

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**PLANEAMIENTO DE MINADO PARA EL MÉTODO DE CORTE Y  
RELLENO ASCENDENTE EN LA VETA ARICATO DE LA  
UNIDAD OPERATIVA LOMUYA REY DE ORO – SANDIA,  
PUNO**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**GABRIEL MAMANI MAMANI**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2019**



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**TESIS**

**PLANEAMIENTO DE MINADO PARA EL MÉTODO DE CORTE Y  
RELLENO ASCENDENTE EN LA VETA ARICATO DE LA  
UNIDAD OPERATIVA LOMUYA REY DE ORO – SANDIA,  
PUNO**

**TESIS PRESENTADO POR:**

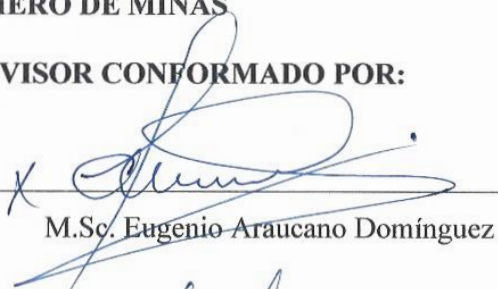
**GABRIEL MAMANI MAMANI**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

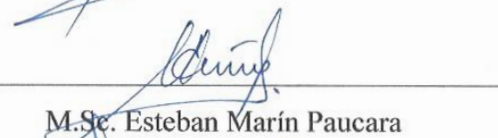
**INGENIERO DE MINAS**

**APROBADO POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:**

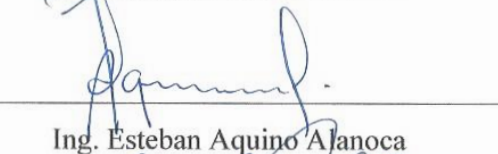
**PRESIDENTE:**

X   
M.Sc. Eugenio Araucano Domínguez

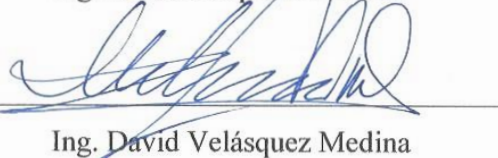
**PRIMER MIEMBRO:**

  
M.Sc. Esteban Marín Paucara

**SEGUNDO MIEMBRO:**

  
Ing. Esteban Aquino Alanoca

**DIRECTOR / ASESOR:**

  
Ing. David Velásquez Medina

**Área : Ingeniería de Minas**

**Tema : Diseño y planeamiento en minería.**

**FECHA DE SUSTENTACIÓN: 19-07-2019**

## DEDICATORIA

Muy infinitas gracias a Dios, por el camino correcto que me ha mostrado en esta mi carrera que he culminado.

A mi padre el Sr. Pedro Julián y mi madre la Sra. Carmen, que supieron guiarme con amor y apoyarme incondicionalmente en mi estudio, en los años que he estudiado y también a mis hermanos que siempre han estado apoyándome en todo momento, Faustino, Olimpia (Q. E. P. D.), Ernesto, Amelia y Roxana. Con mucho afecto a los docentes y amigos de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano.

Gabriel.

## AGRADECIMIENTOS

Expreso mi agradecimiento a todos los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas de la UNA PUNO quienes me brindaron sus valiosos conocimientos, experiencias durante mi formación profesional.

Un reconocimiento a los miembros del jurado por las sugerencias y exigencias para la publicación del presente trabajo profesional, M.Sc Eugenio Araucano Domínguez, M.Sc. Esteban Marín Paucara, Ing. Esteban Aquino Alanoca, Ing. David Velásquez Medina.

Para la realización del presente trabajo profesional, agradezco infinitamente a la Empresa Minera San Francisco de Asís E.I.R.L., a Sr. Aníbal Quispe Quenallata (Gerente General), y a todas las personas que directa o indirectamente que contribuyeron para hacer realidad el presente trabajo.

**ÍNDICE GENERAL**

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN.....	15
ABSTRACT .....	16

**CAPÍTULO I****INTRODUCCIÓN**

1.1.	Descripción de la realidad del problema .....	17
1.2.	Formulación del problema .....	18
1.2.1.	Pregunta general .....	18
1.2.2.	Pregunta específicas .....	18
1.3.	Objetivos de la investigación .....	19
1.3.1.	Objetivo general.....	19
1.3.2.	Objetivos específicos .....	19
1.4.	Justificación de la investigación. ....	20

**CAPÍTULO II****REVISIÓN DE LITERATURA**

2.1.	Antecedentes de la investigación .....	21
2.2.	Marco teórico .....	24
2.2.1.	Planeamiento de producción en minería .....	24
2.2.2.	Planeamiento de minado .....	24
2.2.3.	Desarrollo de los tipos de planeamiento del proyecto .....	25
2.2.4.	Método de explotación por corte y relleno ascendente.....	26
2.2.5.	Planificación minera .....	27
2.2.6.	Elección de métodos de explotación minera.....	29

2.2.7.	Sistema de clasificación Nicholas.....	31
2.2.8.	Tipos de relleno .....	32
2.2.9.	Clasificación geomecánica de <i>Bieniawski</i> 1989 .....	33
2.2.10.	Selección del método de explotación y dimensionamiento de la mina. De acuerdo: ( <i>Instituto Tecnológico Geo minero de España – 1991</i> ) .....	33
2.2.11.	Selección del método de explotación por aproximación numérica .....	38
2.3.	Marco conceptual.....	43
2.3.1.	Planeamiento de minado .....	43
2.3.2.	Explotación minera.....	43
2.3.3.	Producción de mineral .....	44
2.3.4.	Método de corte y relleno ascendente.....	44
2.3.5.	Labores de explotación .....	49
2.4.	Hipótesis .....	51
2.4.1.	Hipótesis general.....	51
2.4.2.	Hipótesis específico .....	52
2.5.	Operacionalización de variables .....	52
2.5.1.	Variables dependientes (Vd).....	52
2.5.2.	Variables independientes (Vi) .....	52

### CAPÍTULO III

#### MATERIALES Y MÉTODOS

3.1.	Tipo y diseño de la investigación .....	54
3.1.1.	Diseño de la investigación .....	54
3.2.	Procesos de la investigación .....	55
3.3.	Tipo de investigación .....	55
3.4.	Método de investigación.....	55
3.5.	Población y muestra de investigación.....	56
3.5.1.	Población .....	56
3.5.2.	Muestra .....	57
3.6.	Materiales, equipos y reactivos experimentales .....	57
3.6.1.	Materiales.....	57
3.6.2.	Equipos.....	58

3.6.3.	Técnicas instrumentos de recolección de datos.....	58
3.7.	Ubicación y delimitación del área de estudio .....	58
3.7.1.	Ubicación política .....	58
3.7.2.	Ubicación geográfica .....	58
3.7.3.	Accesibilidad .....	59
3.8.	Geología del yacimiento .....	59
3.8.1.	Geología regional.....	59
3.8.2.	Geología local .....	61
3.8.3.	Mineralización .....	64
3.8.4.	Hidrografía.....	64
3.8.5.	Clima.....	65

