

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCCIÓN EN MANTOS
AURÍFEROS MEDIANTE EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO
ASCENDENTE SEMI MECANIZADO EN LA EMPRESA MINERA**

J.H.S. E HIJOS S.R.LTDA - 2018.

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. DAVID ROJAS BACA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

**OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCCIÓN EN MANTOS AURÍFEROS
MEDIANTE EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI
MECANIZADO EN LA EMPRESA MINERA J.H.S. E HIJOS S.R.LTDA - 2018.**

TESIS

PRESENTADA POR:

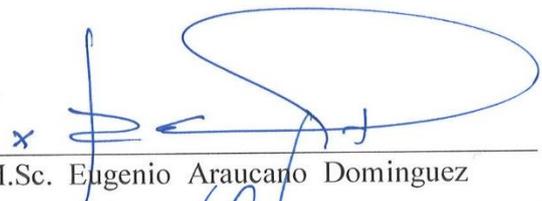
Bach. DAVID ROJAS BACA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

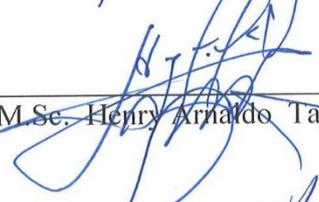
INGENIERO DE MINAS

APROBADA POR:

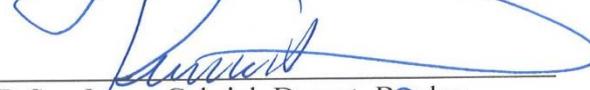
PRESIDENTE:


M.Sc. Eugenio Araucano Dominguez

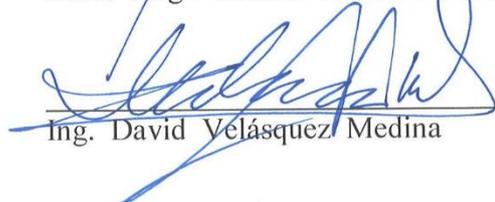
PRIMER MIEMBRO:


M.Sc. Henry Arnaldo Tapia Valencia

SEGUNDO MIEMBRO:


D.Sc. Jorge Gabriel Durant Broden

DIRECTOR / ASESOR:


Ing. David Velásquez Medina

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Explotación de yacimientos Metálicos

Fecha de sustentación: 20 de diciembre del 2018.

DEDICATORIA

A mis queridos padres por el apoyo permanente e incondicional en la formación personal y académica del proyecto de mi vida.

Especial a mi esposa y a mis hijos, por su fuerza en el aliento constante para culminar con éxito la presente tarea académica; que motivan mi voluntad de superación y a quienes en todo momento de mi vida los llevo en mi corazón.

David

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios, quien me protegió, me iluminó y me dio las fuerzas para superar todos los obstáculos y dificultades que se presentaron en la ejecución del presente trabajo de investigación, permitiéndome hoy lograr esta meta anhelada.

A mi mamá Fortunata; que con su cariño, perseverancia y comprensión, hicieron que sea consecuente en mis ideales y firme con mis decisiones.

A mis padres Justo y Guadalupe; quienes con un abnegado sacrificio me vieron crecer, siempre inculcándome valores y sabiduría.

A mis docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano – Puno.

David

ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	3
AGRADECIMIENTO	4
ÍNDICE GENERAL	5
ÍNDICE DE FIGURAS	8
ÍNDICE DE TABLAS	9
RESUMEN	10
ABSTRACT.....	11
CAPÍTULO I.....	12
INTRODUCCIÓN.....	12
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	12
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	12
1.2.1 Pregunta general	12
1.2.2 Preguntas específicas	12
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	13
1.3.1 Objetivo general.....	13
1.3.2 Objetivos específicos	13
1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	13
CAPÍTULO II.....	15
REVISIÓN DE LITERATURA	15
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	15
2.2 MARCO TEÓRICO.....	16
2.2.1 Mantos auríferos inclinados.....	16
2.2.2 Minado por cámaras y pilares.....	16
2.2.3 Método de explotación por Corte y Relleno Ascendente semi mecanizado.....	18
2.2.4 Sistema de explotación	20

2.2.5	Ciclo de minado	22
2.3	MARCO CONCEPTUAL.....	23
2.3.1	Selección del método de minado por Boshkov & Wright	23
2.3.2	Selección del método de minado por Morrison	23
2.3.3	Selección del método de minado por Hartman.....	23
2.3.4	Selección del método de minado por Nicholas.....	24
2.4	FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	24
2.4.1	Hipótesis general.....	24
2.4.2	Hipótesis específicas.....	24
2.4.3	Variable independiente	24
2.4.4	Variable dependiente	24
CAPÍTULO III.....		25
MATERIALES Y MÉTODOS.....		25
3.1	METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	25
3.2	POBLACIÓN	25
3.3	MUESTRA.....	25
3.4	TAMAÑO DE POBLACIÓN Y MUESTRA	25
3.5	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	26
3.6	INSTRUMENTOS Y RECURSOS NECESARIOS DE MUESTREO.....	26
3.7	CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN.....	27
3.8	GEOLOGÍA REGIONAL.....	30
3.9	GEOLOGÍA LOCAL.....	35
CAPÍTULO IV		36
RESULTADOS Y DISCUSIÓN		36
4.1	MINADO EN PRODUCCIÓN POR CÁMARAS Y PILARES	36
4.2	SECUENCIA DE MINADO EN PRODUCCIÓN	36

4.2.1	Perforación.....	36
4.2.2	Voladura.....	38
4.2.3	Limpieza y acarreo.....	39
4.2.4	Carguío y transporte.....	39
4.3	COSTOS	42
4.3.1	Costos de perforación	42
4.3.2	Costos de voladura.....	43
4.3.3	Costos de limpieza.....	45
4.3.4	Selección del método de minado por Boshkov & Wright	66
4.3.5	Selección del método de minado por Morrison.....	66
	CONCLUSIONES	67
	RECOMENDACIONES.....	68
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	69
	ANEXOS	71

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Diseño de Cámaras y Pilares	17
Figura 2: Diseño de explotación – Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.	19
Figura 3. Tajeo explotado y rellenado con material detrítico.	21
Figura 4. Mapa de ubicación geológica	32
Figura 5. Corte geológico del yacimiento Ana María.	34
Figura 6. Malla de perforación con arranque triángulo.	40
Figura 7. Malla de perforación – tajeo en realce.	41
Figura 8. Malla de perforación – tajeo en breasting.	53
Figura 9. Producción diaria – método I & método II.....	65
Figura 10. Producción mensual – método I & método II.	66

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Distancia recorrida.....	28
Tabla 2. Acceso a la mina.....	28
Tabla 3. Indicadores de Perforación y voladura – cámaras y pilares	39
Tabla 4. Estructura del costo de explotación método de cámaras y pilares.....	47
Tabla 5. Indicadores de perforación y voladura – corte y relleno ascendente semi mecanizado	52
Tabla 6. Estructura del costo de explotación método de corte y relleno ascendente semi mecanizado	61
Tabla 7. Resumen comparativo en los métodos de explotación en estudio.....	63
Tabla 8. Resumen comparativo en el costos por disparo de los métodos de explotación en estudio	64
Tabla 9. Resumen comparativo en el costos por tonelada métrica de los métodos de explotación en estudio	64
Tabla 10. Resumen comparativo de producción por día en los métodos de explotación en estudio	64
Tabla 11. Resumen comparativo de producción mes de los métodos de explotación en estudio.....	65

RESUMEN

La Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda., se encuentra ubicado, en la Cordillera Oriental de los Andes a 5,070 m.s.n.m., dentro de la jurisdicción del distrito de Ananea, provincia de San Antonio de Putina, departamento de Puno, realizando operaciones de minado subterráneo en mantos auríferos inclinados mediante el método de Cámaras y Pilares y actualmente tiene problemas de baja producción de mineral por día, debido a las restricciones del método de explotación utilizado y para lograr el incremento de la producción se ha planteado como objetivo optimizar la producción en mantos auríferos inclinados, mediante el método de Corte y Relleno Ascendente semi- mecanizado en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda. La metodología del estudio de investigación ha consistido en: su primera etapa en evaluar todos los procedimientos de explotación del método de Cámaras y Pilares, las operaciones mineras consistentes en: taladros perforados, explosivos utilizados, producción del mineral en t/día, equipos utilizados, ciclo de minado, densidad del mineral, dichos datos se han registrado en sus respectivas fichas de control. Posteriormente en el estudio de investigación con el método de explotación de Corte y Relleno ascendente semi-mecanizado, se han analizado los equipos utilizados, número de taladros perforados, explosivos utilizados, producción del mineral en t/día, el ciclo de minado, personal requerido, los datos se han recolectado en los formatos de control. Finalmente analizando ambos métodos se llegó a las siguientes conclusiones: que mediante el método de explotación por Corte y Relleno ascendente semi-mecanizado, la producción de mineral se ha incrementado de 33.53 t/día producidos con el método de Cámaras y Pilares a 50.30 t/día en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

Palabras claves: Optimización, producción, mantos, corte, relleno, ascendente.

ABSTRACT

The Mining Company “J.H.S. e hijos S.R.Ltda.”, is located in the Eastern Cordillera of the Andes at 5,070 masl, within the jurisdiction the distric of Ananea, province of San Antonio de Putina, department of Puno, carrying out underground mining operations in gold-bearing inclined mantles, using the room and pillar method and currently has problems of low mineral production per day due to the restrictions of the exploitation method used and to achieve the increase in production has been aimed at optimizing the production in inclined gold beds, using the semi-mechanized over cut and fill method in the “JHS e hijos SRLtda.” Mining Company. The methodology of the research study consisted in: its first stage evaluating all the operating procedures of the room and pillar method, the mining operations consisting of: drilled drills, explosives used, production of the mineral in metric tonne /day, equipment used, mining cycle, mineral density, said data have been recorded in their respective control sheets. Subsequently in the research study with the method of exploitation of over cut and fill semi- mechanized, the equipment used, number of drilled holes, explosive used, production of the mineral in metric tonne /day, the mining cycle, personnel required, have been analyzed, the data has been collected in the control formats. Finally analyzing both methods, the following conclusions were reached: that by means of the semi-mechanized over cut and fill method, mineral production has increased from 33.53 metric tonne /day produced with the room and pillar method to 50.30 metric tonne /day at the “JHS e hijos S.R.Ltda.” Mining Company.

Keywords: Optimization, production, mantles, cut, fill, ascending.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda., realiza labores de minería subterránea en la UEA Ana María, en la zona de la Rinconada, empleando anteriormente el método de explotación de Cámaras y Pilares, presentando varias complicaciones dentro de la explotación de los blocks, por el mismo hecho de que la estructura mineralizada presenta buzamientos entre 25° a 35°, más aún en la recuperación de la misma dejada en los pilares, que resultan ser económicamente inadmisibles para la empresa, esto además merma en la productividad de la empresa y al contrario incrementa el costo de operación; por consiguiente surgió la necesidad inmediata de minimizar los inconvenientes y optar por el cambio del método de explotación a Corte y Relleno Ascendente semi - mecanizado, el presente trabajo se realiza para que los blocks preparados sean eficientemente explotados.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Pregunta general

¿Cómo optimizamos la producción en mantos auríferos inclinados, mediante el método de Corte y Relleno Ascendente semi- mecanizado vs el método de Cámaras y Pilares en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.?

1.2.2 Preguntas específicas

- a) ¿Cómo determinamos la producción del mineral por día, aplicando el método de explotación de Cámaras y Pilares en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.?
- b) ¿Cómo optimizamos la producción en mantos auríferos inclinados, aplicando el método de Corte y Relleno Ascendente semi- mecanizado en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.?

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1 Objetivo general

Optimizar la producción en mantos auríferos inclinados, mediante el método de Corte y Relleno Ascendente Semi- mecanizado vs el método de Cámaras y Pilares en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

1.3.2 Objetivos específicos

- a) Determinar la producción del mineral por día, aplicando el método de explotación de Cámaras y Pilares en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.
- b) Optimizar la producción en mantos auríferos inclinados, aplicando el método de Corte y Relleno Ascendente semi- mecanizado en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación tiene la finalidad de contribuir con la aplicabilidad de metodologías en la selección de métodos de minado y un aporte en la toma de decisiones, porque puede ser usado como un medio de consulta para el perfeccionamiento en el avance de conocimientos de los mismos. Además en la selección del método de minado se prioriza los criterios únicos e independientes de cada yacimiento tomando en cuenta las características especiales, condiciones geológicas e hidrogeológicas, geotécnicas, etc. del propio yacimiento.

La Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.; mediante la cubicación de reservas de estructura mineralizada, tiene un mineral probado de: 1 837 574 t, con 551 272 t de mineral probable, con una ley promedio de 8 gr-Au/t y teniendo en cuenta la mejora continua se determinó la aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente semi mecanizado en la explotación de mantos auríferos inclinados.

Según los estudios y pruebas realizadas en la explotación de las estructuras mineralizadas en mantos inclinados, ha resultado ser más favorable el método de Corte y Relleno Ascendente semi-mecanizado.

La ejecución del trabajo de investigación se justifica porque al aplicar este método de explotación se obtendrá la recuperación total de la estructura mineralizada, generando mayor utilidad para la Empresa Minera y su aplicabilidad en yacimientos con características similares.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Tintaya, J. (2002), en su tesis “Optimización de costos de minado en labores de desarrollo de la Unidad Minera Andaychagua – Cía. Volcan S.A.” Concluye que los resultados de la optimización en la etapa actual demuestra que se logró los objetivos trazados en asignación óptima de los recursos se logró reducir los costos teniendo como ahorro frente a lo que se gastaba antes en una operación de rampa se logró reducir de 270.11 dólares a 181.79 dólares, teniendo un ahorro de 88.32 \$/m y en By Pass se logró reducir de 264.14 dólares a 175.61 dólares que presenta un 68 ahorro de 88.53 \$/m.

Valero, J. (2003), en su tesis “Optimización del método de explotación del yacimiento aurífero Vanesa- Rinconada”, concluye que el método de explotación por Cámaras y Pilares es el más adecuado de acuerdo a las características geológicas que presenta el yacimiento y requiere menor costo de producción en comparación a otros métodos.

Zevallos, E. (2003), en su tesis “Aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente en vetas angostas, mina Arirahua”, concluye que el sistema de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional es el método adecuado con una producción de 456 Tm/día, para lo cual se dispone de equipos, personal e instalaciones requeridas.

Romero, G. (2012), en su tesis “Selección de métodos extractivos y su impacto en la productividad minera, estudio de la minería de carbón colombiana – Departamento de Ingeniería Industrial de la universidad Nacional de Colombia”, concluye que la identificación y definición de los criterios para el problema es una etapa crucial para la solución del problema de selección del método extractivo, esta investigación toma los principales criterios de la literatura científica consultada para resolver el problema, pero pueden incluirse más criterios según sea el caso; los criterios económicos pueden ampliarse para considerar el valor y el volumen de reservas del mineral. Otro criterio que podría considerarse es el precio actual de cada mineral, ya que este criterio afecta la viabilidad económicamente de cada manto.

2.2 MARCO TEÓRICO

2.2.1 Mantos auríferos inclinados

Los mantos auríferos en la UEA Ana María – Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda., son formaciones mineralizadas con un contenido de Oro de forma tabular, presenta un buzamiento promedio de 30° y se prolongan en un rumbo E - W.

2.2.2 . Minado por cámaras y pilares

El minado de explotación que se desarrollaba anteriormente en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda., fue el de Cámaras y Pilares “Room and Pillar”, realizando ciclajes de perforación: corte y tajeo (ver figura 2.1).

Ventajas:

- La utilización de material de sostenimiento es mínima.
- No requiere relleno.
- Las irregularidades del yacimiento afectan poco a la explotación.
- No requiere condiciones especiales de disciplina y capacidad del personal.

Desventajas:

- Los pilares son complicados de recuperar.
- Deficiencia en la ventilación.
- El consumo de explosivo es considerable.
- La dilución del mineral es elevada.
- El transporte es dificultoso.

