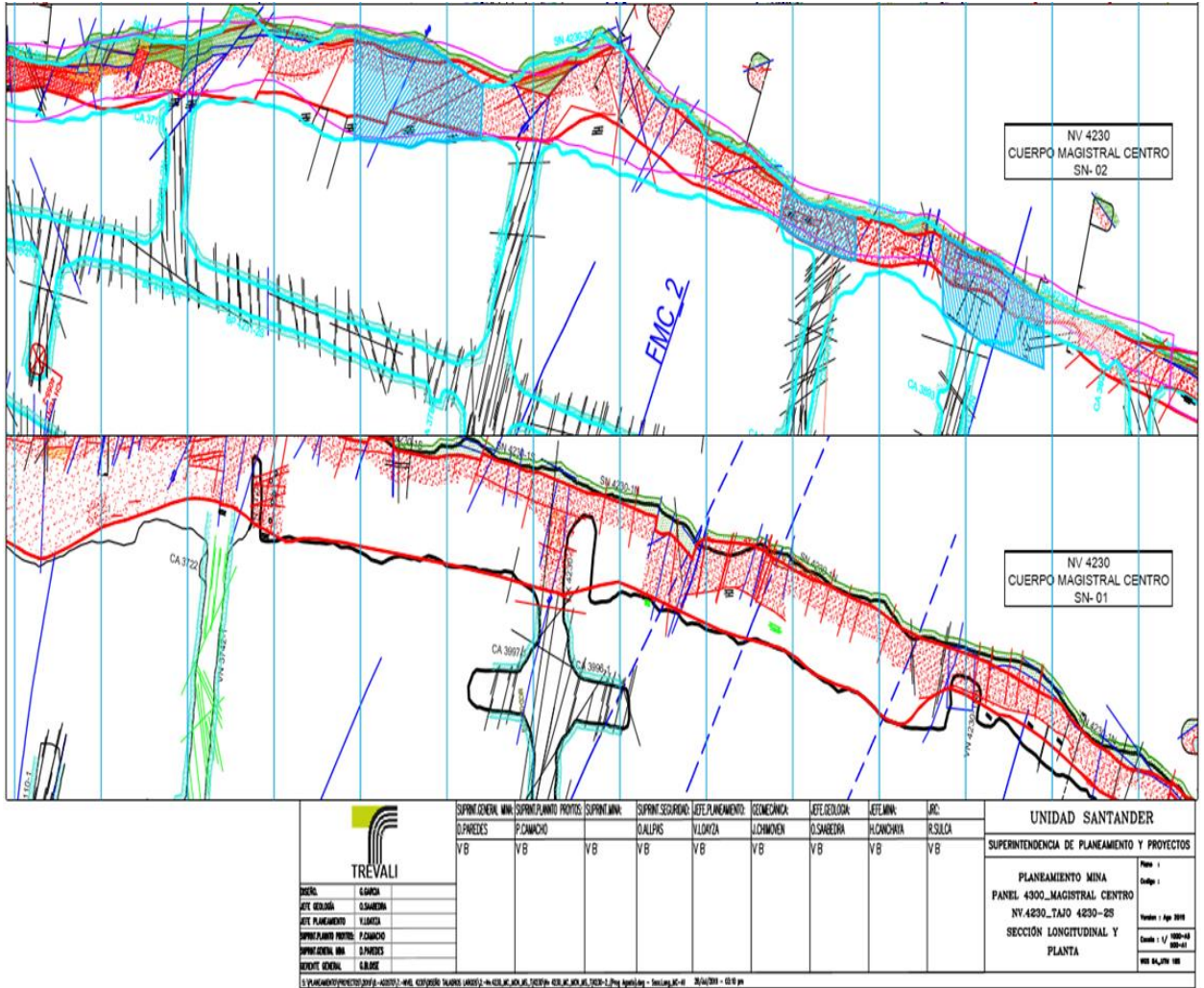


Figura 19. Labores de desarrollo en la veta Magistral Centro
Fuente: Departamento de Planeamiento