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Exposición de pruebas de acuerdo a hipótesis.....	66
4.1.1.	Exposición de pruebas y resultados de acuerdo a hipótesis específico 1 .....	66
4.1.2.	Caracterización geomecánica de <i>Rock Mass Rating</i> RMR de <i>Bieniawski</i> 1989. ....	66
4.1.3.	Parámetros geomecánicos.....	66
4.1.4.	Clasificación geomecánica de <i>Rock Mass Rating</i> (RMR) de <i>Bieniawski</i> 1989 .....	67
4.1.5.	Caracterización de roca intacta. ....	67
4.1.6.	Resistencia compresiva uniaxial de macizo rocoso (esclerómetro).....	67
4.1.7.	Resistencia compresiva uniaxial crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00,000 - 11,00 veta Aricato (esclerómetro) .....	68
4.1.8.	Evaluación geomecánica de discontinuidades de Crucero 570 Nv 2 570 Progresiva 00.00-11.00 m. veta Aricato .....	69
4.1.9.	Orientación de familias de discontinuidades en Crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00.00-11.00 m. veta Aricato. ....	70
4.1.10.	Determinación de RMR 1989 en Crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00,00 - 11.00 m. veta Aricato.....	71
4.1.11.	Resistencia de la roca intacta en estación E-01 .....	72
4.1.12.	Determinación de RQD ( <i>Rock Quality Designation</i> ) para EG-01.....	73
4.2.	Demostración de hipótesis .....	73

4.2.1.	Interpretación de resultados de calidad de macizo rocoso.....	73
4.3.	Exposición de pruebas de acuerdo a hipótesis específico 2.....	74
4.3.1.	Características geométricas del depósito mineral de veta Aricato .....	74
4.4.	Resistencia de la sustancia rocosa (RSR) en Crucero 570 Nv 2 570 para elección de minado por método Nicholas - UBC .....	76
4.4.1.	Esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ) .....	76
4.4.2.	Evaluación del esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ) de macizo rocoso a una profundidad de 400 m. con <i>software Rocdata</i> .....	77
4.4.3.	Resultados de resistencia de la sustancia rocosa (RSR). .....	78
4.4.4.	Determinación de esfuerzo vertical ( $\sigma_1$ ) de veta a una profundidad de 400 m. con <i>Software Rocdata V.3.0</i> .....	78
4.4.5.	Resistencia de veta (mena-UBC). .....	78
4.4.6.	Resultados de geometría del depósito mineral de acuerdo a hipótesis 2. ....	80
4.4.7.	Método de selección UBC (Universidad de Columbia Británica).....	80
4.4.8.	Datos de entrada en sistema de clasificación Nicholas - UBC (1995). ....	80
4.4.9.	Elección del método de explotación mediante el procedimiento analítico.....	82
4.4.10.	Resultado de elección de método de explotación de corte y relleno ascendente en sistema de vetas Aricato.....	86
4.5.	Exposición de pruebas de acuerdo a hipótesis específico 3.....	86
4.5.1.	Estimación de reservas, niveles de producción y vida de la mina.....	86
4.5.2.	Cálculo de áreas, volúmenes y tonelaje .....	87
4.5.3.	Dilución .....	90
4.5.4.	Recuperaciones metalúrgicas y precios .....	90
4.5.5.	<i>Cut off</i> .....	91
4.5.6.	Nivel de producción y vida de la mina .....	91
4.5.7.	Descripción de las etapas en operación mina .....	92
4.5.8.	Tipos de labores mineras .....	92
4.5.9.	Tajos (método de explotación corte y relleno ascendente).....	95
4.6.	Ventilación.....	98
4.6.1.	Diseño de ventilación.....	98
4.6.2.	Ventilación de galerías y cruceros. ....	99
4.6.3.	Ventilación de chimeneas. ....	99
4.6.4.	Ventilación de tajos de explotación. ....	99



4.7.	Servicios auxiliares .....	100
4.7.1.	Descripción de equipos .....	101
4.8.	Planeamiento minero .....	103
4.8.1.	Resumen del programa de operaciones del año 2018 – 2019.....	103
4.9.	Costos de operación .....	104
4.9.1.	Costo de operación mina.....	104
4.9.2.	Costo de operación de planta de tratamiento .....	104
4.9.3.	Costo de operación de servicios auxiliares .....	105
4.10.	Inversión .....	106
4.10.1.	Inversión fija .....	106
4.10.2.	Inversión fija indirecta .....	107
4.10.3.	Capital de trabajo .....	107
4.10.4.	Inversión total del proyecto .....	107
4.10.5.	Evaluación económica .....	108
4.10.6.	Parámetros de producción.....	108
4.10.7.	Cálculo del <i>cut off</i> .....	110
4.10.8.	Indicadores económicos.....	110
4.11.	Discusión de resultados .....	111
	CONCLUSIONES .....	115
	RECOMENDACIONES.....	117
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	118
	ANEXOS .....	122

**ÍNDICE DE FIGURAS**

Figura 1.	Mecanización del método de corte y relleno .....	32
Figura 2.	Método de explotación por corte y relleno ascendente.....	50
Figura 3.	Diseño descriptivo .....	54
Figura 4.	Dominio estructural en crucero 570 Nv 2570 progresiva 00.00-11.00 m. veta Aricato.....	70
Figura 5.	Densidad de polos de tres familias en estación E-01.....	71
Figura 6.	Diagrama de planos de tres familias en E-01. ....	71
Figura 7.	Orientación de vetas Aricato.....	75
Figura 8.	Panel de resultados de esfuerzos principales en software Rocdata V.3.0..	77
Figura 9.	Diagrama de esfuerzos principales con dos criterios de Hoek and Brown y Mohr Coulomb.....	79
Figura 10.	Ciclo de trabajo en cortadas y galerías .....	94
Figura 11.	Ciclo de trabajo en chimeneas .....	95
Figura 12.	Ciclo de trabajo en tajos.....	98

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Diferencias entre la planificación .....	29
Tabla 2.	Parámetros de selección.....	30
Tabla 3.	Depósitos tabulares clasificados por la inclinación y relacionado a la utilización de equipos y a la resistencia de la roca .....	30
Tabla 4.	Clasificación de depósitos subterráneos por su potencia.....	31
Tabla 5.	Ábaco de calidad de macizo rocoso (Bieniawski 1989).....	33
Tabla 6.	Tipo de rocas dominantes .....	37
Tabla 7.	Geometría del yacimiento y distribución de leyes .....	39
Tabla 8.	Características geomecánicas de las rocas.....	40
Tabla 9.	Valores para la aplicabilidad de los métodos de explotación .....	40
Tabla 10.	Clasificación de los métodos mineros en función de la geometría y distribución de leyes del yacimiento.....	41
Tabla 11.	Clasificación de los métodos mineros en función de las características geomecánicas de las rocas: zona del mineral.....	41
Tabla 12.	Clasificación de los métodos mineros en función de las características geomecánicas de las rocas: zona del techo .....	41
Tabla 13.	Clasificación de los métodos mineros en función de las características geomecánicas de las rocas: zona de los hastiales .....	41
Tabla 14.	Puntuación total: geometría, distribución de leyes y geomecánica por dos métodos.....	42
Tabla 15.	Selección del probable método de explotación por mayor puntaje .....	43
Tabla 16.	Operacionalización de variables .....	53
Tabla 17.	Coordenadas UTM WGS-84 .....	58
Tabla 18.	Acceso a la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro .....	59
Tabla 19.	Tabla de características de formación.....	61