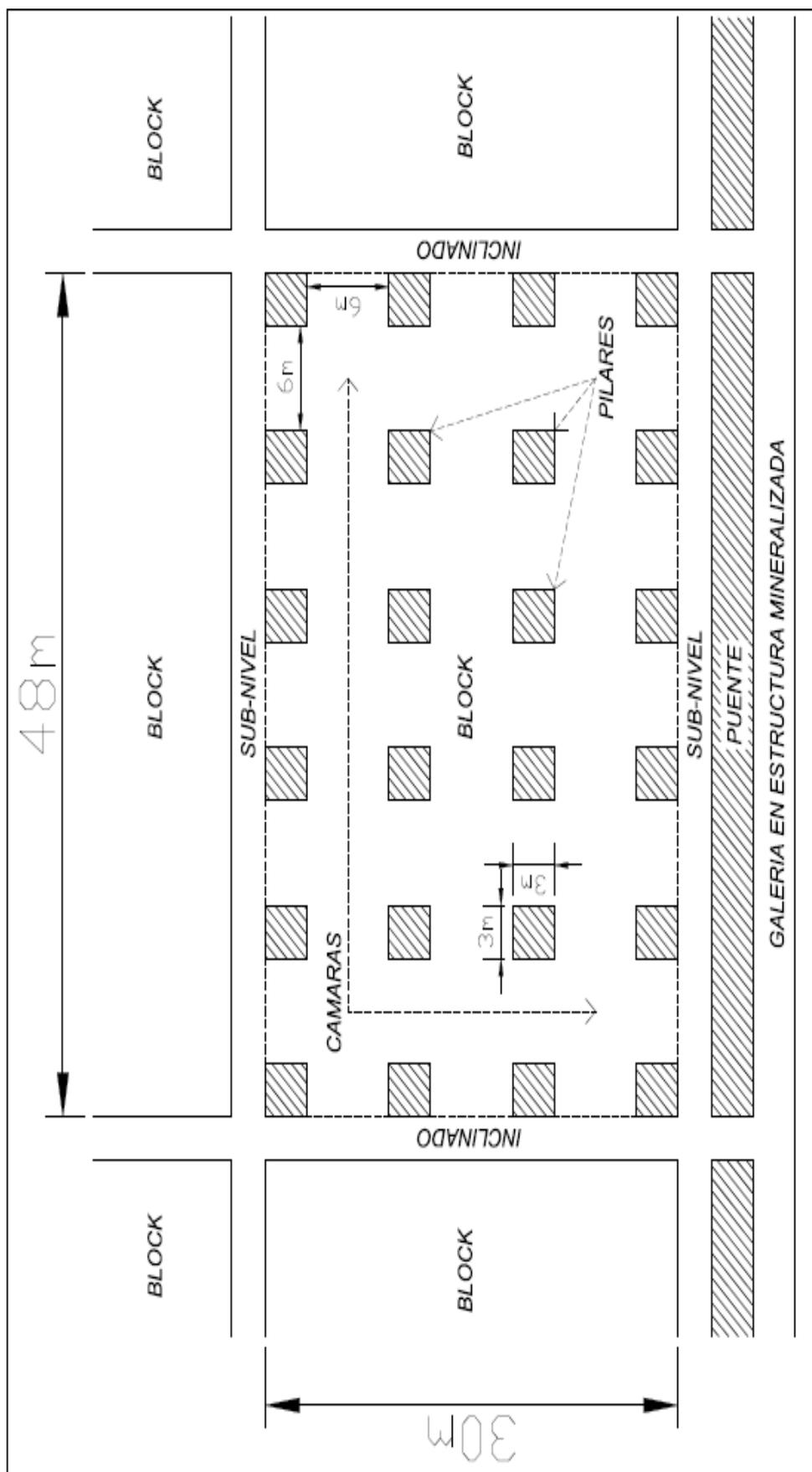


Figura 1. Diseño de Cámaras y Pilares
Fuente : Elaboración propia

2.2.3 Método de explotación por Corte y Relleno Ascendente semi mecanizado

En la actualidad Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda., utiliza el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente “Over Cut and Fill” y se realiza con perforaciones en breasting de rebanadas horizontales, que permite en la voladura aprovechar el material estéril para el relleno del tajo (ver figura 2.2).

Ventajas:

- Minimiza el trasteo de estéril.
- El estéril producto de la voladura sirve como relleno de los tajos.
- Buenas condiciones para el desempeño del personal.
- Reduce la dilución en los tajos.
- Bajo consumo de explosivo en la explotación de los tajos.

Desventajas:

- Sostenimiento artificial mínimo.
- El rendimiento por hombre-guardia es en general moderado.

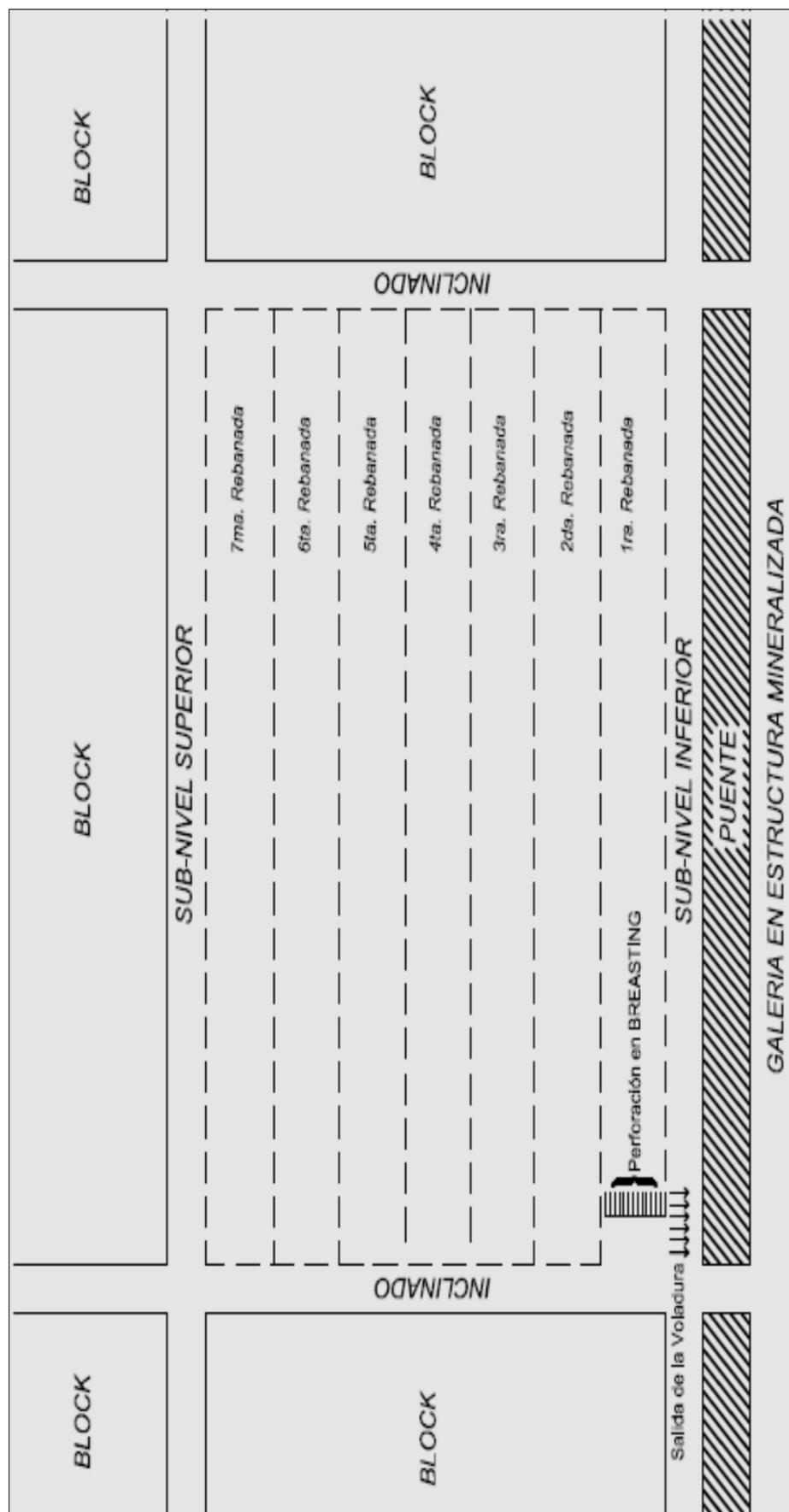


Figura 2: Diseño de explotación – Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

Fuente : Elaboración propia.

2.2.4 Sistema de explotación

La Operación de minado consiste en preparar blocks de 30m x 48m para nuestro caso, siguiendo el proceso de ejecutar:

- Primero: Labores de exploración : Cortadas.
- Segundo: Labores de desarrollo : Galerías, Cruceros, Chimeneas, Estocadas.
- Tercero: Labores de preparación : Inclinados, Sub niveles.
- Cuarto: Labores de explotación : Tajeos

En la unidad económica administrativa Ana María, caso específico de la Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda. Se emplea el sistema de circado de la estructura mineralizada, dejando el manto en el techo, para posteriormente realizar el recorte del mineral.

Los mantos se desarrollan en sentido horizontal en galerías, las cuales están separadas entre 25 a 30 metros en subniveles, dependiendo de la zona. En sentido vertical se desarrollan los inclinados espaciados cada 50 metros, quedando dividido el manto en block.

En cada proyección de los inclinados, se prepara los buzones – camino, que permite definir los block a explotar.

El piso inicial es sobre el puente de 3 metros de altura entre la galería y el subnivel. El corte de los tajeos se hace con cara libre hacia el subnivel, aprovechando la voladura para el relleno detrítico del tajo

Luego de realizado el disparo se procede extraer el remanente del material ganga, usando Winche de arrastre eléctrico de 20 Hp, que permite jalar hacia el buzón.

Posteriormente se procede con el recorte de la estructura mineralizada (circa) y al recojo del mismo (quiebra). Al final de la explotación de todo el block, queda completamente sellado con el relleno detrítico (ver figura 2.3).

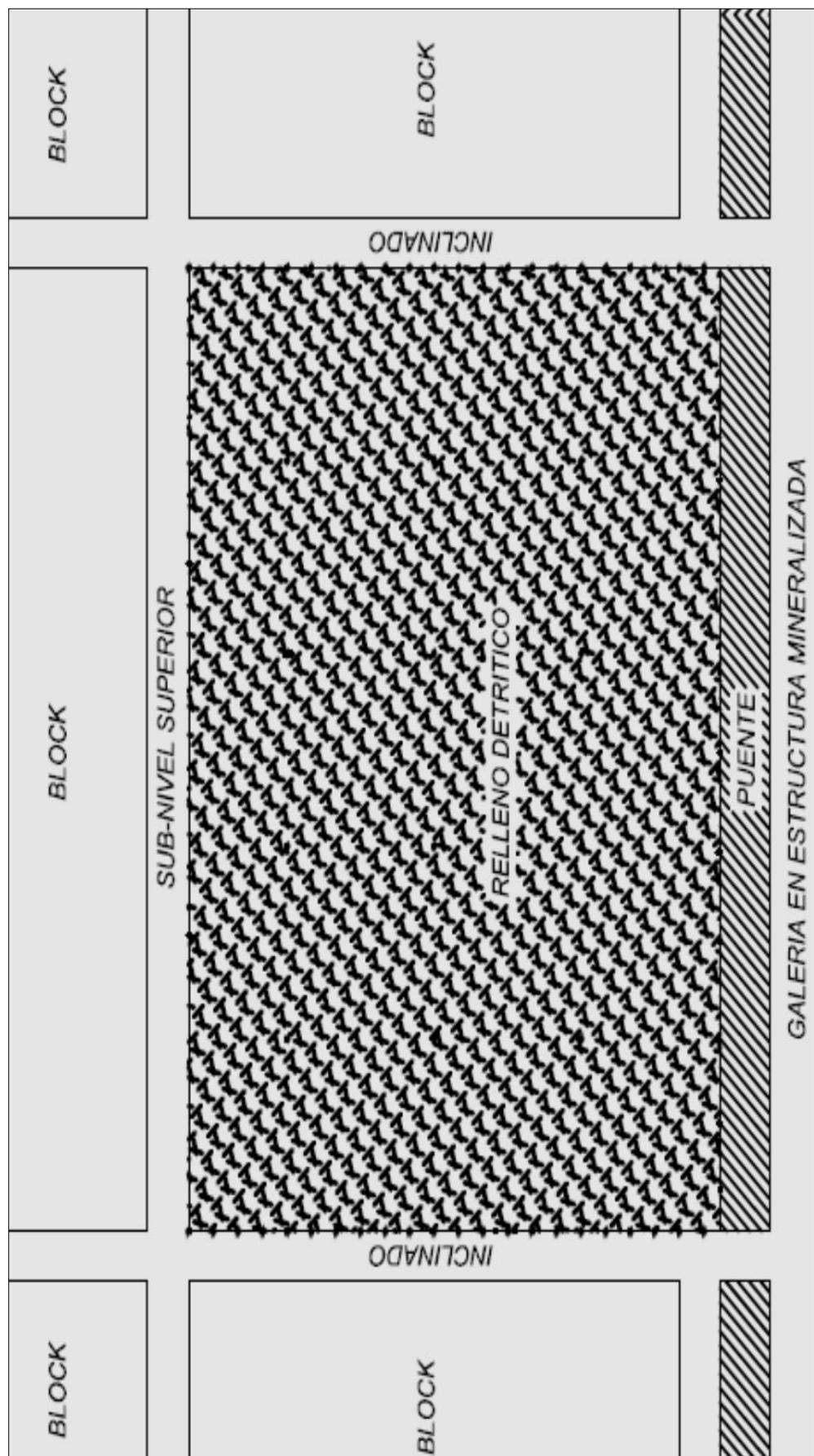


Figura 3. Tajeo explotado y relleno con material detrítico.

Fuente : Elaboración propia.

2.2.5 Ciclo de minado

El ciclo de Minado comprende:

- Perforación.
- Voladura.
- Limpieza y Acarreo.
- Sostenimiento (opcional).
- Transporte.

Perforación

Para la explotación de los block se realiza la perforación horizontal en breasting, para esto se cuenta con maquinas perforadoras neumáticas Jackleg, (marca Boart Longyear, modelo: SECO S250), además se utiliza barrenos cónicos de 5 pies de longitud con brocas de incrustaciones de tungsteno de: 38mm de diámetro, ambos de (Atlas Copco).

Voladura

El explosivo utilizado en la voladura es la dinamita semigelatina de 65% y los accesorios de voladura: mecha de seguridad blanca y el fulminante común # 8.

Limpieza y acarreo

Comprende el acarreo del material ganga hacia los buzones, los cuales se realiza con una rastra de 0.12 m³ de capacidad, accionado por un winche de arrastre eléctrico de 20 Hp.

Sostenimiento y enmaderado de los caminos

Parte del sostenimiento del tajeo se realiza colocando puntales de 8” de diámetro con plantilla, según requiera el caso, además se resalta el relleno detrítico bloqueado por el disparo en el sostenimiento del tajeo y para el enmaderado de los caminos se hace colocando puntales en línea de 8” de Ø, bloqueando de caja a caja, con una distancia de separación de 1.50 metros. En el lado del camino se encostilla con tablas o rajados con una luz de 4” a 5” de espesor, siempre que lo requiera.

Transporte

Desde los echaderos del tajeo, tanto el material estéril, como el mineral son transportados en el adaptado equipo de bajo perfil Dumper, el primero hacia la desmontera y el mineral al depósito de la empresa.

2.3 MARCO CONCEPTUAL

2.3.1 Selección del método de minado por Boshkov & Wright

El sistema de clasificación inducido por Boshkov & Wright (1973), es uno de los primeros esquemas desarrollados de clasificación cualitativa para la selección del método de explotación subterránea, este método utiliza una descripción general del espesor de la estructura mineralizada, buzamiento, resistencia del mineral y roca encajonante, para identificar métodos comunes que han sido aplicados en similares condiciones, el resultado de esta clasificación sugiere hasta cuatro métodos que pueden ser aplicados a una situación específica (ver anexo 3).

2.3.2 Selección del método de minado por Morrison

La clasificación propuesta por Morrison (1976), divide la explotación subterránea en tres grupos básicos: 1. Soporte con Pilares Rígidos; 2. Subsistencia Controlada; 3. Hundimiento, las definiciones generales de la potencia de la estructura mineralizada, tipo de soporte y la acumulación de esfuerzos inducidos, son criterios utilizados para la determinación de un método de explotación. La elección de un método sobre otro se basa en las diversas combinaciones de condiciones del terreno, en esta clasificación, las condiciones del terreno ya han sido evaluadas para determinar el tipo de sostenimiento necesario (ver anexo 4).

2.3.3 Selección del método de minado por Hartman

Hartman (1987), ha desarrollado un diagrama de flujo para la selección del método de explotación, basado en la geometría del depósito mineralizado y las condiciones del terreno en la zona de mineralización. Este sistema es similar al propuesto por Boshkov & Wright, pero está dirigido a métodos específicos de explotación (ver anexo 5). Hartman, acepta que su método de clasificación es cualitativo y sugiere que debería ser usado como una primera aproximación en la selección del método de explotación.

2.3.4 Selección del método de minado por Nicholas

El sistema de clasificación de Nicholas (1981), determina la factibilidad de los métodos extractivos mediante una clasificación numérica. Este método selecciona la geometría y la distribución de mineral; también examina las características de mecánica de rocas presentes en la zona de mineralización y en las cajas encajonantes. Un valor de 3 o 4 indica que característica se prefiere para el método de extracción; Un valor de 1 o 2 indica que una característica es probablemente adecuada, mientras que un valor de 0 indica que una característica probablemente no es adecuada para el método de extracción. Finalmente un valor de -49 indicaría que una característica elimina completamente a dicho método.