Anexo C

Taladros de producción – planta sección transversal

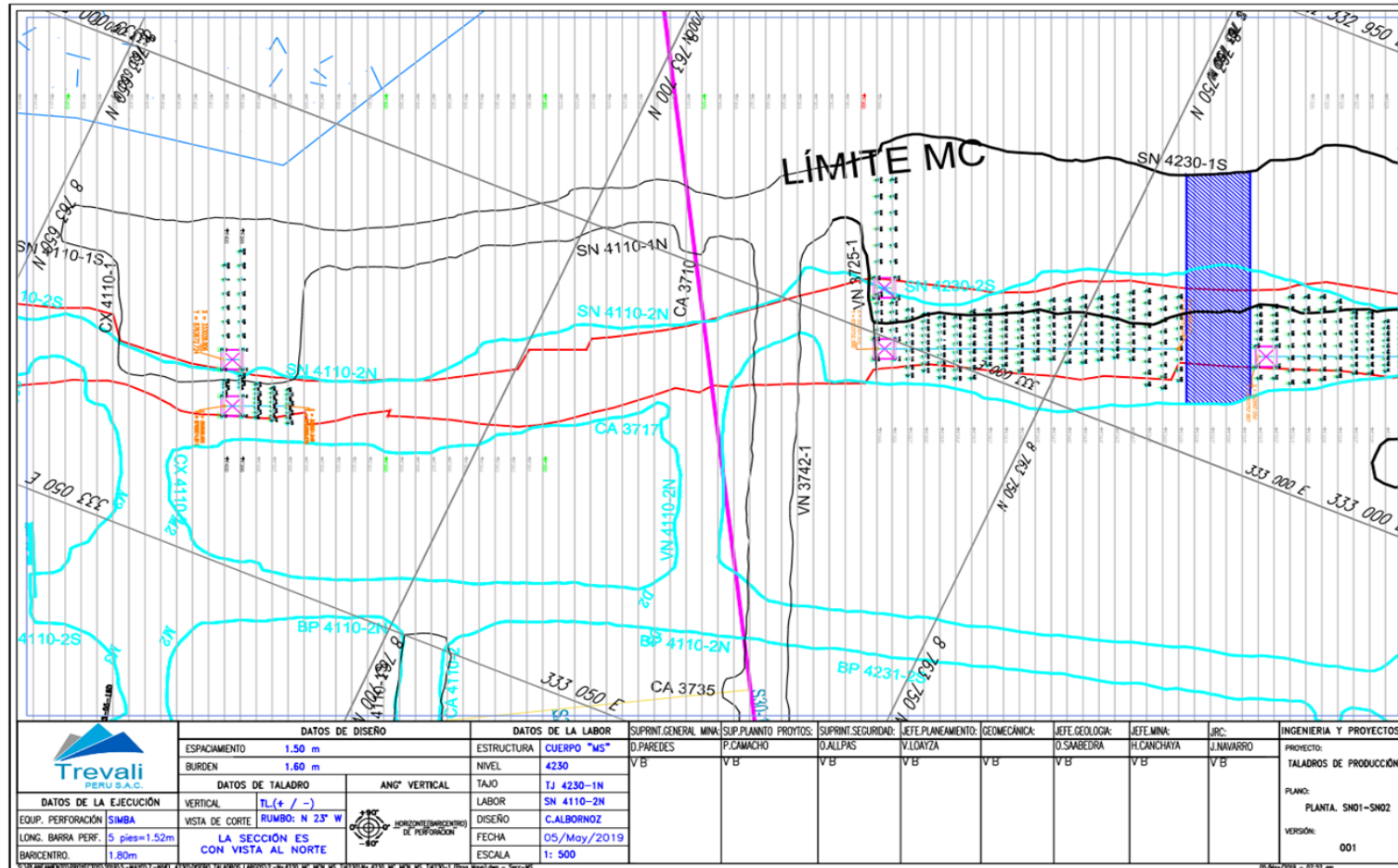


Figura 20. Taladros de producción en planta, veta Magistral Centro
Fuente: Departamento de Planeamiento