Tabla 20. Valores de k con esclerómetro en crucero 570 Nv 2570 progresiva 00.000 - 11.00 veta Aricato.....	68
Tabla 21. Valores de k con esclerómetro en crucero 570 Nv 2570 progresiva 00.00 - 11.00m veta Aricato.....	69
Tabla 22. Valoración de parámetros de resistencia según Bieniawski 1989 .....	72
Tabla 23. Abaco de calidad de macizo rocoso.....	73
Tabla 24. Categoría del macizo rocoso en crucero 570 Nv 2570 veta Aricato.....	74
Tabla 25. Estructura de sistema de vetas Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro .....	75
Tabla 26. Ancho de sistema de vetas Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro	76
Tabla 27. Abaco de resistencia de la sustancia rocosa (RSR) por zonas para método Nicholas - UBC.....	79
Tabla 28. Definición de la geometría del depósito y grado de distribución para método Nicholas - UBC.....	81
Tabla 29. Características mecánicas de la roca.....	81
Tabla 30. Puntaje de acuerdo a tabla de Nicholas - UBEC .....	82
Tabla 31. Clasificación de la geometría y grado de distribución para los diferentes métodos de explotación .....	82
Tabla 32. Resultados de evaluación de RMR de la zona de mena (veta Aricato) .....	84
Tabla 33. Abaco de RMR zona de mena para los diferentes métodos de explotación	84
Tabla 34. Resultados de evaluación de resistencia de sustancia rocosa (RSR) .....	85
Tabla 35. Resistencia de la sustancia rocosa (R.S.R) .....	85
Tabla 36. Resultados de elección de método de explotación por método analítico de interpolación .....	86
Tabla 37. Inventario de reservas minerales de veta Aricato .....	89
Tabla 38. Leyes Probables .....	90
Tabla 39. Cantidad de personal que ingresa a mina por turno .....	99

Tabla 40. Requerimiento de aire fresco en mina para la ventilación .....	100
Tabla 41. Balance de aire para ventilar la mina .....	100
Tabla 42. Consumo de aire comprimido (CFM), energía eléctrica (kw) y consumo de agua (m <sup>3</sup> ).....	101
Tabla 43. Costo de operación.....	104
Tabla 44. Costo de operación de planta de tratamiento .....	104
Tabla 45. Costo de combustible, llantas, lubricantes.....	105
Tabla 46. Costo total unitario de operación .....	106
Tabla 47. Parámetros de producción.....	108
Tabla 48. Flujo de fondos netos económicos.....	110
Tabla 49. Indicadores económicos.....	111

## ACRÓNIMOS

Ch	Chimenea
Cx	Crucero
dr1	Densidad de roca promedio (2.92 TM/ $m^3$ ). mineral
dr2	Densidad de la roca a disparar (2.82 TM/ $m^3$ ).
E	Este
JCS	Resistencia a compresión simple de la capa superficial de la roca (MPa)
Kb	Estándar del <i>Burden</i> .
MPa	Mega pascales
NE	Nor este
N	Norte
NC	Nivel de costo
NW	Nor oeste
RMR	<i>Rock Mass Rating</i>
S	Sur
SE	Sur este
Sn	Sub nivel
SW	Sur oeste
Tj	Tajeo
TM	Toneladas métricas
TC	Tonelada Corta
UCS	Resistencia a la Compresión Uniaxial
VM	Valor de Mineral
VN	Nivel de producción
W	Oeste
$\gamma$	Peso específico de la roca (Kn/ $m^3$ )

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado Planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro - Sandia, Puno, realizado durante el 2 018 y parte de 2 019, tiene como objetivo general establecer el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente considerando las características geomecánicas, geométricas del depósito mineral aurífero y operaciones unitarias en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno, trabajado bajo una metodología de un tipo de investigación descriptiva observacional, longitudinal y retrospectiva; según el programa de 2 018 y habiendo visto conveniente desarrollar el proyecto Aricato, con el objetivo de cubrir el tonelaje diario de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro con la contribución de proyecto Aricato de 23,33 toneladas en promedio por día, así mismo se presentó una evaluación económica del proyecto en donde el costo unitario asciende a US\$/Tm 193,99; los ingresos por ventas realizados en forma integral de todo el año que asciende a US\$/año 5 288 760,44;y el VAN está a una tasa de 10%; el VAN del proyecto es US\$ 5 696 138,66 son indicadores económicos que contemplan la evaluación integral del proyecto, evaluando las características requeridas para su elección y el método de tajo y relleno hacia arriba lograron un puntaje de 34 como una buena alternativa para ser vetas estrechas de inmersión alta.

**Palabras claves:** Explotación, operaciones mineras, planificación, rentabilidad, reserva de mineral.

## ABSTRACT

The present research work entitled Mining planning for the method of cutting and ascending filling in the Aricato vein of the Lomuya Rey de Oro Operating Unit - Sandia, Puno, carried out during 2018 and part of 2019, has as a general objective to establish the planning of mining for the method of cutting and ascending filling considering the geomechanical, geometric characteristics of the gold ore deposit and unit operations in the Aricato vein of the Lomuya Rey de Oro Operating Unit - Sandia, Puno, worked under a methodology of a type of descriptive research observational, longitudinal and retrospective; according to the 2018 program and having seen fit to develop the Aricato project, with the objective of covering the daily tonnage of the Lomuya Rey de Oro Operating Unit with the contribution of Aricato project of 23.33 tons on average per day, likewise it was presented an economic evaluation of the project where the unit cost amounts to US \$ / Tm 193.99; the income from sales made in an integral form of the whole year amounting to US \$ / year 5 288 760.44, and the NPV is at a rate of 10%; The NPV of the project is US \$ 5 696 138.66 are economic indicators that contemplate the integral evaluation of the project, evaluating the characteristics required for its election and the method of cutting and filling up achieved a score of 34 as a good alternative to be narrow veins of high immersion.

**Keywords:** Exploitation, mining operations, planning, profitability, ore reserves.



## CAPÍTULO I

### INTRODUCCIÓN

#### 1.1. Descripción de la realidad del problema

La Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro, se encuentra en la provincia de Sandía – Región Puno, el titular es la Empresa Minera San Francisco de Asís E.I.R.L. Existe una labor subterránea (Crucero 570), en la cual existen las estructuras cruzadas la cual no cuenta con un planeamiento de minado adecuado es un yacimiento aurífero de vetas angostas, la potencia de las vetas de cuarzo blanco y ahumado es de 0,02 m. – 0,5 m. aproximadamente, en secuencias de rocas de pizarras, se encuentran en pizarras plomo claras y oscuras piritizadas del paleozoico, lutitas y cuarcitas la estructura geológica, está constituido por discontinuidades mayores y menores, desde el punto de vista litológico, la pizarra se caracteriza por ser casi monótona, y su coloración ligeramente variable entre gris a negra y de granulometría fina o de grano fino, es por lo general muy piritosa y limosa, su coloración negra en algunos casos indica la presencia de materia orgánica en los estratos, en lo cual se visualiza las pizarras grises con alto contenido de pirita, la geomorfología de la zona del yacimiento aurífero es muy variado el talud natural tiene una inclinación de 55° a 65° en algunos lugares dentro de la concesión zona altamente vegetado por su ubicación en la zona de ceja de selva y selva estas características han dificultado el proceso de exploración de la zona del yacimiento es decir etapa de recolección de datos en campo (cartografiado y corroboración), mediante la visita a las áreas de mayor interés, sin embargo en la actualidad la empresa continua con los trabajos de determinación de nuevos afloramientos que permitirán incrementar sus reservas minerales, es en este sentido surge el presente trabajo de investigación y tiene objetivo principal de establecer el planeamiento de

minado para el método de corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso, las características geométricas del depósito mineral aurífero y operaciones unitarias en veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno, para la selección del método de minado se consideran las propuesta de Nicholas para un yacimiento de vetas angostas teniendo en cuenta las actuales coyunturas la pequeña minería aurífera ha crecido notoriamente debido al incremento del precio del oro en la cotización internacional, las operaciones de minado a pequeña escala está centrada en la explotación de vetillas y filones auríferos de pequeño grosor, para el plan de minado a corto y mediano plazo se requiere información de geología, geometría del yacimiento, geomecánica y beneficio económico, lo cual permitirá cubrir la capacidad de toneladas/mes de la planta instalada en Antahuila Ananea – Puno.

## **1.2. Formulación del problema**

### **1.2.1. Pregunta general**

¿Cómo se establece el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente considerando las características geomecánicas, geométricas del depósito mineral aurífero y operaciones unitarias en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno?