2.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.4.1 Hipótesis general

Mediante la aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente semi- mecanizado vs el método de Cámaras y Pilares se optimizará la producción en los mantos auríferos inclinados de la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

2.4.2 Hipótesis específicas

- a) Al aplicar el método de explotación de Cámaras y Pilares, se determinará la producción del mineral por día, en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.
- b) Mediante la aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente Semi- mecanizado, se optimizará la producción en los mantos auríferos inclinados en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

2.4.3 Variable independiente

Método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Semi- mecanizado en la empresa minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

2.4.4 Variable dependiente

Optimización de la producción en mantos auríferos en la empresa minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

La metodología para desarrollar el trabajo de investigación es de tipo descriptivo, en donde se analizará en su etapa inicial la secuencia de minado del método de explotación de Cámaras y Pilares y se determinará la producción del mineral por día y posteriormente se analizará el método de Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado, consistente en: perforación, voladura, limpieza, acarreo y transporte. Los controles operacionales del proceso de explotación se realizarán en 25 días (2 turnos por día), en donde se tomará en cuenta: las dimensiones, el diseño de las labores de explotación subterránea, la secuencia de minado y equipos utilizados para este sistema de explotación, también se determinará la producción del mineral por día. Finalmente se analizará las ventajas y desventajas de los dos métodos de explotación, utilizado anteriormente y el sistema actual motivo del trabajo de investigación, para determinar las condiciones de aplicabilidad del método de explotación según las características del yacimiento aurífero.

3.2 POBLACIÓN

La población está constituida por el yacimiento ubicado en UEA Ana María – Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

3.3 MUESTRA

Se considera el yacimiento ubicado en UEA Ana María – Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda. Además se aprovecha las labores subterráneas ya trabajadas para la toma de muestras, de los parámetros geológicos y estructurales necesarios para el trabajo de investigación.

3.4 TAMAÑO DE POBLACIÓN Y MUESTRA

De acuerdo al número de información recopilada, el tamaño de la población es igual al tamaño de la muestra.

3.5 TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

a) Técnicas de recopilación de información

Adicional de interés: planos de muestreo, informes (ver anexos 6 y 7), etc., se aprovecha toda la información necesaria, registrada por la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

b) Técnicas de análisis de datos

- **Decisión multicriterio discreta.-** proceso mediante el cual individuos u organizaciones se ven enfrentados a decisiones difíciles por las consecuencias que puede generar el escoger una alternativa u otra (técnica aplicada en el proceso de elaboración del presente trabajo dentro de la empresa, con la consecuente decisión de cambio del método de explotación).
- **Método Pres.-** el objetivo es determinar la alternativa más favorable comparando las alternativas posibles (técnica aplicada para optar utilizar el método de explotación de Corte y relleno ascendente, dejando el método de Cámaras y pilares durante el proceso).

3.6 INSTRUMENTOS Y RECURSOS NECESARIOS DE MUESTREO

- Uso de las oficinas de la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.
- Información bibliográfica.
- Útiles de escritorio.
- Muebles y escritorio.
- Una computadora personal.
- Una brújula.
- Flexómetro.
- Archivador.
- Medios de transporte: vehículo.

3.7 CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN

a) UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

Ubicación política

La UEA Ana María - la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda., se encuentran dentro de la jurisdicción del distrito de Ananea, Provincia de San Antonio de Putina, Región Puno, República del Perú.

Ubicación geográfica

Se ubican en el extremo Sur Oriental del Perú, al Nor-este de la Región Puno, en el extremo sur de la cordillera oriental de los andes, dentro de la cordillera Carabaya, en la zona Nor oriental de la meseta del Collao.

Las Operaciones de la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.; se ubican dentro de la Unidad Económica Administrativa Ana María, en la zona La Rinconada a 5,070 m.s.n.m. (Ver Anexo N° 1)

b) COORDENADAS GEOGRÁFICAS & COORDENADAS UTM

Latitud sur	:	14° 37' 26"	Norte	:	8383034
Longitud oeste:		69° 26' 48"	Este	:	452205

c) ACCESIBILIDAD A LA MINA

Desde la capital de la República - Lima, se accede mediante vía terrestre y aérea, hasta la ciudad de Juliaca, y desde la capital de la Región Puno, Puno se accede a la mina siguiendo las rutas PE-34A y PE-34G de la red vial nacional, y el empalme con la ruta 27, siendo la ruta más accesible, comercial y transitada la que se presenta en la siguiente Tabla 3.1.

Tabla 1. Distancia recorrida

DISTANCIA RECORRIDA		
Puno	Rinconada	209 Km.
Juliaca	Rinconada	164 Km.
Lima	Puno	1543 Km.
Lima	Juliaca	1498 Km.
Lima	Rinconada	1662 Km.

Fuente: Minera JHS e Hijos SRLtda.

Tabla 2. Acceso a la mina

ACCESO A LA MINA			
DE	HACIA	DISTANCIA	CONDICIÓN
Puno	Juliaca	45.0 Km	Asfalto
Juliaca	Putina	91.8 Km	Asfalto
Putina	Desvío Cojata	57.7 Km	Asfalto
Desvío Cojata	Rinconada	14.5 Km	Trocha

Tiempo aproximado de viaje = 4 horas

Distancia total Puno - La Rinconada = 209 Km.

Fuente:MineraJHSeHijosSRLtda

d) FISIOGRAFÍA Y RECURSOS NATURALES

La mina presenta un relieve accidentado, con predominancia de estructuras de pizarra como se puede ver en los cerros: San Francisco, Lunar y los nevados Ananea; sobre el relieve de pizarra hay depósitos menores cuaternarios de grava y morrenas producto del deshielo glacial, predomina la acumulación de desmontes y cantos de pizarra producto de la erosión natural, y gran cantidad de desmontes producto de la intensa actividad minera existente por más de 400 labores artesanales trabajadas desde años atrás y del presente.

El principal recurso natural de la zona es el Oro que se encuentra en los diferentes mantos del yacimiento, y el siguiente recurso natural importante es el agua, que se encuentra acumulada en las nieves perpetuas de los nevados, la cual es aprovechada para el consumo humano e industrial, de los deshielos, pozos en el hielo, escurrimientos subterráneos, afloramientos y bombeo de las labores mineras.

e) CLIMA

El clima es muy frío y seco propio de la región Janca o Cordillera, caracterizado por Tres temporadas definidas las cuales son: temporada de heladas de Mayo a julio, temporada de vientos de Agosto a Octubre y temporada de nevadas de Noviembre hasta Abril; la temperatura media anual es de 1.3°C, registrando máximas de 8.9°C y mínimas de -6.4°C. (Tumialan, P. 2003).

f) FLORA Y FAUNA

La Mina presenta escasa Flora, en las faldas de los cerros crece el Ichu, y algunos musgos y líquenes, con respecto a la Fauna llegan a la zona algunas aves estacionales como las gaviotas y el gorrión andino, también se puede observar a ratones, pero en poblaciones ínfimas.

g) RESEÑA HISTÓRICA DE LA MINA.

Desde el Incanato se trabajó este yacimiento, con algunas trincheras y excavaciones a media barreta en la zona, pero la mayor zona de extracción de oro de esa época fueron las morrenas del yacimiento contiguo de San Antonio de Poto.

En el Virreynato, los Jesuitas realizaron trabajos mineros en la zona, apoyados por las encomiendas y la disponibilidad de mano de obra de las mitas obligatorias a los indios, fue una etapa de crueldad y abuso que llegó a su fin con la expulsión de los Jesuitas por orden del Virrey Toledo.

En la República, los trabajos se realizaban principalmente en los contornos del yacimiento y en la parte baja cerca a la laguna La Rinconada, los trabajos más representativos los realizó la empresa Rinconada mining Co., Ltd. (de capitales ingleses), también trabajaron familias como los Peña Prado, Arrospide, Ford, etc., con trabajos escasos ya que las nieves perpetuas de los nevados no permitieron identificar el real potencial del yacimiento.

Cabe resaltar las visitas del sabio Antonio Raymondi, quien en sus registros hace hincapié de los nevados del Ananea, haciendo notar la presencia de recursos de oro filoneano y de gravas auríferas en las pampas de San Antonio de Poto, quien concluye que la naciente del río Inambari y sus recursos auríferos provenían de la cordillera Carabaya. (Tumialan, P. 2003).

h) ASPECTO SOCIAL Y RECURSO HUMANO

El centro poblado minero de La Rinconada a 5000 m.s.n.m., con sus 30,000 pobladores flotantes entre mineros, comerciantes, transportistas, acopiadores de oro, molineros, entre otros, por los años 2009, representa un pilar importante en la economía regional, pese a la informalidad aparente, es una población gran-consumista de materias-primas, ya que todo lo que consume La Rinconada es abastecida por los mercados locales de Juliaca y de las provincias de: Putina, Sandia, Huancané, Azángaro, etc, en los censos nacionales 2017, según instituto nacional de estadística e informática, se registraron un total de 12,615 personas.

3.8 GEOLOGÍA REGIONAL

a) Formación Sandia

Según Laubacher (1978), la formación Sandia está definida como una secuencia detrítica de cuarcitas con pizarras negras en capas gruesas a medianas, con un espesor aproximado de 1,500 metros. La formación Sandia presenta un conjunto de filitas finas y pizarras oscuras, con una foliación paralela predominante, las estructuras sedimentarias internas son variadas formando dunas de varios kilómetros de longitud de onda, presentando laminaciones paralelas y con niveles de reactivación arcillosa dentro de las juntas y fallas del tectonismo.

Esta formación se habría sedimentado en un ambiente de llanura tidal, por tratarse de una sedimentación impuesta por filitas y lutitas, cuyas estructuras internas corresponden a “FlaserBedding”, “Lenticular Bedding”, “Wave Bedding” y otras, que fueron catalogadas como edad Caradociano del Ordovícico.

Esta unidad geológica aflora ampliamente desde la zona sub-central hacia el norte de todo el yacimiento, formando los cerros y nevados del Ananea, con una continuación hacia las zonas posteriores de: Cuyo-Cuyo, Risopata, Vilacota, Sorapata, Huancasayane y Untuca, las cuales también presentan mantos auríferos.

Su contacto estratigráfico con la unidad infrayacente no se observa, mientras que el contacto con la formación Ananea es anormal a través de un sobre escurrimiento o fallamiento inverso que muestra a la formación Sandia cabalgando sobre la formación Ananea.

b) Formación Ananea

La formación Ananea, según, Laubacher (1978), consiste en una gruesa serie de pizarras y esquistos epimetamórficos, la litología de esta formación corresponde a una homogénea y monótona sucesión de pizarras oscuras en paquetes de 20 a 80 cm., afectada por una esquistosidad de flujo, que en muchos casos impide observar la estratificación y micropliegues, perteneciente al Silúrico – Devónico.

c) **Formación Arco Aja**

Unidad que se encuentra restringida a la depresión de Carabaya, alcanzando un grosor aproximado de 120 metros, constituida por horizontes de arcillas, gravas, y conglomerados con niveles lenticulares de areniscas, la composición de los rodados es predominantemente cuarcitas, pizarras y algunos intrusivos de la edad del Mioceno; en esta unidad se incluyen acumulaciones de sedimentos detríticos de origen aluvial, eólico y glacial, (Laubacher 1978).

d) **Téctonismo regional**

Durante el Paleozoico inferior y específicamente en tiempos del Ordovícico (formación Sandia), el área se situaba en una plataforma estable posiblemente en continuidad con el cratón brasileño. Una llanura tidal instalada sobre esta plataforma recibía aportes de areniscas, finas filitas y arcillas; el origen de estos aportes son difíciles de saber, pues las llanuras tidales son zonas de trabajo de sedimentos, quizás la zona de aportes era de relieve plano y cubierta de una vegetación primaria, posteriormente una fase tectónica compresiva, acompañada de un metamorfismo epizonal afectaría esta parte de la cuenca, a estos eventos se sumo una actividad magmática representada por una serie de intrusiones de carácter granítico, quedando así formada la cadena Eohercínica.

Los depósitos de oro filoneano de las minas Ana Marías, están relacionados a la Orogenia Eohercínica de origen hidrotermal del Paleozoico inferior, la cual debido a la discontinuidad de metamorfismo, indicarían que la cadena Eohercínica se levantó y fue sometida a erosión, (Laubacher 1978).

e) **Ciclo Eohercínico**

Se presenta en el paleozoico inferior, sobre la llanura tidal, es una fase producida por un plegamiento acompañado de un metamorfismo regional con eventos de actividad magmática, representada por una serie de intrusiones de carácter granítico, con asociación mineralógica consistente en muscovita, clorita, que sugiere un metamorfismo de tipo epizonal, con relaciones de esquistos – falla, (Laubacher 1978).

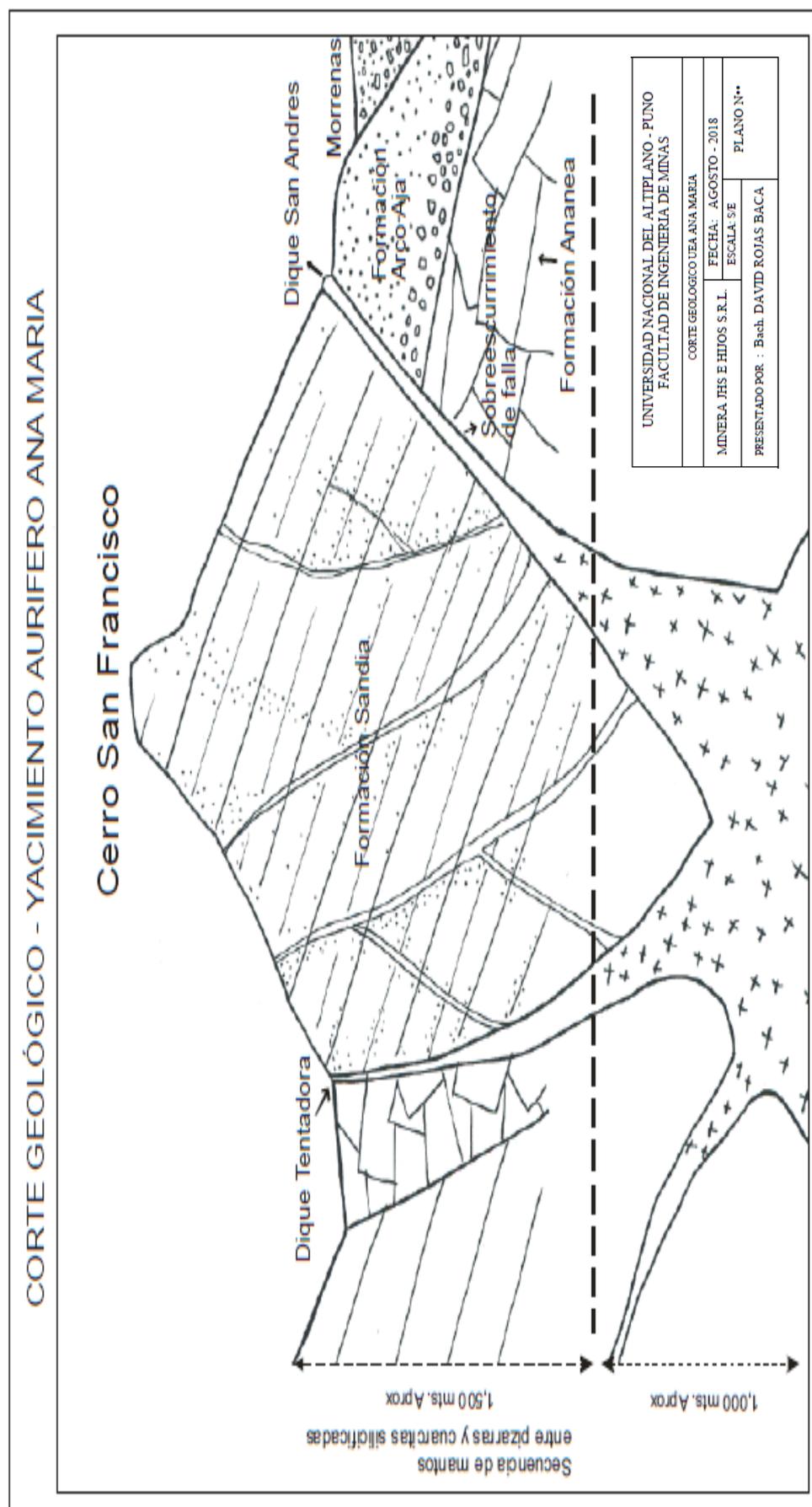


Figura 5. Corte geológico del yacimiento Ana María.

Fuente : INGEMMET

3.9 GEOLOGÍA LOCAL

Las operaciones de la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda., están emplazadas en estructuras de cuarzo mineralizado en forma de mantos, estas estructuras son de cuarzo ahumado grisáceo con presencia de pirita, arsenopirita, pirrotita, galena, sulfuros de cobre y fundamentalmente oro en diferentes tamaños (microscópicos y macroscópico, en forma de “charpas”), estos mantos están encajados en pizarras intercaladas con cuarcitas sílicificadas, la potencia promedio de los mantos es de 12 cm. Presentándose en fajas delgadas en algunos tramos, con una mineralización discontinua.

Los mantos son de origen hidrotermal, habiendo sido guía las cuarcitas durante el ascenso de los flujos mineralizantes, siendo por lo tanto contemporáneos con las sedimentación del Paleozoico inferior, los cuales han sido afectados por la orogenia Eohercínica.