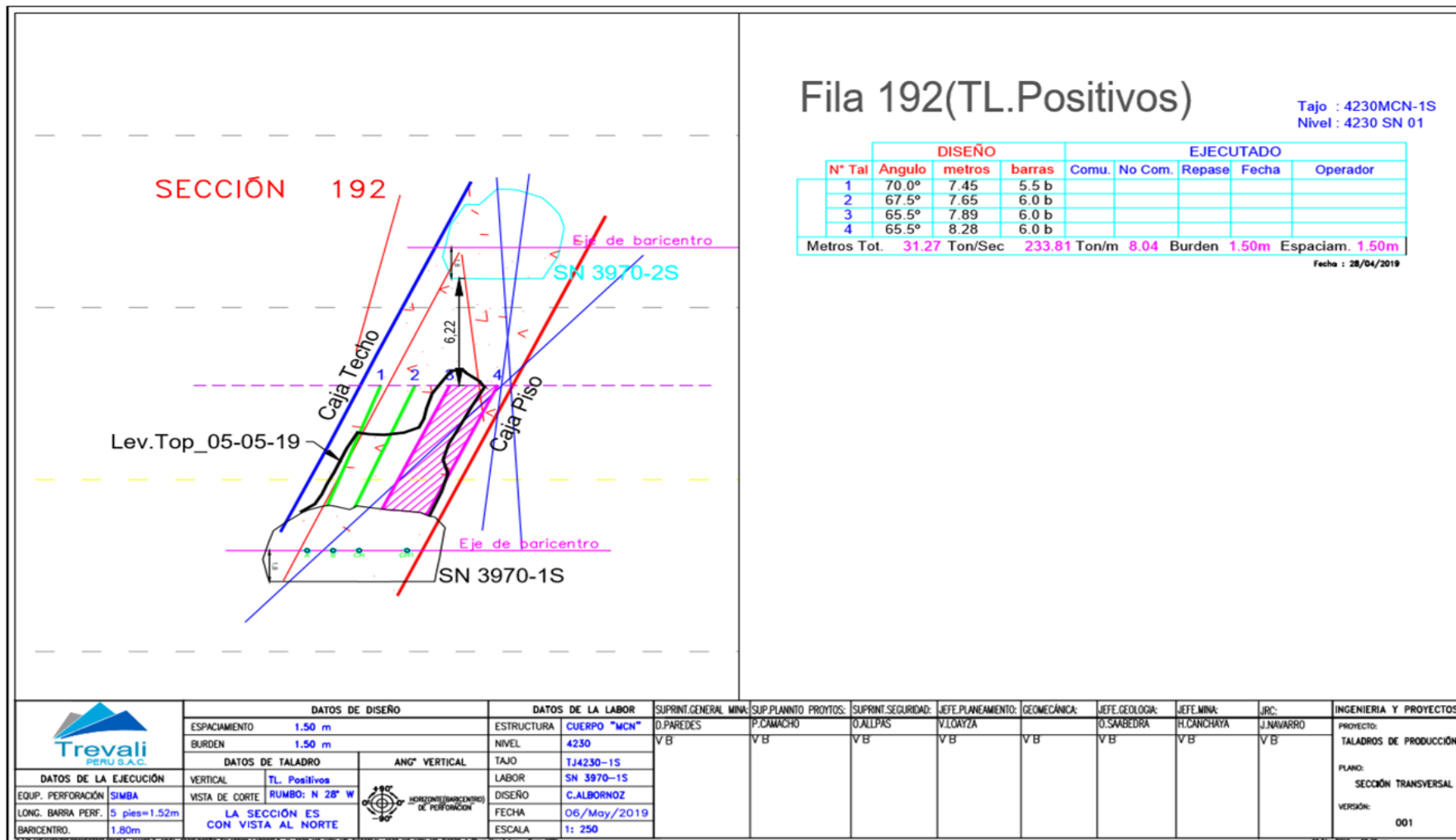


Figura 21. Perfil de taladros de producción fila 192 en la veta Magistral Centro
Fuente: Departamento de Planeamiento