### **1.2.2. Pregunta específicas**

¿Cómo se determina la aplicación del método de corte y relleno ascendente de acuerdo a las características geomecánicas del maciso rocoso en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno?

¿Cómo se determina las características geométricas del depósito mineral aurífero para aplicar el método de corte y relleno ascendente en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno?

¿Cómo es el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente considerando las operaciones unitarias en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno?

### **1.3. Objetivos de la investigación**

#### **1.3.1. Objetivo general**

Establecer el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente considerando las características geomecánicas, geométricas del depósito mineral aurífero y operaciones unitarias en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

#### **1.3.2. Objetivos específicos**

Determinar la aplicación del método de corte y relleno ascendente de acuerdo a las características geomecánicas del maciso rocoso en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

Determinar las características geométricas del depósito mineral aurífero para aplicar el método de corte y relleno ascendente en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

Establecer el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente considerando las operaciones unitarias en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

#### 1.4. Justificación de la investigación.

La presente investigación, tiene como fin entrar en producción con la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro, mediante el método de explotación de corte y relleno ascendente, consiste en la rotura del techo a partir del subnivel que se ha desarrollado, el mineral roto se extrae, el vacío que queda se rellena con material detrítico, que sirven de soporte de la caja y levantar el piso para continuar con la perforación del siguiente ciclo.

Minera san Francisco de Asís E.I.R.L., es una empresa dedicada a la exploración explotación y tratamiento de minerales auríferos el presente trabajo de investigación coadyuvará en la generación de nuevos conocimientos y la aplicación de la ciencia y la tecnología en la explotación de recursos minerales.

2. o

## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. Antecedentes de la investigación

Quispe, A. (2013), en su tesis Plan de Minado en la Corporación Minera Ananea presentado a FIGMM – UNI, indica que, el método de explotación es el de cámaras y pilares con circado, método que consiste en llevar el manto o filón aurífero en la caja techo, para desbrozar mediante tajos la pizarra encajonante de la caja piso, con una altura promedio de 1,50 m. dejando así al manto descubierto con una pequeña caja de pizarra denominado circa de mineral, el mismo que se dispara luego. El ciclo de minado de las operaciones de explotación considera las operaciones unitarias: perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, carguío y transporte de desmonte y beneficio de mineral.

Mena, A. (2012), en su tesis titulada Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas. Caso Practico; Mina Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titan S.R.L., en su resumen se presenta un análisis de sensibilidad económica acerca de los ingresos, costos e inversiones involucrados en un negocio minero, tomando como caso práctico, una mina aurífera en vetas angostas en la zona del Sur del Perú (Mina Esperanza). Se presenta de manera sucinta los estudios geomecánicas que permiten diseñar el método de mando de corte y relleno ascendente, se presenta de manera resumida los aspectos de ventilación dado que altas temperaturas existentes en la zona determinan las necesidades de ventilación forzada y así mismo se enumeran los equipos y servicios auxiliares mineros requeridos.

La Torre, F. (2012), en su tesis *Método de Explotación en Corte y Relleno Ascendente en Vetas Angostas*, presentada a la coordinación de la investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Altiplano – (UNA), concluye que en las minas Arirahua, se incurre en dilución del mineral por disparar un ancho de minado 0,40 m.; ya que nuestra estructura es de 0,12 m. por lo tanto esta dilución se controla no excediendo el ancho de minado.

Laura, H. (2010), en su investigación titulada *Implementación del Método Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado para Mejorar la Productividad en Mina Julcani, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.*, concluye que la productividad en función de toneladas de mineral por horas guardia, de la opción corte y relleno ascendente semimecanizado es de 16.80 % en comparación de la opción corte y relleno ascendente convencional que es de 6,72 %; y El costo total unitario de explotación de la opción elegida, por tonelada métricas es 22,72 US\$ por tonelada métrica, teniendo un costo beneficio de 3,41 US\$ por tonelada métrica. Mejorar la productividad es clave para mejorar el nivel de vida de la sociedad.

Cenzano, C. (2010), en su tesis *Optimización de Operaciones en la Empresa Minera Cenzacont SRL Minas Ana María – la Rinconada*, concluye que se logró optimizar las operaciones de la empresa, generando máximas tasas de rentabilidad por la explotación de minerales auríferos de vetas, filones angostos, logrando un adecuado control de costos y aplicando tecnologías de bajo costo operativo, logrando una mecanización similar a la mediana minería.

Se profundizaron las operaciones, basadas en el método convencional con inclinados con winche de izaje, galerías de desarrollo mediante la aplicación paras neumáticas y tajeos corte y relleno ascendente con winches de arrastre y chutes, que

es tecnología de bajo costo operativo, adecuado para trabajar vetas angostas logrando producir 240 ton. De mineral aurífero en promedio mensual de vetas y filones angostos con una ley de corte operacional de 0,43 Oz-Au por tonelada.

Quispe, M. (2009), en su tesis *Planeamiento de Programación de Producción de Extracción de Minerales a Corto Plazo en Minería*, presentada a la coordinación de la investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Altiplano – (UNA), concluye que el enfoque del proceso en la planificación de minado, es orientado a un tajo específico, lo cual es un modelo que se viene implementando para los demás tajos de producción, cuyas condiciones naturales son distintas y requieren en algunos casos un método de minado diferente.

Ortega, R. (2001), en su tesis *Planeamiento de Minado Subterráneo a Corto, Mediano y Larga Plazo*, presentado a la coordinación de la investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Altiplano – (UNA), planteó como objetivo: determinar el planeamiento de minado, considerando plazos de corto, mediano y largo plazo; concluye que el planeamiento de minado es el espacio inicial para la determinación del costo de producción, siempre toma en cuenta la ley crítica de corte considerando otros aspectos integrando al proyecto general de inversión en minería, requiere de personal altamente calificado para la elaboración del planeamiento de minado.

Zevallos, E. (2001), en su trabajo de investigación *Aplicación del Método Corte y Relleno Ascendente en Vetangostas*, presentado a la coordinación de la investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Altiplano – (UNA), concluye que con una optimización con las fases de minado se logra mayores rendimientos y, por lo tanto, disminución de costos las cuales inciden

en una mayor utilidad de la Empresa, El método corte y relleno ascendente tiene la particularidad de ser muy selectivo para los casos de vetas muy angostas e irregulares en potencia y mineralización.

Bullock, R. (2001), según la investigación realizada sobre la *Planificación General Para una Mina Subterránea Metálica*, define, que la planificación es la aplicación de los métodos, sujeto a las variables del yacimiento como ley de mineral, condiciones geo mecánicas, reservas minables, diseño del método explotación, etc; Planear consiste en preparar alternativas de minado más económico, en función a los programas de desarrollo y preparación, asignando los recursos necesarios de acuerdo al plan de producción y avance programada.

## **2.2. Marco teórico**

### **2.2.1. Planeamiento de producción en minería**

Es la aplicación de los métodos de planificación en la técnica de la minería a cielo abierto o subterránea; a causa de la naturaleza teórica en algunas empresas, tiene valor de desarrollo por que en cierta manera están apoyados en la intuición de una persona, basados en el complemento de conocimientos prácticos de complejidad adquirida en muchas empresas afines a la minería (Medina, P. 2000).

### **2.2.2. Planeamiento de minado**

Es conocido que el planeamiento se realiza a corto, mediano y largo plazo, es la aplicación de los distintos métodos de planificación en la técnica de la Minería a cielo abierto y subterránea. Siendo su Objetivo principal el de planificar, proyectar y determinar mejor el plan de minado, sujeto al mejor conocimiento del yacimiento, ley de mineral, diseño del método de explotación, aplicación de las condiciones geomecánicas del yacimiento, mayor extracción de reservas minerales y aplicar



criterios económicos dinámicos para optimizar la utilidad por venta de productos minerales (Patiño, E. 2002).