Localmente las estructuras geológicas en la zona de trabajo de la empresa, se ven influenciadas por el dique Tentadora, el cual tiene una influencia de sub-fallamiento de hasta 200 metros en su caja techo y piso. El dique tentadora es una falla inversa con relleno al cual se atribuyen la mineralización y formación de placeres y clavos auríferos a su cercanía e influencia en los mantos que están contiguos al mismo; el dique tiene un rumbo promedio de: 125° Az. un buzamiento promedio de 35° y su potencia es variable ya que desde la cota 5,300 hasta 5,100 mantiene una potencia de 1.5 metros, en la cota de los trabajos de la empresa (cota 5,070) tiene 50 centímetros, y en profundidad llega a 10 centímetros de potencia (cota 4950), y en algunas zonas la estructura se muerde, quedando entre sus rocas encajonantes solo un halo de calcita.

El material de relleno del “dique”, es cuarzo blanco lechoso, con sus rocas encajonantes muy falladas y afectadas por el sobre-escurrimiento de agua, por lo que el dique en su conjunto es una estructura oxidada, y deleznable, incluso el cuarzo lechoso en algunas zonas se torna de color anaranjado. El dique es responsable de un intenso fallamiento a sus cajas contiguas manifestado por pequeñas fallas y juntas agrupadas en tres familias, las de: 70° Az, 190 Az y 140 Az, de las cuales la primera familia es la más importante y sirve de control mineralógico ya que interseca la estructura del dique, y se le asocia a la aglomeración de altas leyes de mineral.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 MINADO EN PRODUCCIÓN POR CÁMARAS Y PILARES

Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.; ha realizado trabajos de explotación minera por el método de Cámaras y Pilares, que detallaremos para tener una idea clara de las desventajas encontradas durante el proceso. Para esta exposición haremos uso de registros y criterios de operación en la explotación de los block mineralizados.

➤ **Parámetros técnicos del block de explotación:**

➤ Longitud de minado	=	48 m.
➤ Ancho de minado	=	30 m.
➤ Potencia de minado	=	1.5 m.
➤ Potencia de estructura mineralizada	=	0.12 m.
➤ Largo de pilar	=	3 m.
➤ Ancho de pilar	=	3 m.
➤ Número de pilares/block	=	24
➤ Volumen de mineral/block	=	172.8 m ³
➤ Volumen de mineral in-situ pilares	=	25.9 m ³
➤ Volumen de mineral de cámaras	=	146.9 m ³
➤ Peso específico - mineral	=	2.7 t/m ³
➤ Peso específico - estéril	=	2.65 t/m ³
➤ Ratio de desbroce	=	1 : 12.5
➤ Tm de mineral/block	=	466.5 t.
➤ Tm de mineral in-situ pilares	=	69.9 t.
➤ Tm de mineral de cámaras	=	396.6 t.
➤ Factor de esponjamiento promedio	=	30 %

4.2 SECUENCIA DE MINADO EN PRODUCCIÓN

4.2.1 Perforación

La perforación en los blocks de explotación, como se indicó anteriormente se realizaba combinando perforaciones de: 76 cortes con arranque, que representa el 35.85

% y 136 cortes de tajeo, representando un 64.15% de la operación unitaria por block, de tal forma lograr ejecutar la producción de las cámaras y contornear los pilares.

➤ Cálculo teórico del número de taladros

Utilizaremos la fórmula empírica siguiente (Jimeno L. 1994):

$$N^{\circ} \text{ Talad.} = \sqrt[2]{a \cdot h} * 10$$

Donde:

$$a = \text{Ancho de labor (m)} \quad \Rightarrow \quad a = 3 \text{ m.}$$

$$h = \text{Altura de labor (m)} \quad \Rightarrow \quad h = 1.5 \text{ m.}$$

Reemplazando datos:

$$N^{\circ} \text{ Talad.} = \sqrt[2]{3 \cdot 1.5} * 10$$

$$= 21 \text{ Talad.}$$

➤ Cálculo teórico del rendimiento de perforación por turno

Se tiene la siguiente fórmula:

$$RPT = SP * PC * Pe$$

Donde:

RPT = Rendimiento de producción en la perforación (t/turno)

SP = Superficie perforada (m²)

PC = Profundidad de perforación (m/talad.)

Pe = Peso específico del material (t/m³)

$$RPT = (3 * 1.5) * 1.4 * 2.65 = 16.70 \text{ t/turno (estéril)}$$

$$RPT = (3 * 0.12) * 1.4 * 2.7 = 1.36 \text{ t/turno (mineral)}$$

➤ Parámetros técnicos

- Ancho de corte = 3 m.
- Altura de corte = 1.5 m.
- Potencia mena = 0.12 m.
- Longitud de perforación = 1.5 m.
- Eficiencia de perforación = 95 %

- Longitud efectiva de perforación = 1.4 m.
- Diámetro de perforación = 38 mm.
- Número de taladros/corte = 29 talad.
- Número de taladros/tajeo = 20 talad.
- Número de taladros/recorte = 4 talad.

4.2.2 Voladura

La voladura se realiza de manera convencional, basados en la experiencia, teniendo las características y parámetros siguientes:

- Dinamita semigelatina = 65 %
- Fulminante común = Nº 8
- Mecha de seguridad = Blanco
- Eficiencia de voladura = 90 %
- Avance efectivo/disparo = 1.3 m.
- Nº de cart. de dinamita/taladro perf. = 5 unid.
- Peso del cartucho de dinamita = 0.080 kg.
- Nº de cart. de dinamita/taladro de recorte = 1.5

➤ **Cálculo del factor de carga:** \Rightarrow $F_c = \text{kg de explosivo} / \text{m}^3$

Reemplazando datos:

$$\text{Para mineral: } F_c = (0.080 * 1.5 * 4) / (3 * 1.3 * 0.12) = 1.03 \text{ kg} / \text{m}^3.$$

$$\text{Para estéril: } F_c = (0.080 * 5 * 29) / (3 * 1.3 * 1.5) = 1.99 \text{ kg} / \text{m}^3.$$

$$F_c = (0.080 * 5 * 20) / (3 * 1.3 * 1.5) = 1.37 \text{ kg} / \text{m}^3.$$

$$F_c \text{ promedio} = (1.99 * 76) + (1.37 * 136) / 212 = 1.59 \text{ kg} / \text{m}^3.$$

➤ **Cálculo del factor de potencia:** \Rightarrow $F_p = \text{kg de explosivo} / \text{t}$.

Reemplazando datos:

$$\text{Para mineral: } F_p = 1.04 / 2.7 = 0.38 \text{ kg} / \text{t}.$$

$$\text{Para estéril: } F_p = 2.01 / 2.65 = 0.75 \text{ kg} / \text{t}.$$

$$F_p = 1.39 / 2.65 = 0.52 \text{ kg / t.}$$

$$F_p \text{ promedio} = (0.75 * 76) + (0.52 * 136) / 212 = 0.60 \text{ kg / t.}$$

Tabla 3. *Indicadores de Perforación y voladura – cámaras y pilares*

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDADES
Factor de perforación - arranque en estéril	6.94	m-perf./m ³
Factor de perforación - tajeo en estéril	4.79	m-perf./m ³
Factor de perforación promedio en block	5.56	m-perf./m ³
Factor de carga - mineral	1.03	kg./m ³
Factor de carga - arranque en estéril	1.99	kg./m ³
Factor de carga - tajeo en estéril	1.37	kg./m ³
Factor de carga promedio en estéril del block	1.59	kg./m ³
Factor de potencia - mineral	0.38	kg./t.
Factor de potencia - arranque en estéril	0.75	kg./t.
Factor de potencia - tajeo en estéril	0.52	kg./t.
Factor de potencia promedio en estéril del block	0.60	kg./t.
Rendimiento de producción en perforación	1.26	t/turno
Rendimiento de perforación en estéril	15.50	t/turno

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3 Limpieza y acarreo

Para la extracción del mineral y/o material estéril se emplea las carretillas tipo bugge, que tiene una capacidad aproximada de 0.085Tm. Haciendo el recorrido según avanza el tajeo, realizando la limpieza en un tiempo promedio de 4 horas, trasteando el material hacia los echaderos con 06 unidades:

Se determina lo siguiente:

$$N^{\circ} \text{ viajes} = 15.5 / 0.085 = 182 \text{ viajes/turno.}$$

$$t/\text{hora} = 15.5 / 4 = 3.875 \text{ t/hr.}$$

4.2.4 Carguío y transporte

El transporte se realiza con un equipo de bajo perfil Dumper de 5 t. de capacidad, descargando el material desde los echaderos y transportándolos a la cancha de estéril, con un costo de Alquiler del equipo por hora de 22 dólares aproximadamente.

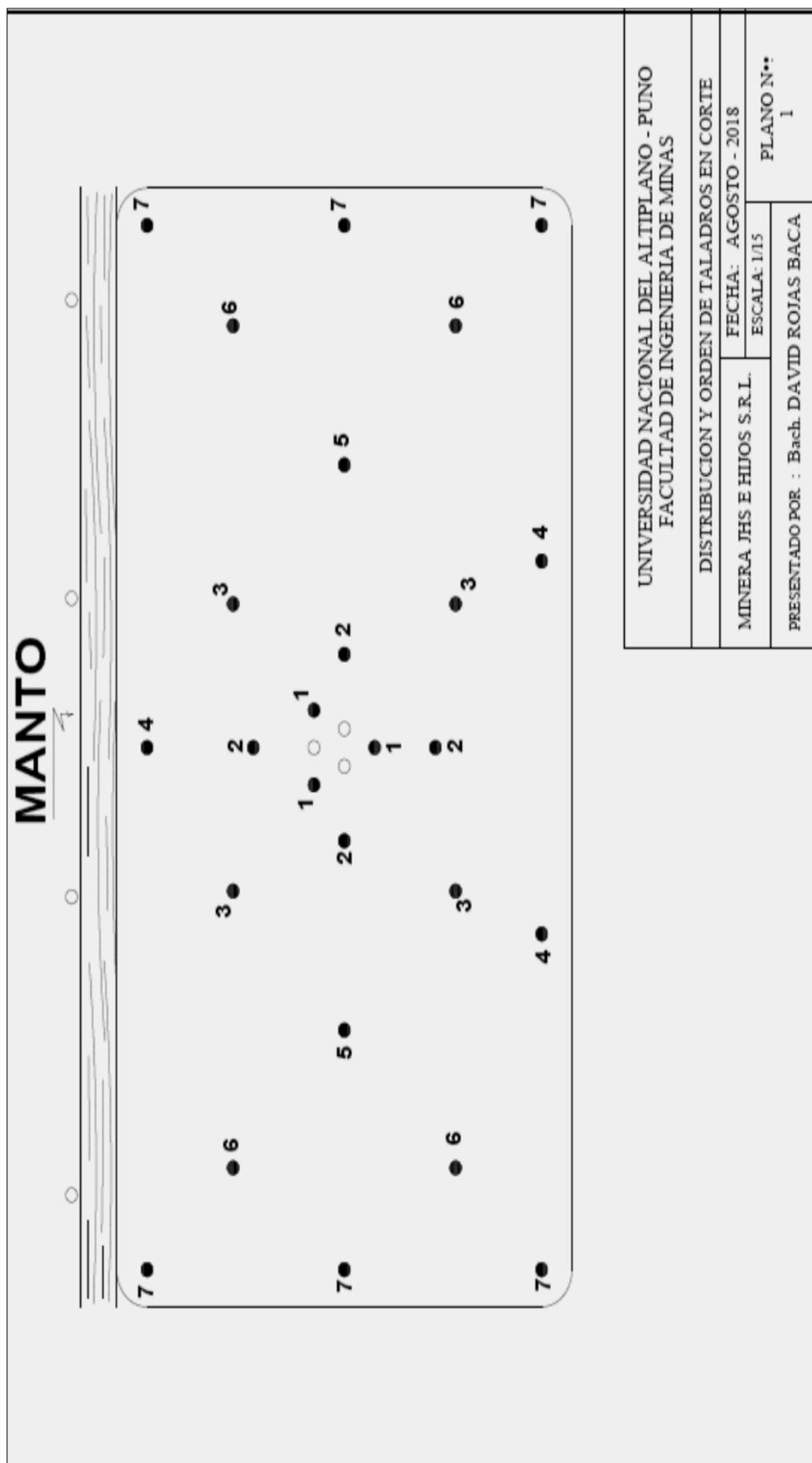


Figura 6. Malla de perforación con arranque triángulo.

Fuente : Elaboración propia.

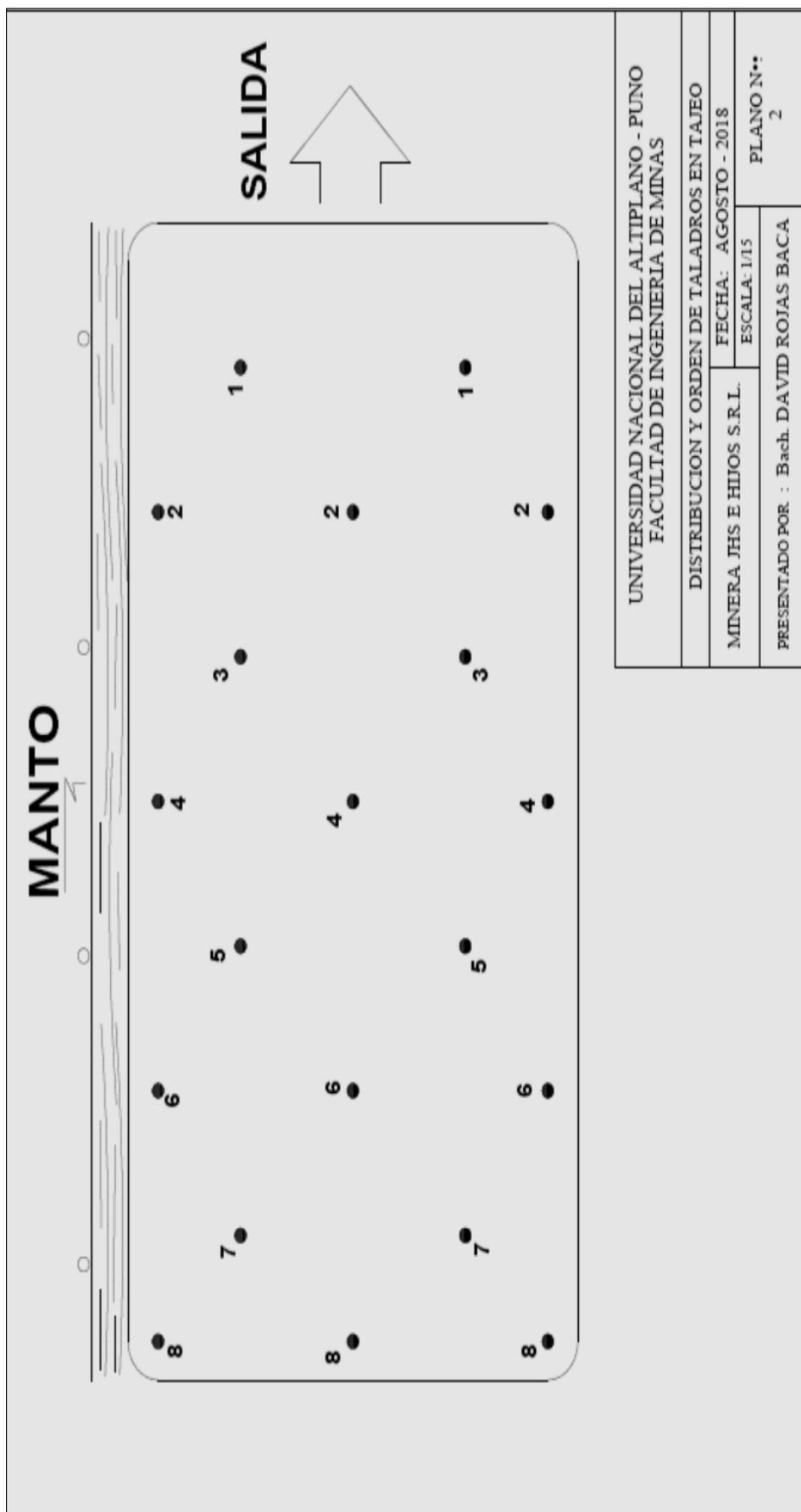


Figura 7. Malla de perforación – tajeo en realce.

Fuente : Elaboración propia.