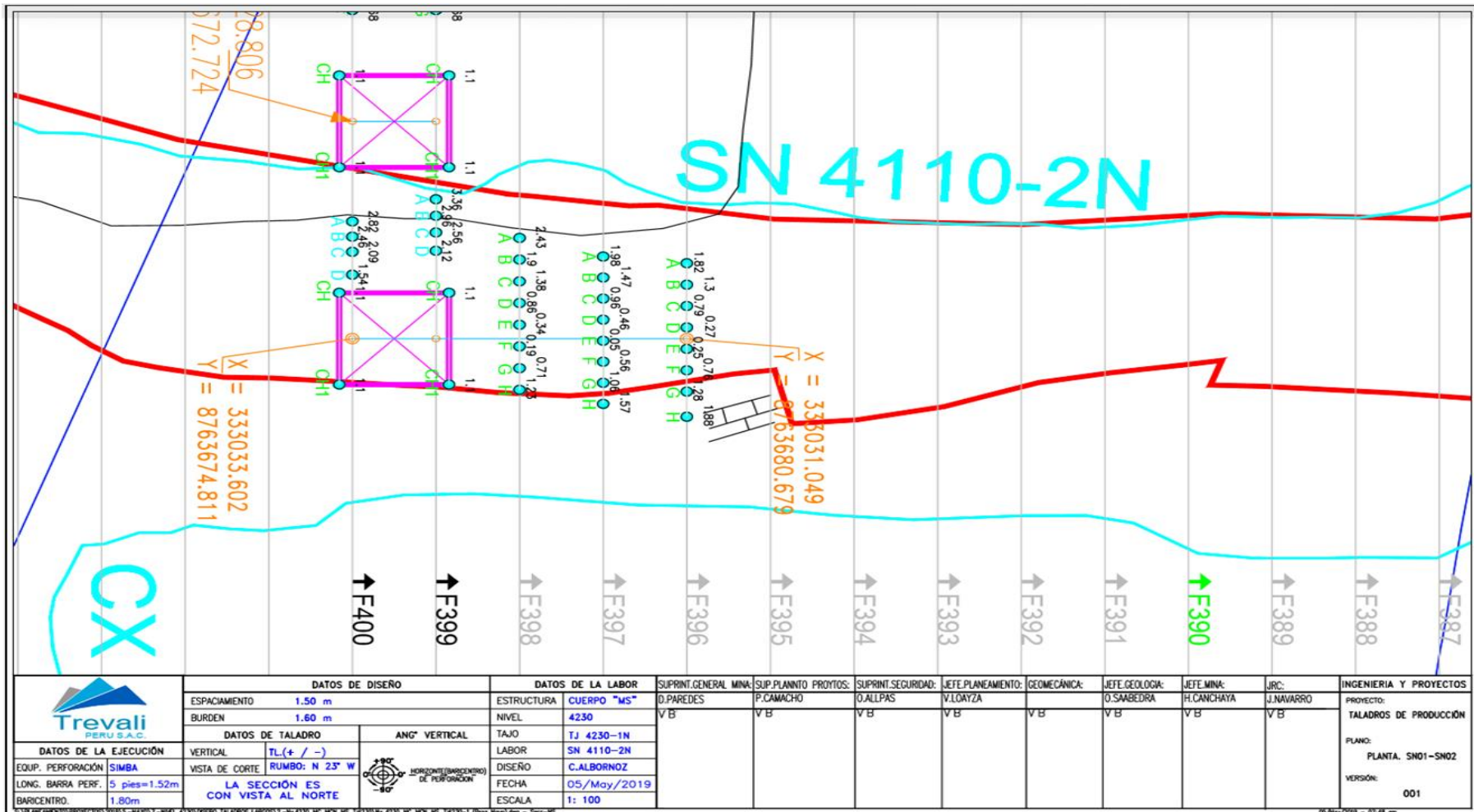


Figura 22. Taladros de producción en planta SN 4110 – 2N en la veta Magistral Centro
Fuente: Departamento de Planeamiento