### **2.2.3. Desarrollo de los tipos de planeamiento del proyecto**

#### **Planeamiento a corto plazo**

Planeamiento a corto plazo comprende aspectos de detalle de ingeniería, donde se desarrolla diarios, semanales, mensuales hasta completar al plan anual, para las diferentes áreas, tales como: desarrollo primario, exploraciones, preparaciones, minado y diseño generales (Cuenta, E. 2002).

#### **Planeamiento a mediano plazo**

Se habla de términos de tiempo mayores que el planeamiento a corto plazo, como el caso de Lomuya un planeamiento a mediano plazo comprende de uno a tres años, donde se planifican los objetivos y metas a lograr, siendo los esquemas de trabajo más generalizados que el anterior, normalmente se contempla los aspectos paramétricos del minado, tales como; metrajes de avances de desarrollo, tonelajes, leyes, costo y presupuesto.

#### **Planeamiento a largo plazo**

El desarrollo de un plan de explotación de minas a largo plazo, tiene como propósito concentrar las estrategias para el desarrollo global del yacimiento minero, a través de una secuencia de excavaciones optima orientada a señalar la dirección lógica para el agotamiento de las reservas y procurando lograr un desarrollo armónico en las operaciones mineras, en el marco de un mejor aprovechamiento, que maximice la recuperación de la mena y minimice la extracción de ganga de acuerdo a las mezclas de mineral necesarias entre los sectores involucrados en el plan de minado (Turpo, E. 2014).

#### **2.2.4. Método de explotación por corte y relleno ascendente**

Consiste en la rotura del techo a partir del sub nivel que se desarrolla. El mineral roto se extrae, el vacío que queda se rellena con material detrítico o con los relaves proveniente de la planta concentradora, los mismos que sirven de soporte de las cajas y levantar el piso para continuar con la perforación del siguiente ciclo. Este método es más empleado en la mayoría de las empresas medianas y pequeña minería, en un 85% (Llanque, O. 2011).

#### **Minado por corte y relleno ascendente convencional**

Este método es denominado también *Over Cut and Fill*, consiste en la extracción de bloques de mineral por medio de cortes o tajadas ascendentes y horizontales comenzando de la parte inferior del tajeo, previamente dejando un puente de mineral de 3 – 4 m. o un puente artificial, dependiendo de la dureza del mineral. Cuando toda una tajada o ala de un tajeo ha sido volado o minado, el mineral es extraído en su totalidad, el volumen vacío que queda, después de la limpieza de mineral, es relleno para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma para el siguiente corteo ciclo; el material estéril o relleno puede constar de relleno detrítico, relleno hidráulico y relleno en pasta (Llanque, O. 2011).

#### **Preparación de tajeos en corte y relleno ascendente**

Los tajos son labores que están formados por dos chimeneas a los costados y con dos galerías, una de cabeza y otra de pie (base) donde cada block tiene una longitud de 60 m. con una altura de 50 m. con camino echadero y a cada 20 m. un buzón simple, el cual divide al block en tres a las denominadas a partir del ala central en Este y Oeste con la finalidad de agilizar la rotura del mineral, dentro del tajeo siempre se debe cuidar la cara libre sobre el camino - buzón de acuerdo a la rotura, para no dejar obstaculizado el acceso al tajeo. Se lleva la protección del

doble compartimiento con puntales en línea y paños aferrados con tablas de 2" x 8" x 5' de madera aserrada (Eucalipto) y los buzones simples con puntales en línea aferrados en el interior con tablas para evitar el desgaste prematuro (Zevallos, E. 2001).

### **2.2.5. Planificación minera**

Plá Ortiz de Urbina F., Moyano I, Juan Herrera J., Plá de la Rosa F. (2001), afirman que antes de entrar en una clasificación de las diferentes clases de planificación que se aplicarán en las empresas, debemos tratar de definir, si es posible, el concepto mismo de planificación de una manera práctica y aplicable a los casos mineros. De diferentes autores se han escogido varias definiciones, las clases de planificación que en una empresa deberán llevarse a cabo en función de las áreas en que se tendrán que tomar las decisiones y las planificaciones para el futuro, son:

Planificación operativa

Planificación administrativa

Planificación estratégica

#### **La Planificación operativa**

Es la que actúa sobre los factores de suministro, conversión, producción y comercialización para lograr los productos requeridos en el tiempo, lugar y precio, así como para su promoción y distribución. Suele dividirse, consecuentemente, en función del tiempo (corto, medio y largo plazo), en función del espacio (áreas, niveles, secciones, zonas geográficas, etc.) o por el valor comercial (calidad, densidad económica de los productos, primarios, secundarios, etc.).

### **La planificación administrativa**

Es el primer paso del proceso administrativo por medio del cual se define un problema, se analizan experiencias pasadas y se esbozan planes y programas, una de las principales características de la planificación es que a través de ella se logran objetivos, en nuestro ámbito minero, la que relaciona las entradas (*inputs*) de la empresa, los famosos "M" americanos *men, materials, machines, money, management*, estudiando sus necesidades y sus distribuciones relativas para lograr el óptimo producto y el equilibrio y armonía entre ellas, preparando los programas correspondientes de:

Formación de personal.

Abastecimiento o disponibilidad de materias primas.

Selección y mantenimiento de procesos y maquinaria.

Financiación, resultados y tesorería.

### **La planificación estratégica**

Corresponde a la alta dirección, y actúa fundamentalmente sobre las salidas (*outputs*) de la empresa, esto es sobre aquellas decisiones previas que determinan la naturaleza misma y la dirección del negocio. Es decir, debe considerar no solo los grandes objetivos que definen la propia empresa, sino también los planes, la captación de los recursos y los medios para lograrlos. No es solamente donde ir, sino también cómo ir y qué debe ser la empresa, de acuerdo con los medios realmente disponibles o factibles. La planificación estratégica tiene que ver más con el entorno -cambio de las condiciones ambientales en que se desarrolla la vida de la empresa, uno de los cuales es, naturalmente, el tiempo, ver Tabla 1.

Tabla 1.  
*Diferencias entre la planificación*

<b>Características</b>	<b>Estrategia</b>	<b>Largo plazo</b>
Del problema u objetivo	Problemas nuevos no estructurados	Problemas con alguna estructura
Importancia de la experiencia previa	Poca	Algo a muchos
Naturaleza de la información base	Cualitativa	Mas cuantitativa y datos conocidos
Énfasis	En la efectividad (en el que del negocio)	En la eficiencia (en el como del negocio)
Perspectiva en el tiempo	Del futuro hacia hoy	De hoy hacia el futuro
Horizonte	15 a 20 años	3 a 5 años
Enfoque	Proyectar	Organizar
Ejecutores	Alta dirección (Pocas personas)	Direcciones operativas (muchas personas)
Sistema	Falta la sistemática, pero dominará el contenido	Forma y con dominio del procedimiento
Técnicas o herramientas	Pocos números, aunque débiles	Muchos números y muy útiles
Usos principales	Identifica los cambios y adapta y expande la Compañía en función de ellos	Coloca y coordina los recursos, integra las comunicaciones y crea equipo.

Fuente. Plá Ortiz de Urbina, F. et al. (2001).

### 2.2.6. Elección de métodos de explotación minera

Según, Eder, G (2013), en Elección de métodos de explotación minera revista de seguridad minera N°13, la elección de un método de explotación de minería asume un ligero conocimiento superficial de los mismos métodos. También asume una breve comprensión del control de tierra y manipulación del equipo de excavación y construcción. En el procedimiento formal de diseño de una mina, la elección de los métodos de minería continúa luego de los estudios geológicos y geotécnicos y reciben información directamente del diagrama crucial de los hitos de las regiones cuyas características son delimitados con métodos de la minería prospectiva. Esto interviene exactamente en el diseño subjetivo, complejo y crítico de un método de explotación. Las condiciones naturales requieren una doble

proyección para mantener sus recursos potenciales y capacidades de ingeniería. Una distinción básica adicional se produce entre la geografía y la geología, ver Tabla 2.