COSTOS**4.2.5 Costos de perforación****a) Máquina perforadora (Boart Longyear - SECO S250 - Jackleg neumática).**

- Precio de adquisición : \$ 4 700.00
- Mantenimiento y reparación (60%) : \$ 2 820.00
- Total : \$ 7 520
- Vida útil : 100 000 pies perf.

$$\text{Costo: } \$/\text{pie perf.} = \frac{\$ 7520}{100\,000 \text{ pies perf.}} = 0.075$$

$$\text{Costo: } \$/\text{ m perf.} = \frac{\$ 0.0752/\text{ pie perf.}}{0.3048} = 0.24$$

$$\text{Costo/arranque: } \$/\text{disparo} = 29 \text{ tal.} * 1.3\text{m} * 0.246 \text{ } \$/\text{m} = 9.27$$

$$\text{Costo/tajeo: } \$/\text{disparo} = 20 \text{ tal.} * 1.3\text{m} * 0.246 \text{ } \$/\text{m} = 6.39$$

$$\text{Costo promedio: } \$/\text{disp.} = (9.274(76)+6.396(136))/212 = 7.42$$

b) Barreno cónico

- Precio de adquisición barreno de 5 pies : \$ 74.12
- Vida útil : 1 000 pies perf.

$$\text{Costo: } \$/\text{pie perf.} = \frac{\$ 74.12}{1\,000 \text{ pies perf.}} = 0.074$$

$$\text{Costo: } \$/\text{ m perf.} = \frac{\$ 0.07412/\text{ pie perf.}}{0.3048} = 0.24$$

$$\text{Costo/arranque: } \$/\text{disp.} = 29 \text{ tal.} * 1.3\text{m} * 0.243 \text{ } \$/\text{m} = 9.16$$

$$\text{Costo/tajeo: } \$/\text{disp.} = 20 \text{ tal.} * 1.3\text{m} * 0.243 \text{ } \$/\text{m} = 6.31$$

$$\text{Costo promedio: } \$/\text{(disp.)} = (9.161(76)+6.318(136))/212 = 7.33$$

c) Broca con inserto de botones

- Precio de adquisición broca de 38mm. : \$ 17.61
- Vida útil : 400 pies perf.

$$\text{Costo: } \$/\text{pie perf.} = \frac{\$ 17.61}{400 \text{ pies perf.}} = 0.044$$

$$\text{Costo: } \$/\text{ m perf.} = \frac{\$ 0.044/\text{ pie perf.}}{0.3048} = 0.14$$

$$\text{Costo/arranque: } \$/\text{disparo} = 29 \text{ tal.} * 1.3\text{m} * 0.144 \text{ } \$/\text{m} = 5.42$$

$$\text{Costo/tajeo: } \$/\text{disparo} = 20 \text{ tal.} * 1.3\text{m} * 0.144 \text{ } \$/\text{m} = 3.74$$

$$\text{Costo promedio: } \$/(\text{disp.}) = (5.428(76)+3.744(136))/212 = 4.34$$

d) Lubricante

- Precio de adquisición por galón : \$ 6.51
- Consumo por perforación : 1/8 galón

$$\text{Costo: } \$/\text{disparo} = 6.51 \text{ } \$/\text{gal.} * 0.125\text{gal./disp} = 0.81$$

Costo total perforación:

$$\$/\text{disp.} = (7.42+7.33+4.34+0.81) = 19.90$$

4.2.6 Costos de voladura

a) Dinamita semigelatina 65%

- 1 cartucho : \$ 0.32
- Consumo de explosivo - malla con arranque
 - Estéril : 145 cartuchos
 - Mineral : 06 cartuchos

- Consumo de explosivo - malla tajeo

Estéril	:	100 cartuchos
Mineral	:	06 cartuchos

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 151 \text{ cart./disp.} * 0.32 \$/\text{cart.} = 48.32$$

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 106 \text{ cart./disp.} * 0.32 \$/\text{cart.} = 33.92$$

$$\text{Costo promedio: } \$/(\text{disp.}) = (48.32(76) + 33.92(136))/212 = 39.08$$

b) Mecha de seguridad

- Precio del metro de guía : \$ 0.23
- Guía reloj : $\frac{3}{4}$ m.
- Consumo de guía - malla con arranque:

Estéril	:	29 taladros
Mineral	:	04 taladros
- Consumo de guía - malla tajeo:

Estéril	:	20 taladros
Mineral	:	04 taladros

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = (33 \text{ tal./disp.} * 1.65 \text{ m/tal.} * 0.23 \$/\text{m}) + 0.17 = 12.69$$

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = (24 \text{ tal./disp.} * 1.65 \text{ m/tal.} * 0.23 \$/\text{m}) + 0.17 = 9.28$$

$$\text{Costo promedio: } \$/(\text{disp.}) = (12.69(76) + 9.28(136))/212 = 10.50$$

c) Fulminante

- Precio del fulminante : \$ 0.20
- Consumo de fulminantes - malla con arranque:

Estéril	:	29 taladros
Mineral	:	04 taladros
- Consumo de fulminantes - malla tajeo:

Estéril	:	20 taladros
Mineral	:	04 taladros

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 33 \text{ unid./disp.} * 0.20 \$/\text{unid.} = 6.60$$

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 24 \text{ unid./disp.} * 0.20 \$/\text{unid.} = 4.80$$

$$\text{Costo promedio: } \$/(\text{disp.}) = (6.60(76)+4.80(136))/212 = 5.44$$

Costo total voladura:

$$\$/\text{disp.} = (39.08+10.50+5.44) = 55.02$$

4.2.7 Costos de limpieza

a) Carretillas

- Se requiere un total de 06 unidades
- Costo por carretilla : \$ 32.50
- Vida útil : 90 tareas

$$\text{Costo: } \$/\text{tarea} = (6 \text{ unid.} * 32.50 \$/\text{unid.})/90 \text{ tareas} = 2.16$$

b) Lampas

- Se requiere un total de 04 unidades
- Costo por lampa minera : \$ 8.28
- Vida útil : 60 tareas

$$\text{Costo: } \$/\text{tarea} = ((4 \text{ unid.} * 8.28 \$/\text{unid.})/60 \text{ tareas}) = 0.55$$

c) Picos

- Se requiere un total de 02 unidades
- Costo por lampa minera : \$ 8.32
- Vida útil : 60 tareas

$$\text{Costo: } \$/\text{tarea} = (2 \text{ unid.} * 8.32 \text{ } \$/\text{unid})/60 \text{ tareas} = 0.27$$

Costo total limpieza:

$$\$/\text{disp.} = (2.16+0.55+0.27) = 2.98$$

Tabla 4. Estructura del costo de explotación método de cámaras y pilares

						T.C.	3.35
DESCRIPCIÓN	UNID.	CANT.	C.U. (S/.)	NCID.(%)	S/./DISP.	\$ /DISP.	
MANO DE OBRA							
Perforista	tareas	1	45.00	100	45.00	13.43	
Ayudante perforista	tareas	1	35.00	100	35.00	10.45	
Obreros	tareas	6	30.00	100	180.00	53.73	
Sub Total						260.00	77.61
SUPERVISIÓN Y SERVICIOS							
Ing. residente	tareas	1	100.00	20	20.00	5.97	
Capataz	tareas	1	50.00	20	10.00	2.99	
Bodeguero	tareas	1	40.00	20	8.00	2.39	
Secretario	tareas	1	40.00	20	8.00	2.39	
Sub Total						46.00	13.73
VOLADURA							
Dinamita 65%	pza	122	1.07		130.92	39.08	
Fulminante N° 8	pza	27	0.67		18.22	5.44	
Mecha de seguridad	mts	46	0.77		35.18	10.50	
Sub Total						184.32	55.02
EQUIPO DE PERFORACIÓN							
Perforadora	pza	1	24.86		24.86	7.42	
Barra cónica de 5'	pza	1	24.56		24.56	7.33	
Broca de 38 mm	pza	1	14.54		14.54	4.34	
Aceite de perforación	gal	1/8	21.81		2.71	0.81	
Manguera de jebe de 1"	mts	30	12.50	150	2.50	0.75	
Manguera de jebe de 1/2"	mts	30	9.50	150	1.90	0.57	
Sub Total						71.07	21.21
HERRAMIENTAS Y OTROS							
Gamarrilla de 1/2"	pza	1	85.00	50	1.70	0.51	
Atacador de madera	pza	1	4.50	30	0.15	0.04	
Alambre N° 16	kg.	1/2	4.20		2.10	0.63	
Mochilas	pza	2	25.00	150	0.33	0.10	
Carretilla tipo bugge	pza	6	108.88	90	7.26	2.17	
Pico	pza	2	27.87	60	0.93	0.28	
Lampa minera	pza	4	27.74	60	1.85	0.55	
Llave francesa	pza	1	35.00	180	0.19	0.06	
Llave stilson de 14"	pza	1	45.00	180	0.25	0.07	
Sub Total						14.76	4.41
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
Botas de jebe	par	10	70.00	120	5.83	1.74	

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Botas de jebe	par	10	70.00	120	5.83	1.74
Lentes de seguridad	pza	10	4.50	180	0.25	0.07
Guantes de cuero y neopreno	par	10	10.00	30	3.33	1.00
Mameluco	pza	10	65.00	180	3.61	1.08
Protector	pza	10	55.00	180	3.06	0.91
Respirador contra polvo	pza	10	35.00	180	1.94	0.58
Correa portalámpara	pza	10	15.00	180	0.83	0.25
Tapón oído	pza	10	4.50	15	3.00	0.90
Pantalón de jebe	pza	10	20.00	120	1.67	0.50
Saco de jebe	pza	10	25.00	120	2.08	0.62
Lámpara minera	pza	10	320.00	900	3.56	1.06
Sub Total					29.17	8.71
SERVICIOS AUXILIARES						
Ventiladora	horas	3	30.00		90.00	26.87
Aire comprimido	horas	2	40.00		80.00	23.88
Dumper	horas	3	45.00		135.00	40.30
Sub Total					305.00	91.04
SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS					910.31	271.74
IMPREVISTOS	10.0%				91.03	27.17
TOTAL S/. / disp. =====>					1001.34	
TOTAL U.S. \$ / disp. =====>						298.91

Fuente: Elaboración propia.

4.3 MINADO EN PRODUCCIÓN POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO.

Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.; realiza actualmente la explotación minera por el método de Corte y Relleno Ascendente semi mecanizado, en la aplicación del mismo como en cualquier otro método de explotación subterráneo, es complicado conceptuar normas generales por razón de que las definiciones presentan un indeterminado número de variantes adaptándose a las condiciones locales del propio yacimiento, a continuación detallamos el proceso.

➤ **Parámetros técnicos del block de explotación en estudio:**

➤ Longitud de minado	=	48 m.
➤ Ancho de minado	=	30 m.
➤ Potencia de minado	=	1.5 m.
➤ Potencia de estructura mineralizada	=	0.12 m.
➤ Volumen de mineral por block	=	172.8 m ³
➤ Peso específico del mineral	=	2.7 t/m ³
➤ Peso específico - estéril	=	2.65 t/m ³
➤ Ratio de desbroce	=	1 : 12.5
➤ Mineral por block	=	466.5 t.
➤ Calidad del macizo rocoso	=	Excelente
➤ Factor de esponjamiento	=	0.30

4.3.1 Perforación

La perforación de los tajeos, es una de las operaciones unitarias principales en la explotación. Por tratarse de mantos angostos en su totalidad, es que se emplea la perforación horizontal breasting por rebanadas, con salida hacia el relleno del tajo

Cálculo teórico del número de taladros:

Utilizaremos la fórmula siguiente:

$$N^{\circ} \text{ Talad.} = \sqrt[2]{a \cdot h} * 10$$

Donde: a = Ancho de labor (m) \Rightarrow a = 4.5 m.

h = Altura de labor (m) \Rightarrow h = 1.5 m.

$$\begin{aligned} \text{Reemplazando datos: } N^{\circ} \text{ Talad.} &= \sqrt[2]{4.5 * 1.5} * 10 \\ &= 25.9 \cong 26 \text{ Talad.} \end{aligned}$$

➤ **Cálculo teórico del rendimiento de perforación por turno:**

Se tiene la siguiente fórmula:

$$\text{RPT} = \text{SP} * \text{PC} * \text{Pe}$$

Donde: PT = Rendimiento de producción en la perforación (t/turno)

SP = Superficie perforada (m²)

PC = Profundidad de perforación (m/talad.)

Pe = Peso específico del material (t/m³)

Reemplazando datos obtenemos:

$$\text{RPT} = (4.5 * 0.12) * 1.4 * 2.7 = 2.04 \text{ t/turno (mineral)}$$

$$\text{RPT} = (4.5 * 1.50) * 1.4 * 2.65 = 25.04 \text{ t/turno (estéril)}$$

➤ **Parámetros técnicos:**

- Ancho de corte = 4.5 m.
- Altura de corte = 1.5 m.
- Potencia mena = 0.12 m.
- Longitud de perforación = 1.5 m.
- Eficiencia de perforación = 95 %
- Longitud efectiva de perforación = 1.4 m.
- Diámetro de perforación = 38 mm.
- Número de taladros/breasting = 25 talad.
- Número de taladros/recorte = 6 talad.

4.3.2 Voladura

La voladura se realiza de manera convencional, basados en la experiencia, además se tiene que considerar que producto de esta operación se aprovecha un 60% del material detrítico para el relleno del tajo. Se detalla a continuación algunas características y parámetros técnicos:

- Dinamita semi-gelatina = 65 %
- Fulminante común = N° 8
- Mecha de seguridad = Blanco
- Eficiencia de voladura = 90 %
- Avance efectivo por disparado = 1.3 m.
- N° de cart. de dinamita/taladro Perf. = 5 unid.
- Peso del cartucho de dinamita = 0.080 kg.
- N° de cart. de dinamita/taladro de recorte = 1.5

➤ Cálculo del factor de carga:

$$F_c = \text{kg de explosivo} / \text{m}^3$$

Reemplazando datos:

$$\text{Para mineral: } F_c = (0.080 * 1.5 * 6) / (4.5 * 1.3 * 0.12) = 1.03 \text{ kg} / \text{m}^3.$$

$$\text{Para estéril: } F_c = (0.080 * 5 * 25) / (4.5 * 1.3 * 1.5) = 1.14 \text{ kg} / \text{m}^3.$$

➤ Cálculo del factor de potencia:

$$F_p = \text{kg de explosivo} / \text{t.}$$

Reemplazando datos:

$$\text{Para mineral: } F_p = 1.03 / 2.7 = 0.38 \text{ kg} / \text{t.}$$

$$\text{Para estéril: } F_p = 1.14 / 2.65 = 0.43 \text{ kg} / \text{t.}$$

Tabla 5. Indicadores de perforación y voladura – corte y relleno ascendente semi mecanizado

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDADES
Factor de perforación - estéril	3.99	m-perf./m ³
Factor de carga - mineral	1.03	kg./m ³
Factor de carga - estéril	1.14	kg./m ³
Factor de potencia - mineral	0.38	kg./t.
Factor de potencia - estéril	0.43	kg./t.
Rendimiento de producción en perforación	1.90	t/turno
Rendimiento de perforación en estéril	23.25	t/turno

Fuente: Elaboración propia.

Diseño, distribución y orden en salida de los taladros – tajeo por breasting

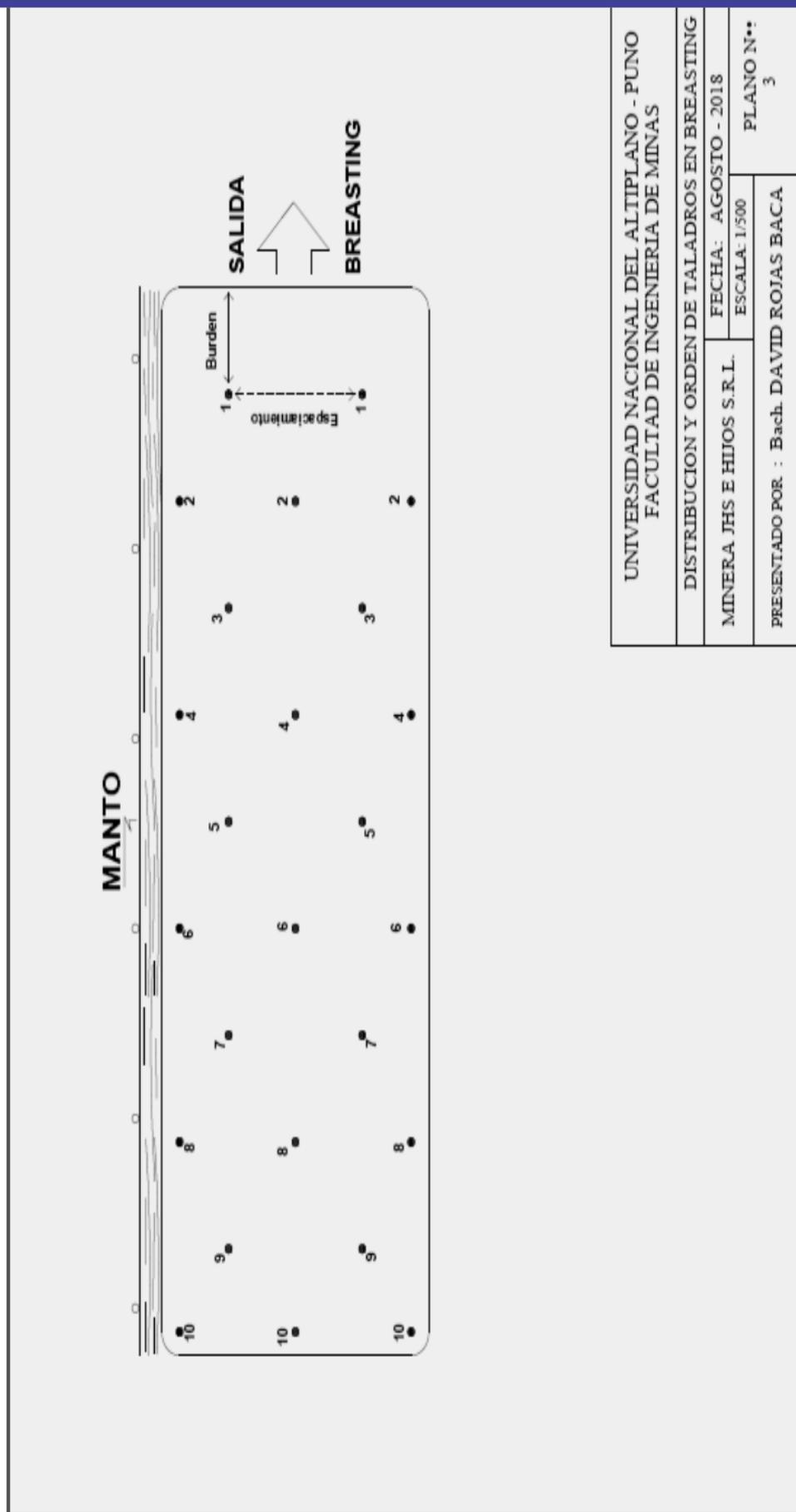


Figura 8. Malla de perforación – tajeo en breasting.