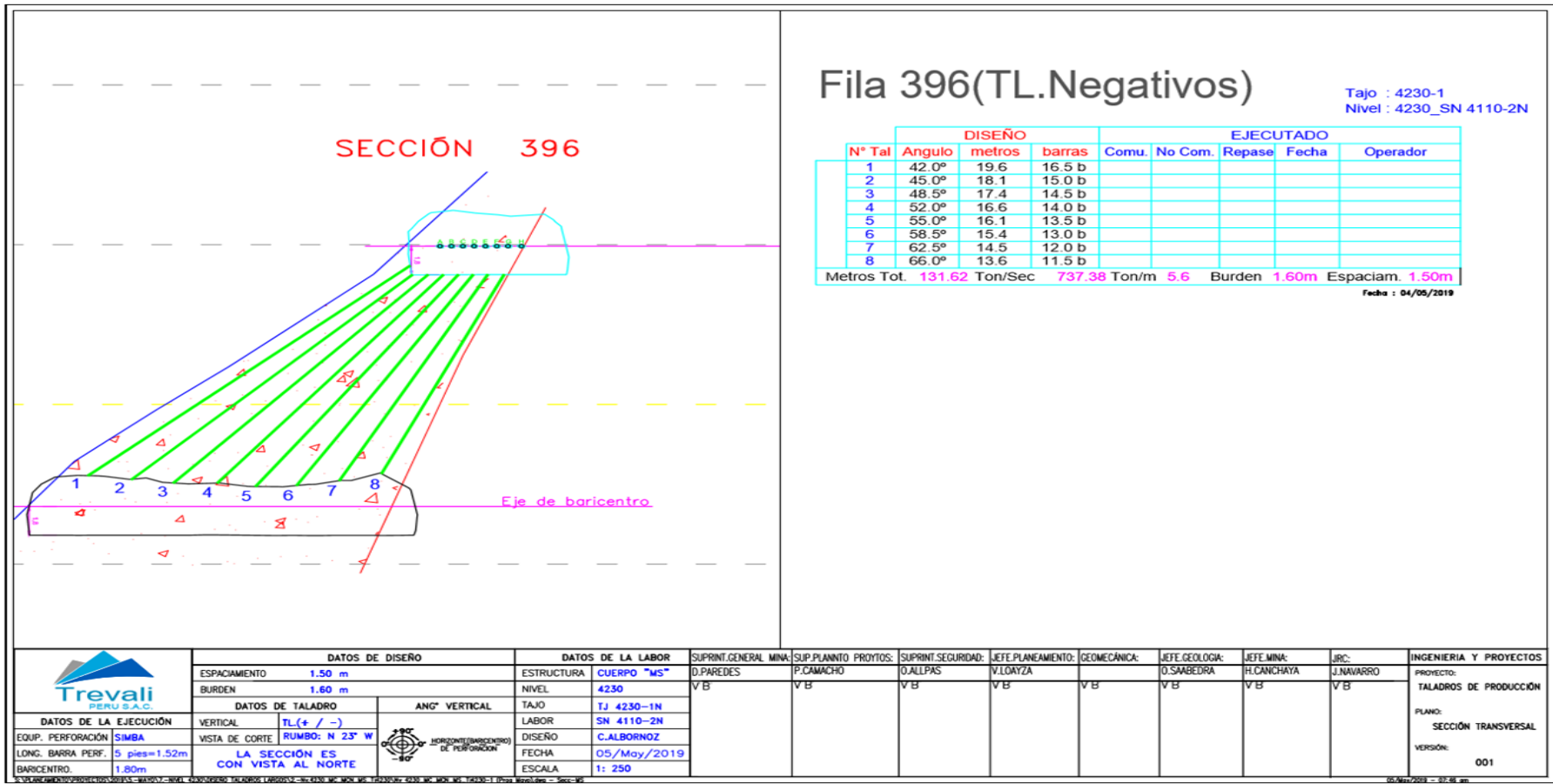


Figura 23. Taladros de producción en fila 396 (taladros negativos) en la veta Magistral Centro