Tabla 2  
*Parámetros de selección*

<b>Categorías primarias (Dependencia)</b>	<b>Categorías secundarias</b>
Condiciones naturales (invariantes)	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Geografía</li> <li>• Geología</li> <li>• Ingeniería económica</li> </ul>
Capacidades de la compañía (variante)	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Administración de negocios</li> <li>• Aspectos monetarios</li> <li>• Aspectos de gerencia</li> </ul>
Política pública (semivariante)	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Regulaciones</li> <li>• Impuestos</li> <li>• Contratos</li> <li>• Incentivos</li> </ul>
Situación de la técnica (ingeniería de minas)	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Distinciones sobresalientes</li> <li>• Sistemas totales (diseño y control)</li> <li>• Espacios forzados (y regulado)</li> <li>• Prácticas de administración y evaluación</li> <li>• Profesionalismo</li> </ul>

Fuente: Seguridad minera -Campos 2013

La mayoría de los depósitos minerales han sido geoméricamente caracterizados por su forma, inclinación, tamaño y profundidad idealizada, ver Tabla 3.

Tabla 3.  
*Depósitos tabulares clasificados por la inclinación y relacionado a la utilización de equipos y a la resistencia de la roca*

<b>Clases</b>	<b>Inclinación</b>	<b>Uso de herramientas</b>	<b>Resistencia de la roca</b>
Horizontal	< 20°	Uso de equipos móviles (y transporte)	Roca débil (superficie)
Inclinado	20° - 45°	Uso de barras oblicuas (cilindros de metal pueden vibrar)	Roca promedio
Parado	>45°	Flujo por gravedad o en grandes masas	Roca fuerte (en profundidad)

Fuente: Seguridad Minera -Campos 2013.

La potencia de un depósito tabular también es importante, principalmente con referencia a los trabajos subterráneos (Popov, D., 1971). Cuando se necesitan tres o más plataformas, el depósito tiende a ser explotado como masivo, ver Tabla 4.

Tabla 4.  
*Clasificación de depósitos subterráneos por su potencia*

Clases		Potencia de los depósitos		
		Carbón	Mineral	Misceláneas
Tabular	Delgado	0,9 – 1,2 m. (3 -4 ft)	0,9 – 1,8 m (3 -6 ft)	Perfil bajo o equipos mineros limitados
	Medio	1,2 – 2,4 m. (4 – 8 ft)	1,8 – 4,6 m (6 – 15 ft)	Postes y Stulls < 3.1 m (10 ft)
	Ancho	2,4 – 4,6 m (8 – 15 ft)	4,6 – 15,3 m (15 – 50 ft)	Equipos pequeños de superficie
Macizo		> 4,6 m. (15 ft)	>5,3 m. (50 ft)	Problemas en los pilares o pobre recuperación, sostenimiento necesario, derrumbes considerables.

Fuente: Seguridad minera - Campos 2013.

### 2.2.7. Sistema de clasificación Nicholas

Este sistema de clasificación (Nicholas, D. 1981) determina la factibilidad de los métodos extractivos mediante una clasificación numérica. Este método clasifica la geometría y la distribución de mineral; también examina las características de mecánica de rocas presentes en el manto y en los respaldos superior e inferior. 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. (Nicholas, D. 1981).

### 2.2.8. Tipos de relleno

En virtud de que los requerimientos de material de relleno son considerablemente grandes, se deberán utilizar todas las fuentes de abastecimiento disponibles para poder proporcionar los volúmenes que demanda, ver Figura 1. Los materiales utilizables como relleno, en la mayoría de las operaciones mineras, pueden ser categorizados de la siguiente manera:

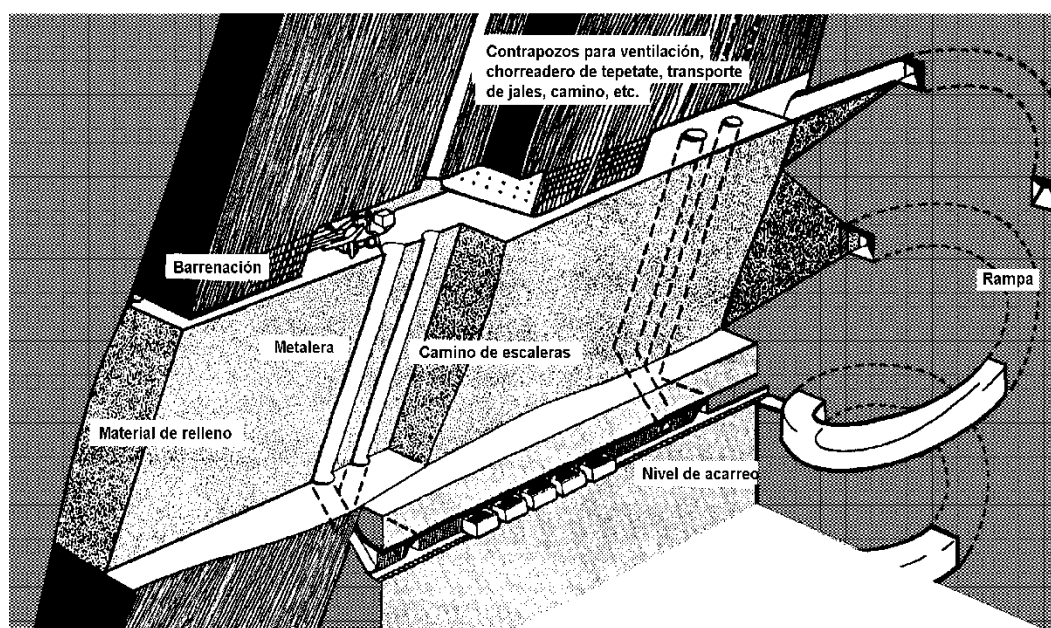


Figura 1. Mecanización del método de corte y relleno

Fuente: Eder, G. (2013).

*Relleno de roca:* Roca estéril fragmentada o *tepetate*.

*Relleno hidráulico:* Arenas clasificadas producto del desecho de molienda de plantas de tratamiento de minerales.

*Relleno de pastas:* Pastas (formadas con *jales*, cemento y agua en proporciones muy densas).

*Relleno compuesto:* Material de aluvión proveniente de lechos de ríos y arroyos, material misceláneo, escorias granuladas de fundición, arenas secas, gravas.



### 2.2.9. Clasificación geomecánica de *Bieniawski 1989*

Es uno de los métodos empíricos más aplicados en la minería conocido como índice RMR Rock Mass Rating, se requiere la evaluación minuciosa de las juntas, considera los siguientes parámetros:

Resistencia compresiva de la roca.

Índice de la calidad de la roca - RQD.

Espaciamiento de juntas.

Condición de juntas.

La calidad del macizo rocoso en función a RMR 1989 se observa en Tabla 5.

Tabla 5.  
*Ábaco de calidad de macizo rocoso (Bieniawski 1989)*

Clase	Calidad	Valoración RMR	Cohesión	Ángulo de rozamiento
I	Muy buena	100-81	> 4 kg/cm <sup>2</sup>	>45°
II	Buena	80-61	3-4 kg/cm <sup>2</sup>	35°-45°
III	Media	60-41	2-3 kg/cm <sup>2</sup>	25°-35°
IV	Mala	40-21	1-2 kg/cm <sup>2</sup>	15°-25°
V	Muy mala	< 20	< 1 kg/cm <sup>2</sup>	< 15°

Fuente: Ingeniería Geológica Universidad de los Andes-Bongiorno F, Belandria N. 2012.