Fuente : Elaboración propia.

4.3.3 Limpieza y acarreo

Para la extracción del material producto de la voladura restante, se realiza con winche eléctrico de 20 Hp de dos tamboras y una rastra de 36'' tipo azadón, con capacidad de jale de 21m³, cuyo rendimiento es de 22 Tm/hr aproximadamente.

➤ Cálculo del ciclo productivo del rastrillo: tramo 1

Se tiene la siguiente fórmula:
$$CP = \frac{L}{V_c} + \frac{L}{V_v} + T1 + T2$$

Donde:

CP = Ciclo productivo (seg./ciclo)		
L = Longitud de rastrillaje (m)	=	48 m.
V _c = Velocidad de rastrillaje con carga (m/seg.)	=	1.2 m/seg.
V _v = Velocidad de rastrillaje vacío (m/seg.)	=	1.4 m/seg.
T1 = Tiempo de cambio para retorno (seg.)	=	1 seg.
T2 = Tiempo de cambio para jale (seg.)	=	2 seg.

Remplazando datos se obtiene:

$$CP = 48/(1.2) + 48/(1.4) + 1 + 2 = 77.28 \cong 78 \text{ seg/ciclo}$$

➤ Cálculo de carga útil del rastrillo:

Se determina con la fórmula:
$$CU = (C * t * V * E) / 2L$$

Donde:

CU = Carga útil del rastrillo (m ³ /ciclo)		
C = Capacidad del rastrillo (m ³)	=	0.212 m ³
t = Tiempo de acarreo ida y vuelta (seg.)	=	78 seg.
V = Velocidad promedio de rastrillaje (m/seg.)	=	1.3 m/seg.
E = Eficiencia promedio (%)	=	85 %
L = Distancia de rastrillaje (m)	=	48 m.

Remplazando datos:

$$CU = \frac{0.212 * 78 * 1.3 * 0.85}{2(48)} = 0.19 \text{ m}^3/\text{ciclo}$$

➤ **Rendimiento horario del rastrillo**

Se tiene la siguiente fórmula:

$$RH = CU * Fef * n * Pe$$

Donde:

RH = Rendimiento horario (t/hr.)		
CU = Carga útil (m ³ /ciclo)	=	0.19 m ³
Fef = Factor de eficiencia	=	0.85
n = Número de ciclos por hora	=	47 ciclo/hr.
Pe = Peso específico del estéril (t/ m ³)	=	2.65 t/ m ³

Remplazando datos:

$$RH = 0.19 * 0.85 * 47 * 2.65 = 20.12 \text{ t/hr.}$$

➤ **Tiempo efectivo de rastrillaje por disparo:**

Determinamos con la siguiente fórmula:

$$TE = (RP * E)/RH$$

Donde:

TE = Tiempo efectivo (hr.)		
RP = Rendimiento de perforación por disparo	=	23.25 t/disp.
E = Esponjamiento promedio (%)	=	30 %.
RH = Rendimiento horario del rastrillo (t/hr.)	=	20.12 t/hr.

Remplazando datos:

$$TE = (23.25 * 1.30) / 20.12 = 1.5 \text{ hr.}$$

➤ **Cálculo del ciclo productivo del rastrillo: tramo 2**

Se tiene la fórmula anterior:

$$CP = \frac{L}{V_c} + \frac{L}{V_v} + T1 + T2$$

Donde:

CP = Ciclo productivo (seg./ciclo)

L = Longitud de rastrillaje (m) = 25 m

V_c = Velocidad de rastrillaje con carga (m/seg.) = 1.2 m/seg.

V_v = Velocidad de rastrillaje vacío (m/seg.) = 1.4 m/seg.

T1 = Tiempo de cambio para retorno (seg.) = 1 seg.

T2 = Tiempo de cambio para jale (seg.) = 2 seg.

Reemplazando datos:

$$CP = 25/(1.2) + 25/(1.4) + 1 + 2 = 41.69 \cong 42 \text{ seg/ciclo}$$

➤ **Cálculo de carga útil del rastrillo:**

Se determina con la fórmula:

$$CU = (C * t * V * E) / 2L$$

Donde:

CU = Carga útil del rastrillo (m³/ciclo)

C = Capacidad del rastrillo (m³) = 0.212 m³

t = Tiempo de acarreo ida y vuelta (seg.) = 42 seg.

V = Velocidad promedio de rastrillaje (m/seg.) = 1.3 m/seg.

E = Eficiencia promedio (%) = 85 %

L = Distancia de rastrillaje (m) = 25 m.

Reemplazando datos:

$$CU = \frac{0.212 * 42 * 1.3 * 0.85}{2(25)} = 0.196 \text{ m}^3/\text{ciclo}$$

➤ **Rendimiento horario del rastrillo:**

Se tiene la siguiente fórmula:

$$RH = CU * F_{ef} * n * P_e$$

Donde:

RH = Rendimiento horario (t/hr.)	
CU = Carga útil (m ³ /ciclo)	= 0.196 m ³
Fef = Factor de eficiencia	= 0.85
n = Número de ciclos por hora	= 86 ciclo/hr.
Pe = Peso específico del estéril	= 2.65 t/ m ³

Remplazando datos:

$$RH = 0.196 * 0.85 * 86 * 2.65 = 37.97 \text{ Tm/hr.}$$

➤ **Tiempo efectivo de rastrillaje por disparo:** $TE = (RP * E)/RH$

Donde:

TE = Tiempo efectivo (hr.)	
RP = Rendimiento de perforación por disparo	= 23.25 t/disp.
E = Esponjamiento promedio (%)	= 30 %.
RH = Rendimiento horario del rastrillo (t/hr.)	= 37.97 t/hr.

Remplazando datos:

$$TE = (23.25 * 1.30) / 37.97 = 0.796 \text{ hr.}$$

➤ **Tiempo efectivo de rastrillaje: ambos tramos**

$$TE = 1.5 + 0.796 = 2.296 \text{ hr.} \cong 2 \text{ h } 18'$$

4.3.4 Carguío y transporte

El transporte se realiza con un equipo de bajo perfil Dumper de 5 t. de capacidad, descargando el material desde los echaderos y transportándolos a la desmontera, con un costo de alquiler del equipo por hora de 13.43 dólares aproximadamente.

4.4 COSTOS

4.4.1 Costos de perforación

a) Máquina perforadora (Boart Longyear - SECO S250 - Jackleg neumática).

- Precio de adquisición : \$ 4 700.00
- Mantenimiento y reparación (60%) : \$ 2 820.00
- Total : \$ 7 520
- Vida útil : 100 000 pies perf.

$$\text{Costo: } \$/\text{pie perf.} = \frac{\$ 7520}{100\ 000 \text{ pies perf.}} = 0.075$$

$$\text{Costo: } \$/ \text{ m perf.} = \frac{\$ 0.0752/ \text{ pie perf.}}{0.3048} = 0.24$$

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 25 \text{ tal.} * 1.3\text{m} * 0.246 \text{ } \$/\text{m} = 8.00$$

b) Barreno cónico

- Precio de adquisición barreno de 5 pies : \$ 74.12
- Vida útil : 1 000 pies perf.

$$\text{Costo: } \$/\text{pie perf.} = \frac{\$ 74.12}{1\ 000 \text{ pies perf.}} = 0.074$$

$$\text{Costo: } \$/ \text{ m perf.} = \frac{\$ 0.07412/ \text{ pie perf.}}{0.3048} = 0.24$$

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 25 \text{ tal.} * 1.3\text{m} * 0.243 \text{ } \$/\text{m} = 7.90$$

c) Broca con inserto de botones

- Precio de adquisición broca de 38mm. : \$ 17.61
- Vida útil : 400 pies perf.

$$\text{Costo: } \$/\text{pie perf.} = \frac{\$ 17.61}{400 \text{ pies perf.}} = 0.044$$

$$\text{Costo: } \$/\text{ m perf.} = \frac{\$ 0.044/\text{ pie perf.}}{0.3048} = 0.14$$

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 25 \text{ tal.} * 1.3\text{m} * 0.144 \text{ } \$/\text{m} = 4.68$$

d) Lubricante

- Precio de adquisición por galón : \$ 6.51
- Consumo por disparo : 1/8 galón

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 6.51 \text{ } \$/\text{gal.} * 0.125\text{gal./disp.} = 0.81$$

Costo total perforación:

$$\$/\text{disp.} = (8.00+7.90+4.68+0.81) = 21.39$$

4.4.2 Costos de voladura**a) Dinamita semigelatina 65%**

- 1 cartucho : \$ 0.32
- Consumo de explosivo
 - Estéril : 125 cartuchos
 - Mineral : 09 cartuchos

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 134 \text{ cart./disp.} * 0.32 \text{ } \$/\text{cart.} = 42.88$$

b) Mecha de seguridad

- Precio del metro de guía : \$ 0.23
- Guía reloj : ¾ m.
- Consumo de guía
 - Estéril : 25 taladros
 - Mineral : 06 taladros

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = (31 \text{ tal./disp.} * 1.65 \text{ m/tal.} * 0.23 \text{ \$/m}) + 0.17 = 11.94$$

c) Fulminante

➤ Precio del fulminante	:	\$ 0.20
➤ Consumo de fulminantes		
Estéril	:	25 taladros
Mineral	:	06 taladros

$$\text{Costo: } \$/\text{disp.} = 31 \text{ unid./disp.} * 0.20 \text{ \$/unid.} = 6.20$$

Costo total voladura:

$$\$/\text{disp.} = (42.88 + 11.94 + 6.20) = 61.02$$

4.4.3 Costos de limpieza

El transporte se realiza con winche eléctrico de 20 Hp de dos tamboras y una rastra de 36'' tipo azadón, con capacidad de jale de 21m³, cuyo rendimiento es de 28 t/hr., con un costo de servicio de 7.46 \$/hr.

Tabla 6. Estructura del costo de explotación método de corte y relleno ascendente semi mecanizado

T.C. 3.35

DESCRIPCIÓN	UNID.	CANT.	C.U. (S/.)	INCID.(%)	S./DISP.	\$ /DISP.
MANO DE OBRA						
Perforista	tareas	1	45.00	100	45.00	13.43
Ayudante perforista	tareas	1	35.00	100	35.00	10.45
Winchero / enmaderador	tareas	1	40.00	100	40.00	11.94
Ay. winchero / enmaderador	tareas	1	30.00	100	30.00	8.96
Sub Total					150.00	44.78
SUPERVISIÓN Y SERVICIOS						
Ing. residente	tareas	1	100.00	20	20.00	5.97
Capataz	tareas	1	50.00	20	10.00	2.99
Bodeguero	tareas	1	40.00	20	8.00	2.39
Secretario	tareas	1	40.00	20	8.00	2.39
Sub Total					46.00	13.73
VOLADURA						
Dinamita 65%	pza	134	1.07		143.65	42.88
Fulminante N° 8	pza	31	0.67		20.77	6.2
Mecha de seguridad	mts	52	0.77		40.00	11.94
Sub Total					204.42	61.02
EQUIPO DE PERFORACIÓN						
Perforadora	pza	1	26.80		26.80	8.00
Barra cónica de 5'	pza	1	26.47		26.47	7.90
Broca de 38 mm	pza	1	15.68		15.68	4.68
Aceite de perforación	gal	1/8	21.81		2.71	0.81
Manguera de jebe de 1"	mts	30	12.50	150	2.50	0.75
Manguera de jebe de 1/2"	mts	30	9.50	150	1.90	0.57
Sub Total					76.06	22.70
HERRAMIENTAS Y OTROS						
Gamarrilla de 1/2"	pza	1	85.00	50	1.70	0.51
Atacador de madera	pza	1	4.50	30	0.15	0.04
Alambre N° 16	kg	1/2	4.20		2.10	0.63
Mochilas	pza	2	25.00	150	0.33	0.10
Carretilla tipo bugge	pza	1	108.88	90	1.21	0.36
Pico	pza	1	27.87	60	0.46	0.14
Lampa minera	pza	1	27.74	60	0.46	0.14
Llave francesa	pza	1	35.00	180	0.19	0.06
Llave stilson de 14"	pza	1	45.00	180	0.25	0.07
Sub Total					6.86	2.05
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Botas de jebe	par	10	70.00	120	5.83	1.74

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Botas de jebe	par	10	70.00	120	5.83	1.74
Lentes de seguridad	pza	10	4.50	180	0.25	0.07
Guantes de cuero y neopreno	par	10	10.00	30	3.33	1.00
Mameluco	pza	10	85.00	180	4.72	1.41
Protector	pza	10	55.00	180	3.06	0.91
Respirador contra polvo	pza	10	35.00	180	1.94	0.58
Correa portalámpara	pza	10	15.00	180	0.83	0.25
Tapón oído	pza	10	4.50	15	3.00	0.90
Pantalón de jebe	pza	10	20.00	120	1.67	0.50
Saco de jebe	pza	10	25.00	120	2.08	0.62
Lámpara minera	pza	10	320.00	900	3.56	1.06
Sub Total					30.28	9.04
SERVICIOS AUXILIARES						
Ventiladora	horas	3	30.00		90.00	26.87
Winche eléctrico	horas	2	25.00		50.00	15.00
Aire comprimido	horas	2	40.00		80.00	23.88
Dumper	horas	3	45.00		135.00	40.30
Sub Total					355.00	106.04
SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS					868.62	259.36
IMPREVISTOS	10.0%				86.86	25.94
TOTAL S. / disp. =====>					955.48	
TOTAL U.S. \$ / disp. =====>						285.30

Fuente: Elaboración propia.

4.5 CONTRASTACIÓN Y VERIFICACIÓN DE HIPÓTESIS

Tabla 7. Resumen comparativo en los métodos de explotación en estudio

RESUMEN COMPARATIVO EN LOS PARÁMETROS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN EN ESTUDIO			
DESCRIPCIÓN	UNIDADES	CAMÁRAS Y PILARES	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO
Volumen total de mineral - block	m ³	172.8	172.8
Volumen de mineral explotable - block	m ³	146.9	172.8
Peso específico del mineral	t/m ³	2.70	2.70
Mineral explotable - block	t	396.6	466.6
Volumen de mineral por disparo	m ³ /disp.	0.47	0.70
Volumen en estéril por disparo	m ³ /disp.	5.85	8.78
Toneladas métricas de mineral	t/disp.	1.26	1.90
Toneladas métricas en estéril	t/disp.	15.50	23.25
Factor de perforación	m-perf./m ³	5.56	3.39
Factor de carga - mineral	Kg./m ³	1.03	1.03
Factor de carga - estéril	Kg./m ³	1.59	1.14
Factor de potencia - mineral	Kg./t.	0.38	0.38
Factor de potencia - estéril	Kg./t.	0.6	0.43

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 8. Resumen comparativo en el costos por disparo de los métodos de explotación en estudio

DESCRIPCIÓN	UNIDADES	CAMÁRAS Y PILARES	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO
Costo en perforación	\$/disp.	21.21	22.70
Costo en voladura	\$/disp.	55.02	61.02
Costo por mano de obra	\$/disp.	77.61	44.78
Costo en supervisión	\$/disp.	13.73	13.73
Costo total	\$/disp.	298.91	285.30

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 9. Resumen comparativo en el costos por tonelada métrica de los métodos de explotación en estudio

DESCRIPCIÓN	UNIDADES	CAMÁRAS Y PILARES	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO
Costo en perforación	\$/t.	16.79	11.98
Costo en voladura	\$/t.	43.54	32.19
Costo por mano de obra	\$/t.	61.42	23.63
Costo en supervisión	\$/t.	10.87	7.24
Costo Total	\$/t.	236.55	150.52

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 10. Resumen comparativo de producción por día en los métodos de explotación en estudio

DESCRIPCIÓN	UNIDADES	CAMÁRAS Y PILARES	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO
Producción día	t	33.53	50.30
Producción Mes	TM	838.31	1257.46

Fuente: Elaboración propia.