Fuente: Departamento de Planeamiento

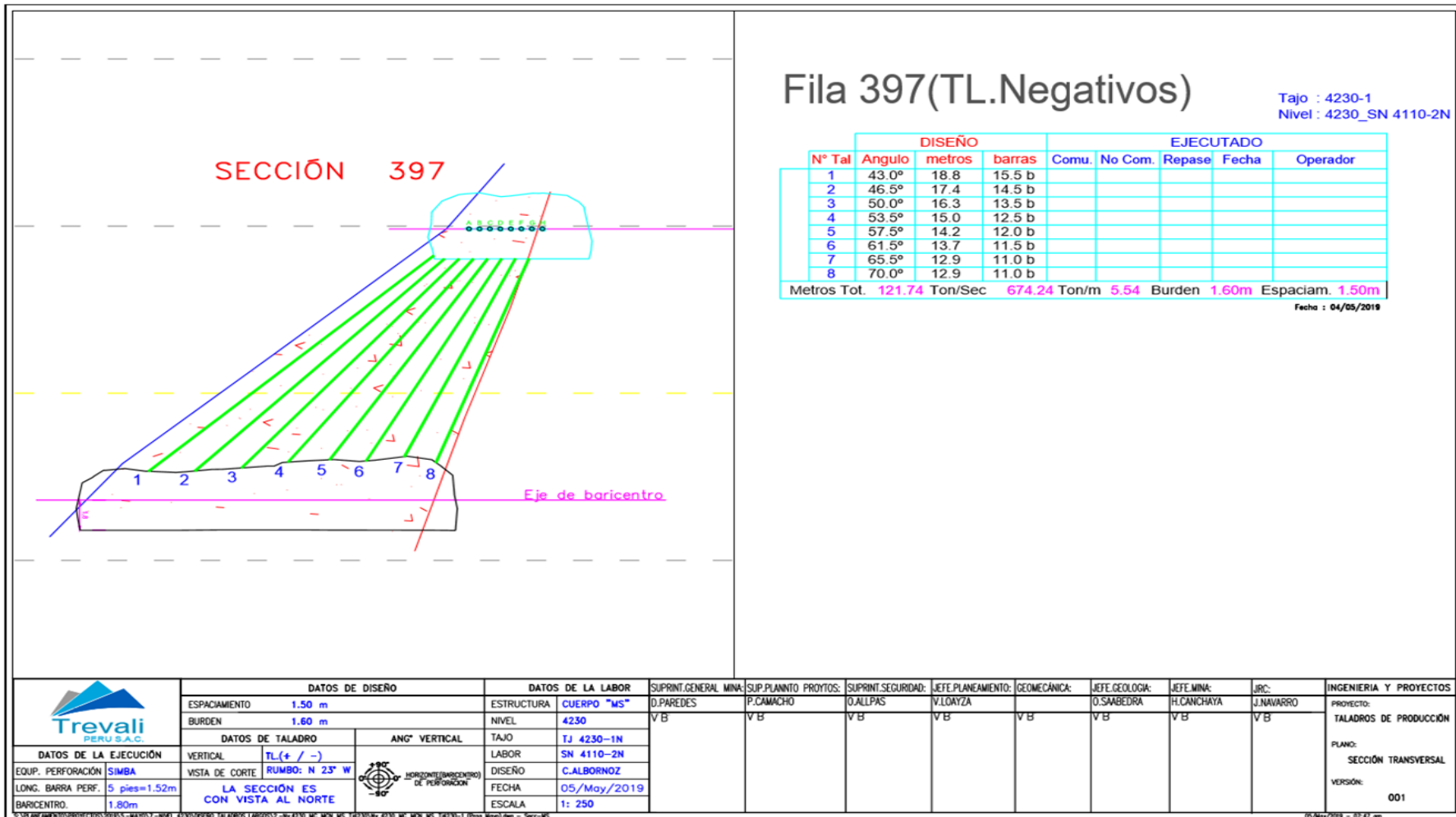


Figura 24. Taladros de producción en fila 397 (taladros negativos) en la veta Magistral Centro
Fuente: Departamento de Planeamiento