### 2.2.10. Selección del método de explotación y dimensionamiento de la mina. De acuerdo: (*Instituto Tecnológico Geo minero de España – 1991*)

#### Por su forma

*Isométricos:* Las que se extienden en todas direcciones por igual, por ejemplo, los depósitos masivos.

*Estratificados y filonianos:* Aquellos que se presentan siguiendo direcciones preferentes y albergan un tonelaje relativamente pequeño.

*Columnares o cilíndricos:* Los que se extienden en una sola dirección.

*Intermedios o mixtos:* Que combinan características de dos o más de los grupos anteriores, debido a su propia génesis o a la tectónica que los ha dislocado o replegado.

La morfología de los yacimientos marca acusadamente la geometría final de las explotaciones, la secuencia de extracción y el método minero más adecuado.

#### **Por su relieve del terreno original**

*Horizontales o planos:* Cuando la superficie es relativamente llana u horizontal.

*En ladera:* Puede ser a favor del talud o contra talud, según la disposición de las masas mineralizadas.

*Montañosos:* El terreno es irregular y presenta importantes accidentes topográficos.

*Submarinos o subacuáticos:* Si están cubiertos por una lámina de agua.

La geometría del terreno determina, en cierta medida, el método de explotación y la aplicabilidad de los medios mecánicos para llevar a cabo la extracción de los distintos materiales.

#### **Por su proximidad a la superficie**

*Superficiales:* Cuando no existe material de recubrimiento o éste presenta un espesor inferior a los 20 ó 30 metros.

*Profundos:* Localizados a profundidades mayores, entre los 40 y los 250 m.

*Variables:* Aquellos en los que una parte es económicamente explotable a cielo abierto y el resto por minería subterránea al ir desarrollándose en profundidad.

La posición de un yacimiento puede ser, con respecto a la superficie, regular o irregular, no pudiendo clasificarse en algunos casos en único grupo de los indicados, al compartir características propias de varios grupos. La posición relativa de un yacimiento determina el tamaño de la explotación, tanto en planta como en profundidad, y de los sistemas aplicables, especialmente en cuanto a medios de transporte se refiere.

### **Por su inclinación**

*Horizontales:* Con ángulos que pueden variar desde los 0° hasta los 10° ó 15° sobre el plano horizontal.

*Tumbados:* Con ángulos de 10°-15° hasta los 25°.

*Inclinados:* Aquellos cuyos ángulos superan los 25°-35 y llegan hasta los 70° - 80°.

*Verticales:* Con ángulos comprendidos entre 70° y 90°.

El ángulo que presentan las estructuras mineralizadas, además de condicionar la elección del método de explotación, afecta de forma importante a las relaciones de estéril y mineral, consecuentemente el ángulo que presentan influyen a la economía de las operaciones a cielo abierto, así como a la probabilidad de rellenar los vacíos creados en yacimientos alargados para proceder a la recuperación de los terrenos.

**Por su complejidad o número de mineralizaciones**

*Simple:* Se caracteriza por unas características homogéneas sin presencia de otros niveles mineralizadores o inclusiones; en este caso todos los minerales se extraen conjuntamente del yacimiento.

*Complejos:* Puede contener, junto con minerales de alta leyes, masa de mineral pobre o esterilizado con unos contactos claros; en tales casos la explotación se realiza de forma selectiva para evitar la pérdida o dilución del mineral aprovechable.

También se incluyen, dentro de este grupo, aquellos depósitos con diferentes masas o niveles mineralizados que obligan a una explotación más compleja, aun cuando los contactos con el estéril sean nítidos.

**Por la distribución de la calidad del mineral en el yacimiento**

*Uniformes:* Cuando la calidad o ley del mineral es la misma dentro de los límites del yacimiento. En este caso la explotación se lleva cabo con uno o varios tajos, pero sin proceder a la mezcla de los minerales extraídos.

*No uniformes:* Cuando la mineralización presenta calidades distintas en alguna dirección en planta o en profundidad dentro del depósito. En estos casos se suele efectuar la extracción simultánea en varias zonas, para proceder a la mezcla y homogeneización de los minerales extraídos.

**Por el tipo de roca dominante**

El recubrimiento de estéril y el mineral son rocas compactas metamórficas o ígneas.

El recubrimiento está constituido por rocas no homogéneas con alternancias de estériles blandos y duros, ígneas o metamórficas, y el mineral e intrusiones de

estériles son rocas compactas o meteorizadas y también de origen ígneo o metamórfico.

Tanto el recubrimiento como la zona mineralizada están constituidas por rocas ígneas o metamórficas meteorizadas.

El recubrimiento y el mineral son blandos y de origen sedimentario, ver

Tabla 6.

Tabla 6.

*Tipo de rocas dominantes*

Resistencias de las Rocas	Sistema de arranque	Geometría	Método
Consolidadas con cualquier resistencia	Mecánicos	Cualquier forma e inclinación, potente de grandes dimensiones.	Corta
		Tabular y masivo, cualquier inclinación, potente y dimensiones reducidas.	Cantera
		Tabular, reducida inclinación, poco potente, escaso recubrimiento y grandes dimensiones.	Descubierta
		Tabular, reducida inclinación, potencia media, bastante recubrimiento y grandes dimensiones.	Terrazas
		Tabular, reducida inclinación, pequeña potencia, recubrimiento y dimensiones variables.	Contorno
Inconsolidadas o permeables	Hidráulicos	Tabular, tumbado, pequeña potencia, macizos remanentes.	Auger
		Tabular, tumbado, pequeña potencia, dimensiones reducidas.	Monitor Hidráulico
		Tabular, tumbado, bastante potencia, grandes dimensiones.	Dragado
Rocas Competentes, desde resistencia a medias	Sin sostenimiento	Cualquier forma e inclinación, potente y grandes dimensiones.	Minería por sondeos
		Tabular, tumbado, estrecho y grandes dimensiones.	Lixiviación.
		Tabular, tumbado, potente y grandes dimensiones.	Cámaras y pilares
		Tabular, inclinado, estrecho y cualquier tamaño.	Cámaras y pilares por banqueo
Rocas incompetentes, desde débiles a medias	Con sostenimiento	Tabular, inclinado, potente y grandes dimensiones.	Cámara almacén.
		Forma variable, inclinada, estrecha y pequeña dimensiones.	Cámaras por subniveles.
		Tabular, inclinado, estrecho y pequeñas dimensiones.	Corte y relleno
Rocas excavables, desde débiles a medias.	Con hundimiento	Cualquier forma e inclinación, potente y cualquier tamaño.	Entibación con pies derechos
		Tabular, tumbado, estrecho y grande dimensiones.	Entibación por marcos
		Tabular o masivo, inclinado, potente y grandes dimensiones.	Tajo largo
		Masivo, inclinado, potente y grandes dimensiones.	Hundimiento por subniveles
			Hundimiento por bloques

### 2.2.11. Selección del método de explotación por aproximación numérica

Los factores que tienen un mayor peso en la primera etapa de selección del método minero son los relativos a la geometría y distribución de leyes del depósito y a las propiedades geomecánicas del mineral y estériles adyacentes. Mediante el análisis de esos factores se obtendrá una primera clasificación y ordenación de los métodos de explotación que son más adecuados de aplicar desde una perspectiva puramente técnica.

En la segunda etapa se procederá a la evaluación económica, basada sobre un esquema general de explotación, así como al estudio complementario del ritmo de producción y de la ley de corte, necesidades de personal, impactos ambientales y procedimientos de restauración y otras consideraciones específicas. Con todo ello, se determinará el método de explotación óptimo y la rentabilidad económica del mismo.

A continuación, se expone con algunas modificaciones el procedimiento numérico de selección propuesto por Nicholas, D. (1982).