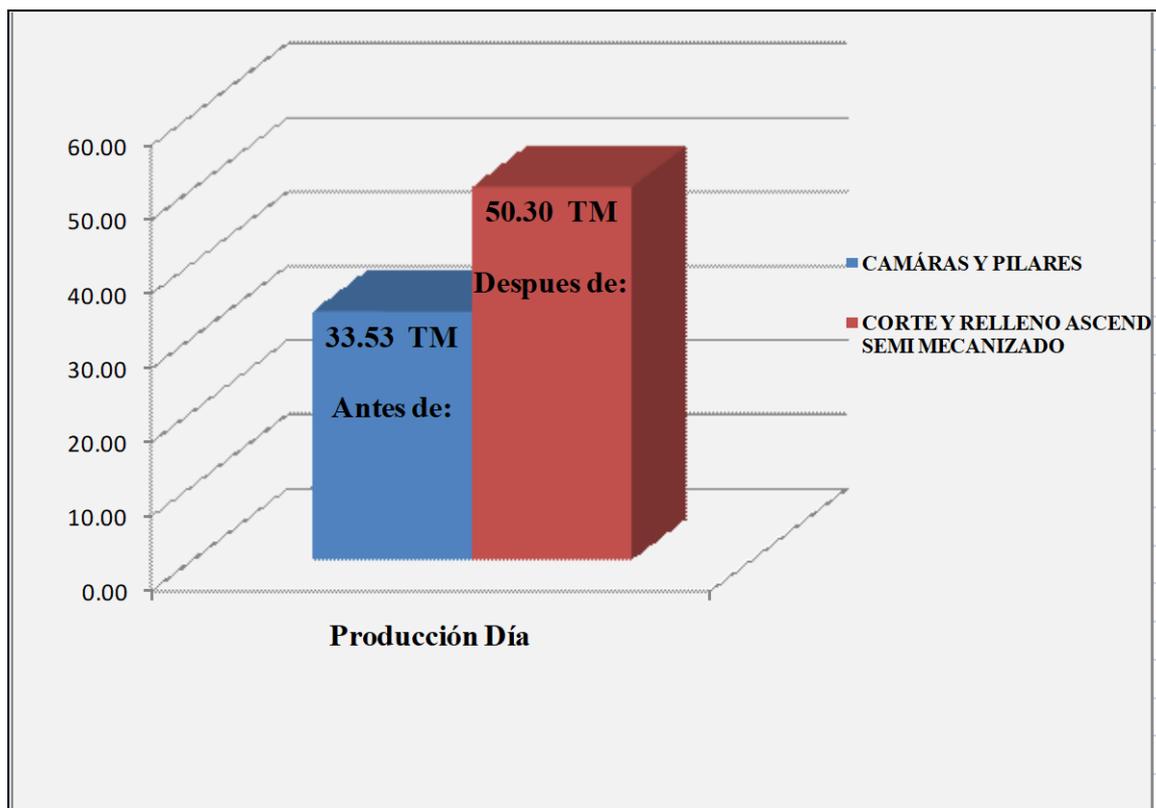


Figura 9. Producción diaria – método I & método II.
Fuente : Elaboración propia.

Tabla 11. Resumen comparativo de producción mes de los métodos de explotación en estudio

DESCRIPCIÓN	UNIDADES	CAMÁRAS Y PILARES	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO
Producción mes	t.	838.31	1257.46

Fuente: Elaboración propia.

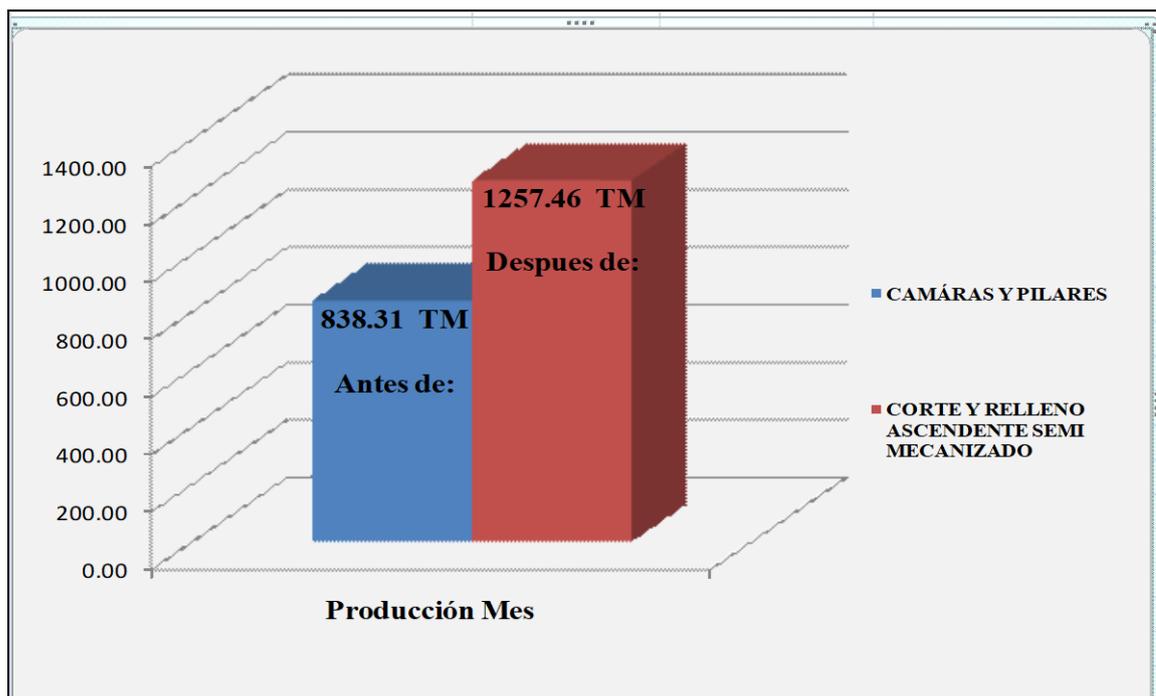


Figura 10. Producción mensual – método I & método II.
Fuente : Elaboración propia.

4.3.4 Selección del método de minado por Boshkov & Wright

El sistema de clasificación inducido por Boshkov & Wright (1973), es uno de los primeros esquemas desarrollados de clasificación cualitativa para la selección del método de explotación subterránea, este método utiliza una descripción general del espesor de la estructura mineralizada, buzamiento, resistencia del mineral y roca encajonante, para identificar métodos comunes que han sido aplicados en similares condiciones, el resultado de esta clasificación sugiere hasta cuatro métodos que pueden ser aplicados a una situación específica (ver anexo 3).

4.3.5 Selección del método de minado por Morrison

La clasificación propuesta por Morrison (1976), divide la explotación subterránea en tres grupos básicos: 1. Soporte con Pilares Rígidos; 2. Subsistencia Controlada; 3. Hundimiento, las definiciones generales de la potencia de la estructura mineralizada, tipo de soporte y la acumulación de esfuerzos inducidos, son criterios utilizados para la determinación de un método de explotación. La elección de un método sobre otro se basa en las diversas combinaciones de condiciones del terreno, en esta clasificación, las condiciones del terreno ya han sido evaluadas para determinar el tipo de sostenimiento necesario (ver anexo 4).

CONCLUSIONES

1. Aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado se ha optimizado la producción de 33.53 t/día a 50.30 t/día en los mantos auríferos inclinados de la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.
2. Aplicando el método de Cámaras y Pilares se logró una producción de: 33.53 t/día en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.
3. Aplicando el método de Corte y Relleno Ascendente Semi- mecanizado se ha logrado una producción de: 50.30 t/día en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda tener un buen control del factor de carga en la operación unitaria de voladura y sostener una granulometría adecuada, para minimizar la dilución del mineral y facilitar el rellenado del tajo.
2. Proyectar un plan de utilización del método de explotación alternativo entre Cámaras y Pilares & Corte y Relleno Ascendente semi Mecanizado, con objeto de recuperar los pilares con contenido de mineral con una mínima dilución, en función a los criterios de selección para la elección del método de explotación de los yacimientos auríferos.
3. Ejecutar el plan de cierre progresivo de los pasivos subterráneos producto de la explotación por el método de Cámaras y Pilares, para mejorar la estabilidad física y química del ambiente de trabajo y evitar la generación de aguas ácidas que se vierten a superficie.

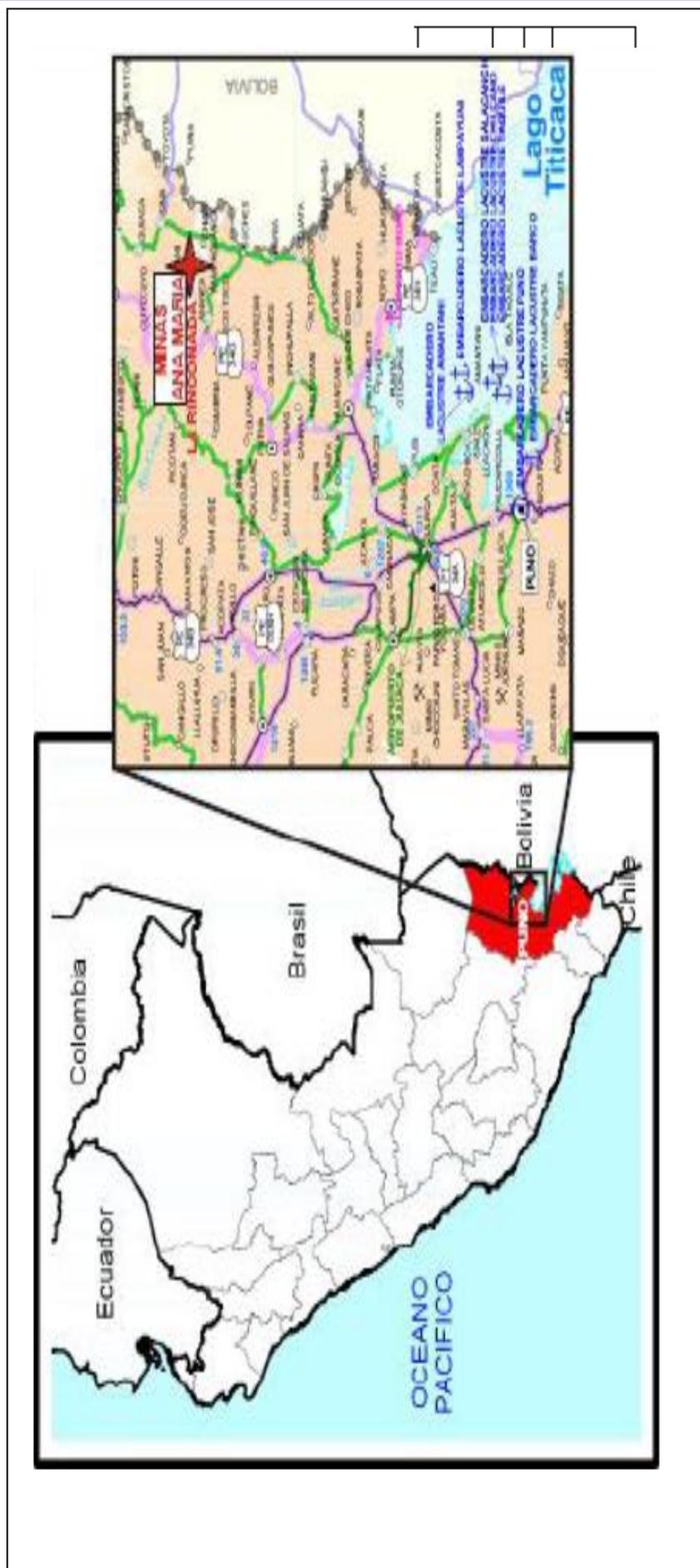
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Antenor, V., Guido, A., Cuadros, P.,(2006), *Geología de los cuadrángulos de Putina y La Rinconada Hojas 30-X y 30-Y*, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, INGEMMET.
- Boshkov & Wright (1973), Selección del método de explotación subterránea.
- Hartman, (1987), Selección del método de minado subterráneo
- Jáuregui A. (2009), tesis “*Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura*”, Pontificia Universidad Católica del Perú
- Medina, P. (2000), tesis “*Planeamiento de producción y explotación del yacimiento aurífero de Rinconada*”.
- Minera Aurífera Ana María S.A., *Estudio de Factibilidad del Proyecto Aurífero Ana María*, Diciembre (1982).
- Morrison, (1976), Selección del método de explotación subterránea.
- Nicholas, (1981), Selección del método de explotación subterránea.
- Laubacher, G. (1978), Estudio geológico del Norte de Lago Titicaca, Puno.
- López, J. (1994), *Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España*. 2da ed. Madrid, Instituto Geológico y Geominero de España.
- Llanque, O; Navarro, V. (1999), *Manual de Explotación Subterránea de métodos y casos prácticos*, 1ra Ed. Puno Perú.
- Quispe, G. (2001), tesis “*Método de explotación de Corte y Relleno Mina Quiruvilca*”.

- Tumialan, P. (2003), *Compendio de yacimientos minerales en el Perú-Ingemmet: Potencial Aurífero del Yacimiento Ana María, Cia Minera Aurífera Ana María S.A.*, Febrero 1992, (619 p).
- Zevallos, E. (2003), tesis “*Aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente en vetas angostas, mina Arirahua*”.
- Valero, J. (2003), tesis “*Optimización del método de explotación del yacimiento aurífero Vanesa- Rinconada*”.

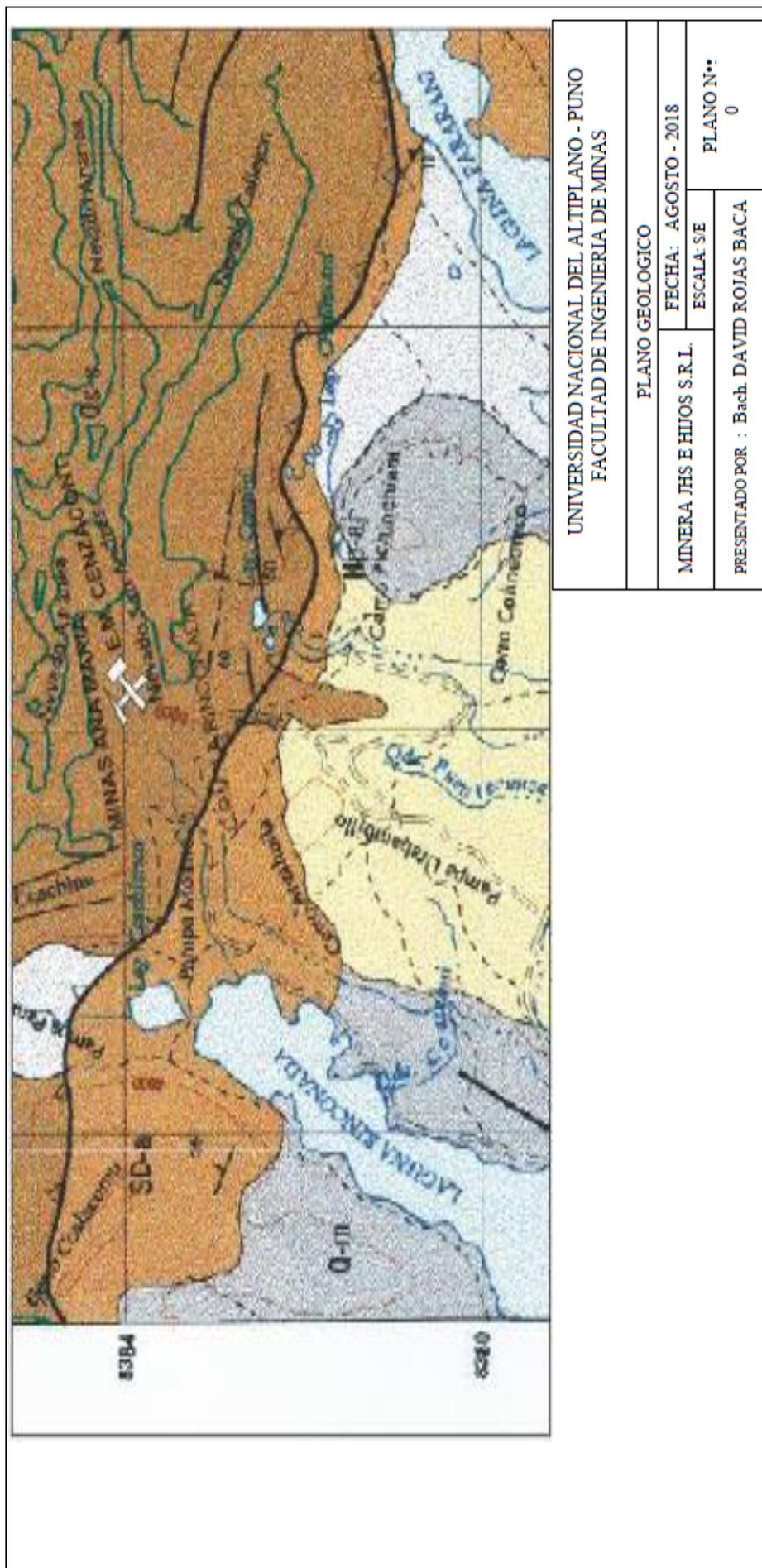
ANEXOS

ANEXO N° 1
UBICACIÓN GEOGRÁFICA DE LA UEA “ANA MARÍA”



Fuente : DREM – PUNO.