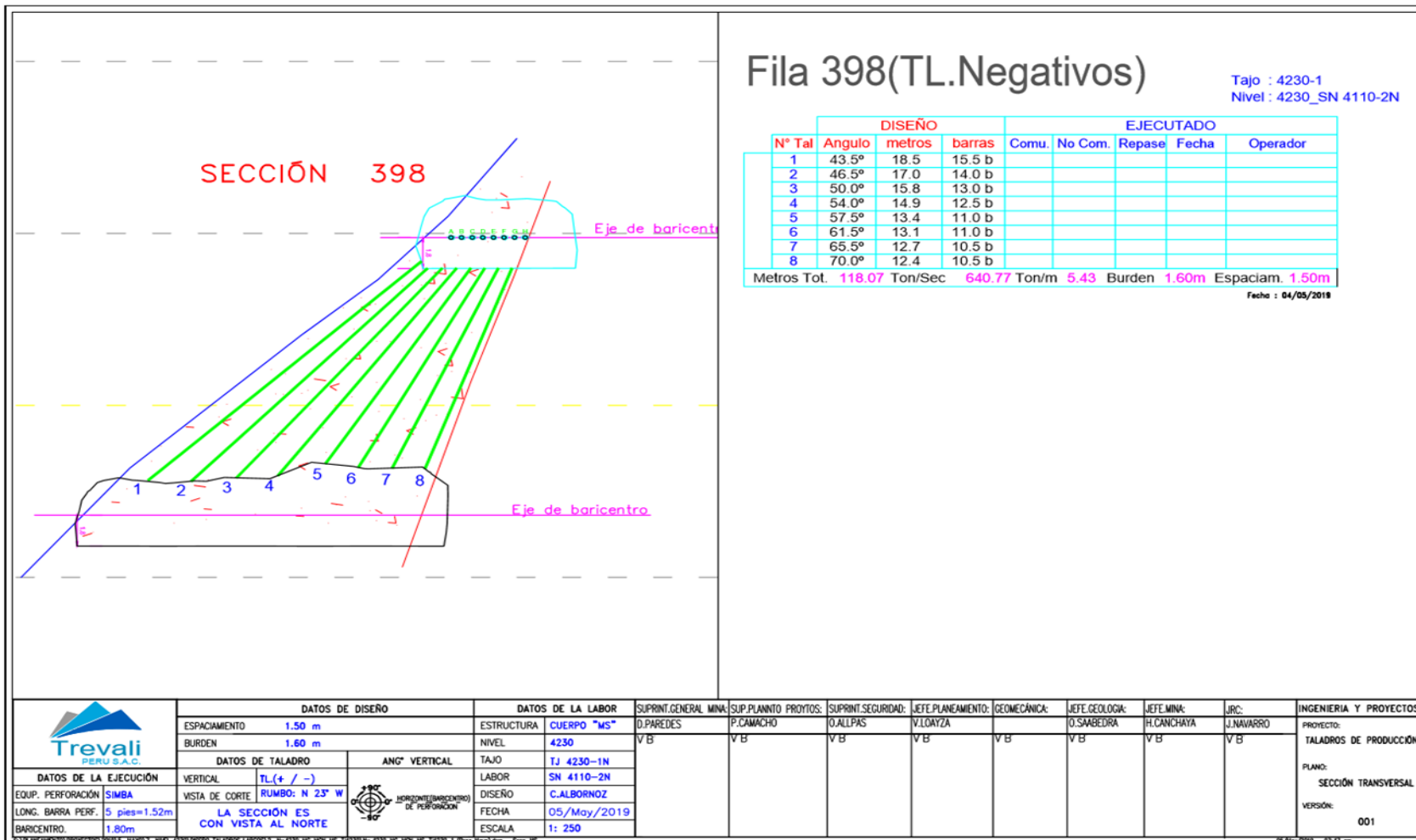


Figura 25. Taladros de producción en fila 398 (taladros negativos) en la veta Magistral Centro

Fuente: Departamento de Planeamiento

Anexo D

Malla de perforación

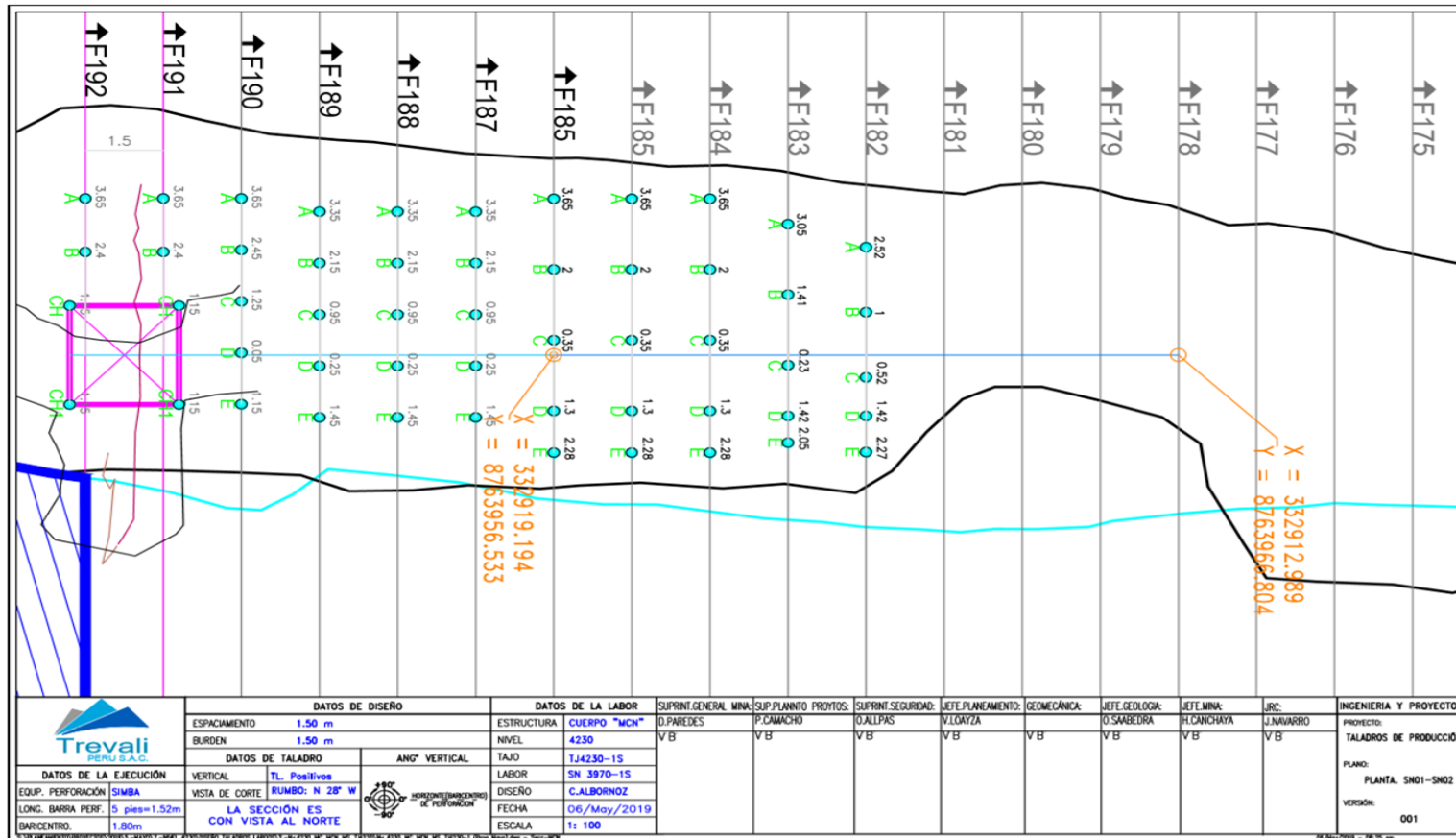


Figura 26. Malla de perforación de producción en fila 185 a 192 en la veta Magistral Centro
Fuente: Departamento de Planeamiento