ANEXO N° 2
UBICACIÓN GEOLÓGICA DE LA UEA “ANA MARÍA” – HOJA 30Y



Fuente: INGEMMET

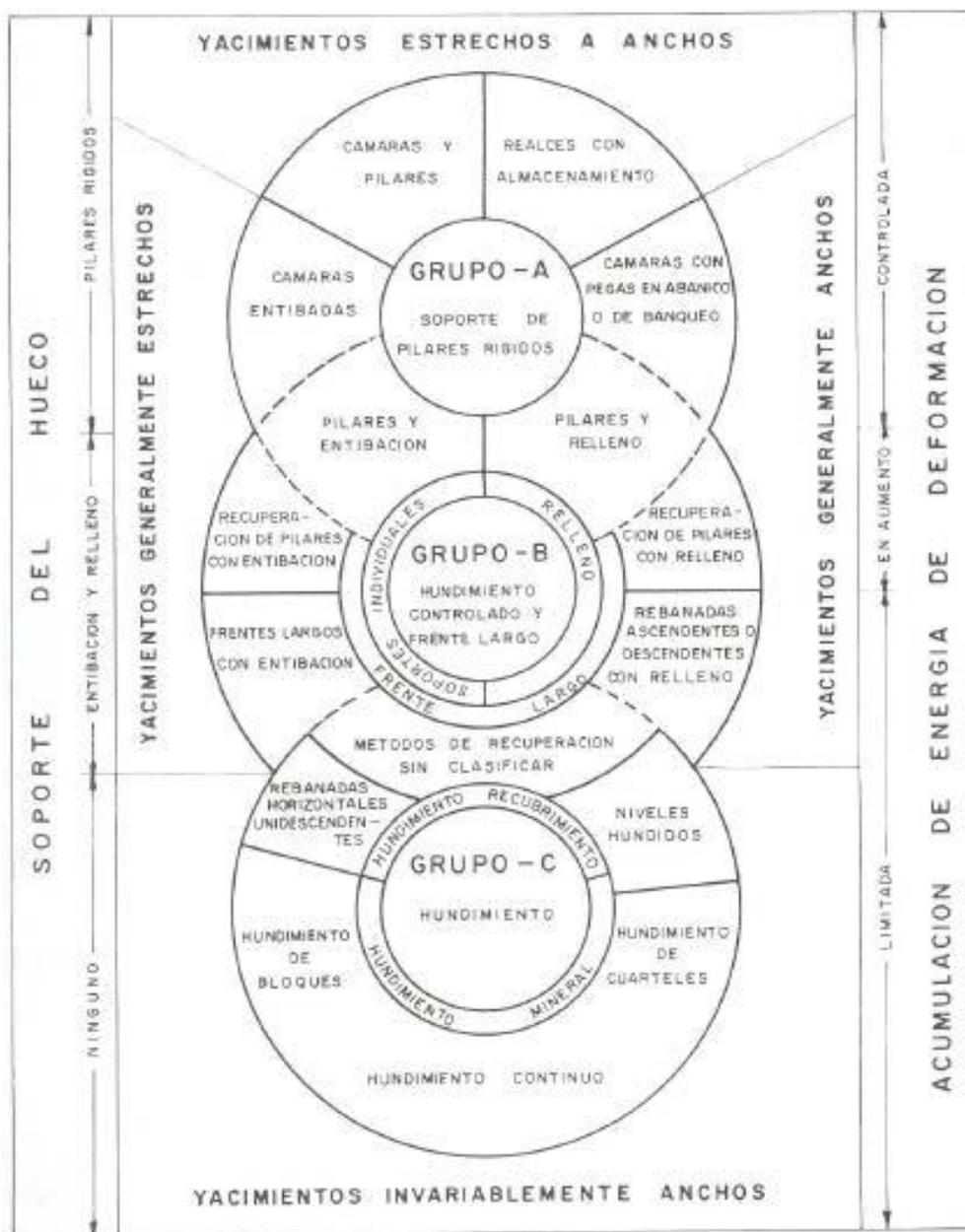
ANEXO N° 3

Cuadro de Boshkov & Wright para la selección de métodos de minado						
Tipo de yacimiento	Buzamiento	Resistencia del mineral	Resistencia de las cajas	Método de minado comunmente aplicable		
Tabular estrecho	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras vacías con pilares ocasionales		
				Cámaras y pilares		
Tabular potente	Horizontal			Tajeos largos		
		Débil o fuerte	Débil	Tajeos largos		
		Fuerte	Fuerte	Tajeos con pilares ocasionales		
		Débil/fuerte	Débil	Cámaras y pilares		
Tabular muy potente	NA			Rebanadas hundidas		
		Débil o fuerte	Débil	Hundimiento por subniveles		
				Cielo abierto con transporte subterráneo		
Vetas muy angostas	Vertical	Débil/fuerte	Débil/fuerte	Los mismos que para los masivos		
Vetas angostas (potencia superior a la entibación económica)	Horizontal	NA	NA	Circado		
	Vertical	Fuerte	Fuerte	Los mismos que para tabulares estrechos		
				Cámaras vacías		
				Cámaras de almacenamiento		
				Cámaras con corte y relleno		
				Débil	Cámaras con corte y relleno	
					Cámaras con conjunto de cuadros	
				Débil	Fuerte	Cámaras vacías descendentes
Débil	Débil	Cámaras con conjunto de cuadros				
			Rebanadas hundidas			
			Cámaras con conjunto de cuadros			
Vetas anchas	Horizontal	NA	NA	Los mismos que para tabulares potentes o masivos		
	Vertical	Fuerte	Fuerte	Cámaras vacías descendentes		
				Cielo abierto con transporte subterráneo		
				Cámaras de almacenamiento		
				Tajeos por subniveles		
				Cámaras con corte y relleno		
				Métodos combinados		
				Débil	Cámaras con corte y relleno	
					Rebanadas hundidas	
					Hundimiento por subniveles	
					Cámaras con conjunto de cuadros	
					métodos combinados	
				Débil	Fuerte	Cámaras vacías descendentes
						Rebanadas hundidas
						Hundimiento por subniveles
						Hundimiento por bloques
						Cámaras con conjunto de cuadros
						Métodos combinados
		Débil	Rebanadas hundidas			
			Hundimiento por subniveles			
			Cámaras con conjunto de cuadros			
			Métodos combinados			
Masivo	NA	Fuerte	Fuerte	Cielo abierto con transporte subterráneo		
				Cámaras de almacenamiento		
				Tajeos por subniveles		
				Corte y relleno		
	NA	Débil	Débil/fuerte	Débil/fuerte	Métodos combinados	
					Rebanadas hundidas	
					Hundimiento por subniveles	
					Hundimiento por bloques	
				Cámaras con conjunto de cuadros		
				Métodos combinados		

NA = no aplicable

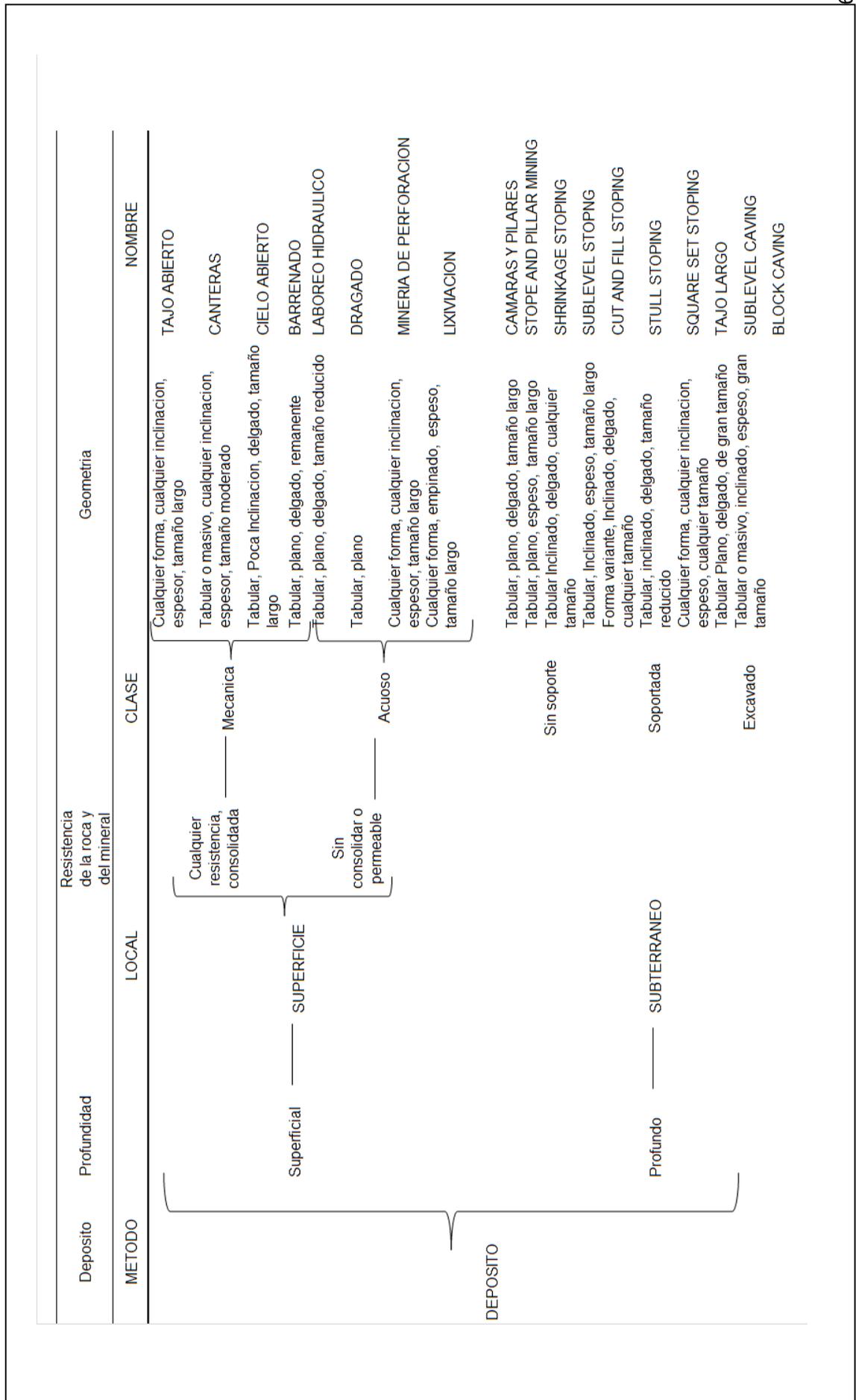
ANEXO N° 4

CLASIFICACION POR MORRISON PARA LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

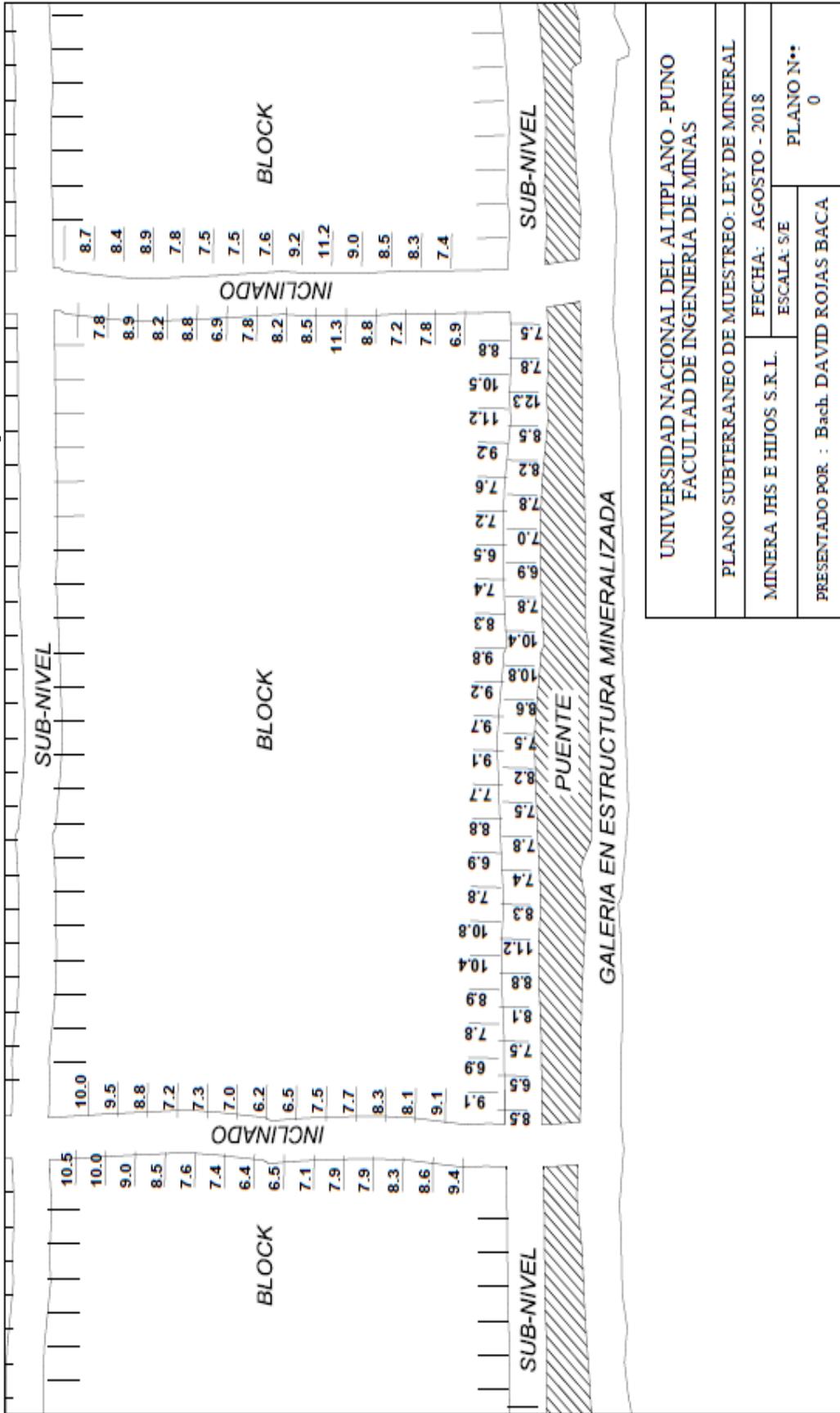


ANEXO N° 5

DIAGRAMA DE FLUJO POR HARTMAN PARA LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO



PLANO DE MUESTREO DE LEYES - MINERA J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.



Fuente : Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

ANEXO N° 7
INFORME DE MUESTREO DE LEYES - MINERA J.H.S. e Hijos S.R.Ltda

MUESTRAS TOMADAS EN LA PREPARACIÓN DEL BLOCK DE EXPLOTACIÓN									
# de muestra	ley gr./TM	# de muestra	ley gr./TM	# de muestra	ley gr./TM	# de muestra	ley gr./TM	# de muestra	ley gr./TM
A1	7.5	A26	9.1	A51	8.1	A76	7.4		
A2	8.8	A27	8.2	A52	8.3	A77	7.8		
A3	7.8	A28	7.7	A53	8.3	A78	8.3		
A4	10.5	A29	7.5	A54	7.9	A79	7.2		
A5	12.3	A30	8.8	A55	7.7	A80	8.5		
A6	11.2	A31	7.8	A56	7.9	A81	8.8		
A7	8.5	A32	6.9	A57	7.5	A82	9.0		
A8	9.2	A33	7.4	A58	7.1	A83	11.3		
A9	8.2	A34	7.8	A59	6.5	A84	11.2		
A10	7.6	A35	8.3	A60	6.5	A85	8.5		
A11	7.8	A36	10.8	A61	6.2	A86	9.2		
A12	7.2	A37	11.2	A62	6.4	A87	8.2		
A13	7.0	A38	10.4	A63	7.0	A88	7.6		
A14	6.5	A39	8.8	A64	7.4	A89	7.8		
A15	6.9	A40	8.9	A65	7.3	A90	7.5		
A16	7.4	A41	8.1	A66	7.6	A91	6.9		
A17	7.8	A42	7.8	A67	7.2	A92	7.5		
A18	8.3	A43	7.5	A68	8.5	A93	8.8		
A19	10.4	A44	6.9	A69	8.8	A94	7.8		
A20	9.8	A45	6.5	A70	9.0	A95	8.2		
A21	10.8	A46	9.1	A71	9.5	A96	8.9		
A22	9.2	A47	8.5	A72	10.0	A97	8.9		
A23	8.6	A48	9.4	A73	10.5	A98	8.4		
A24	9.7	A49	9.1	A74	10.5	A99	7.8		
A25	7.5	A50	8.6	A75	6.9	A100	8.7		
Ley Prom.		8.36		gr./TM					

Fuente : Minera J.H.S e Hijos S.R.Ltda.