Anexo E

Programa mensual – agosto 2019

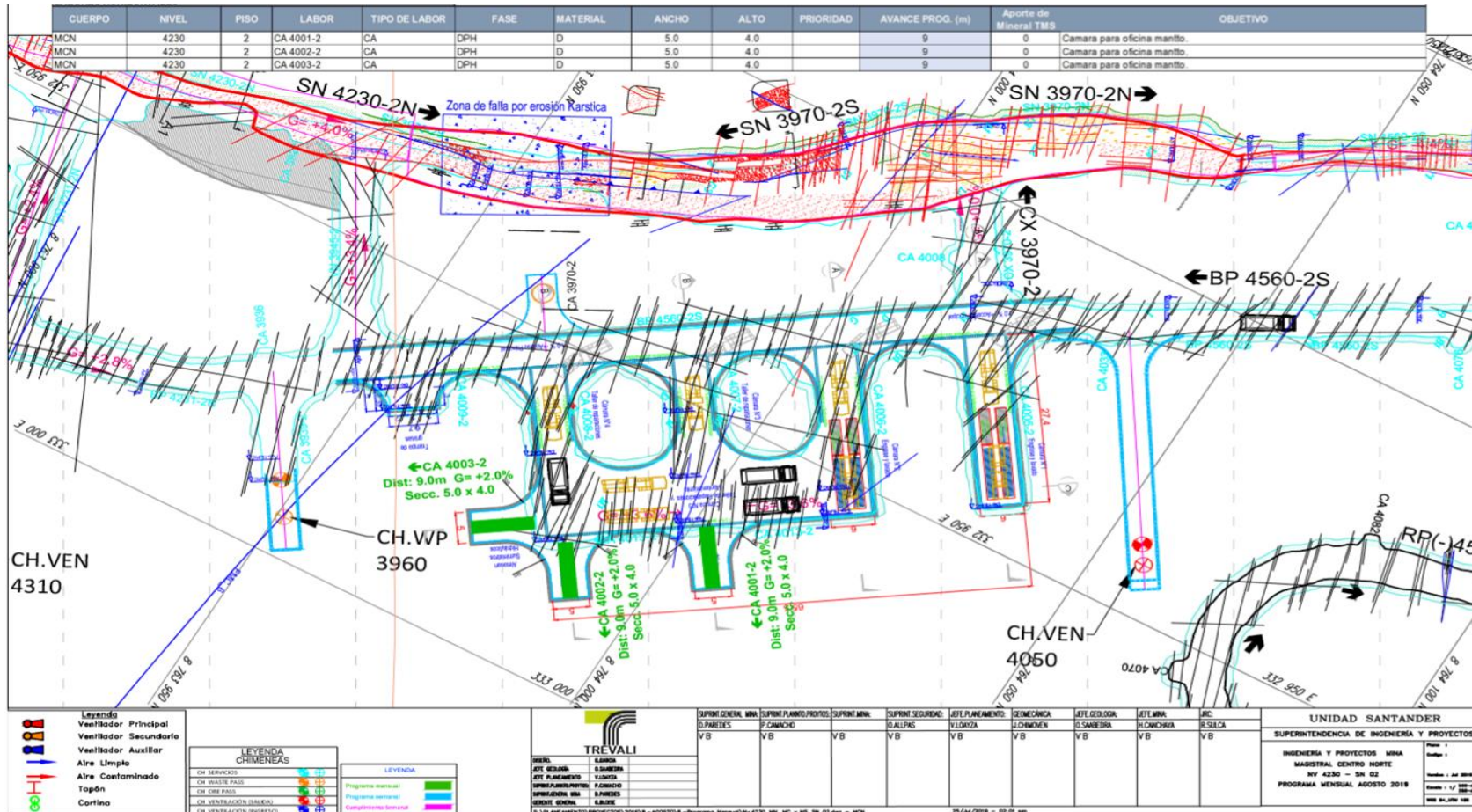


Figura 27. Programa mensual de avance en la veta Magistral Centro
Fuente: Departamento de Planeamiento