#### **Geología.**

La investigación geológica llevada a cabo de permitir, por un lado, la correcta evaluación de los recursos y reservas del depósito, pero además, debe facilitar la información relativa los principales tipos de roca, zonas de alteración, estructuras principales, accidentes tectónicos, etc. Todo ello debe plasmarse sobre planos y secciones a la escala adecuada para que pueda ser visualizado e interpretado fácilmente el yacimiento. Geometría del yacimiento y distribución de leyes: La geometría del yacimiento se define a través de su forma general, potencia, inclinación, profundidad y distribución de leyes, ver Tabla 7.

Tabla 7.

*Geometría del yacimiento y distribución de leyes***1. FORMA**

Masivo (M): Dimensiones similares en cualquier dirección

Tabular (T): Vetas o mantos

Irregular (I): Dimensiones varían a dimensiones muy pequeñas

**2. POTENCIA DEL MINERAL**

Estrecho (E): &lt;10 m.

Intermedio (I): 10 - 30 m.

Potente (P): 30 - 100 m.

Muy Potente (MP): &gt;100 m.

**3. INCLINACION**

Tumbado (T): &lt;20°

Intermedio (IT): 20 - 55

Inclinado (I): &gt;55°

**4. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE**

Supercial (S): &lt; 150 m.

Intermedio (I): &lt;300 m.

Profundo (P): &gt; 300 m.

**5. DISTRIBUCION DE LEYES**

Uniforme (U): Ley media del yacimiento se mantiene casi constante en cualquier punto de este.

Gradual (G): o diseminado: Las leyes tienen distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros.

Errático (E): Sin relación especial entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas.

Fuente: Nicholas, D.1982

**Características geomecánicas del estéril y del mineral**

El comportamiento geomecánico de los diferentes materiales depende básicamente de; la resistencia de las rocas, el grado de fracturamiento de los macizos rocosos y la resistencia de las discontinuidades. Existen sistemas de clasificación geomecánicas muy completos, pero los tres parámetros indicados son suficientes para una primera aproximación. La resistencia de la matriz rocosa es la relación entre la resistencia a la compresión simple y la presión ejercida por el peso del recubrimiento. Esta última puede calcularse a partir de la profundidad y la densidad de la roca, mientras que la resistencia a la compresión es más sencilla determinarla indirectamente mediante ensayo de carga puntual.

El espaciamiento entre fracturas puede definirse en términos de fracturas por metro o por el RQD (*Rock Quality Designation*), el que viene a ser el porcentaje de trozos de testigo con una longitud superior a 10 cm. La resistencia de las discontinuidades se determinará por observación directa, de acuerdo a la Tabla 8.

Tabla 8.

*Características geomecánicas de las rocas*

**1. RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA**

(Resistencia a compresión simple (Mpa)/Presion del recubrimiento (Mpa))

Pequeño (P): < 8

Media (M): < 8 - 15

Alta (A): > 15

**2. ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURA:**

	Fracturas / m	RQD (%)
Muy pequeño (MP):	> 16	0 - 20
Pequeño (P):	10 - 16	20 - 40
Grande (G):	3 - 10	40 - 70
Muy grande (MG):	3	70 - 100

**3. RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES**

Pequeño (P): Limpias con una superficie suave o material relleno blanco.

Media (M): Limpias con una superficie rugosa.

Grande (G): Rellena con material d erezistencia = 0 > que la roca intacta.

Fuente: Nicholas, D. 1982

*Procedimiento numérico de selección:* Este procedimiento numérico de selección del método de explotación consiste en asignar a cada uno de éstos unas calificaciones individuales, en función de las características y parámetros que presentan los yacimientos, según la aplicabilidad de los métodos de explotación. En las tablas 9, 10, 11, 12 y 13 se indican esas calificaciones.

Tabla 9.

*Valores para la aplicabilidad de los métodos de explotación*

Aplicabilidad	Calificación
Preferido	3 - 4
Probable	1 - 2
Improbable	0
Desechado	- 49

Fuente: Nicholas, D.1982



Tabla 10.

*Clasificación de los métodos mineros en función de la geometría y distribución de leyes del yacimiento*

Método de explotación	Forma del yacimiento			Potencia del mineral			Inclinación			Distribución de leyes			
	M	T	I	E	I	P	M	T	I	IN	U	D	E
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento de bloques	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subniveles	2	2	1	1	2	2	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	2	4	1	1	4	4	2	0
Tajo largo	-49	0	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Reducción dinámica	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno ascendente	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3

Fuente: Nicholas, D.1982

Tabla 11.

*Clasificación de los métodos mineros en función de las características geomecánicas de las rocas: zona del mineral*

Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencias de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	M	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	0	0		4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Tajo largo	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Reducción dinámica	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno ascendente	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2

Fuente: Nicholas, D.1982

Tabla 12.

*Clasificación de los métodos mineros en función de las características geomecánicas de las rocas: zona del techo*

Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencias de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	M	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	-49	0		4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Tajo largo	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Reducción dinámica	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y relleno ascendente	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Fuente: Nicholas, D.1982

Después de totalizar las puntuaciones, los métodos que presenten las mayores calificaciones serán los que tendrán las mayores probabilidades de aplicación. En las tablas 14 y 15, pueden verse un ejemplo de aplicación y los resultados obtenidos.

Tabla 13.

*Clasificación de los métodos mineros en función de las características geomecánicas de las rocas: zona de los hastiales*

Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas			Resistencias de las discontinuidades			
	P	M	A	MP	P	G	M	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Cámaras por subniveles	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Tajo largo	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Reducción dinámica	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y relleno ascendente	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Fuente: Nicholas, D.1982

Tabla 14.

*Puntuación total: geometría, distribución de leyes y geomecánica por dos métodos*

Geometría/Distribución de leyes	Datos ejemplo	Cielo abierto	Hundimiento por bloques
Forma de yacimiento	Tabular	2	2
Potencia de mineral	Muy potente	4	4
Inclinación	Tumbado	3	3
Distribución de leyes	Uniforme	3	4
Profundidad	130 m.	3	2
Subtotal		15	15
<b>Características geomecánicas</b>			
<b>Zona de mineral</b>			
Resistencia de las rocas	Media	4	1
Espaciamiento entre fracturas	Pequeño	3	4
Resistencia de las discontinuidades	Media	3	3
Subtotales		10	8
<b>Zona del estéril en techo</b>			
Resistencia de las rocas	Alta	4	1
Espaciamiento entre fracturas	Grande	4	3
Resistencia de las discontinuidades	Media	3	2
Subtotales		11	6
<b>Zona de hastiales estériles</b>			
Resistencia de las rocas	Media	4	3
Espaciamiento entre fracturas	Grande	4	3
Resistencia de las discontinuidades	Pequeña	2	1
Subtotales		10	7

*Otros factores a considerar:* Son muchos los factores que, al margen de los puramente técnicos, vistos anteriormente pueden influir en la selección del método de explotación más adecuado. Entre los que deben analizarse en etapas de estudio más avanzadas se encuentran el ritmo de producción, la disponibilidad de mano de

obra especializada, las limitaciones ambientales, la hidrogeología y otros aspectos de índole económica.

Tabla 15.

*Selección del probable método de explotación por mayor puntaje*

Método de explotación	Geometría/ Distribución de leyes	Espaciamiento entre fracturas				Total
		Mineral	Techo	Hastial	Subtotal	
Cielo abierto	15	10	11	10	31	46
Hundimiento de bloques	15	8	6	7	21	36
Cámaras por subniveles	10	5	7	4	16	26
Hundimiento por Subniveles	13	7	6	5	18	31
Tajo largo	-37	8	5	8	21	-16
Cámaras y pilares	-38	6	8	5	19	-19
Reducción dinámica	10	6	6	8	20	30
Corte y relleno ascendente	7	8	7	8	23	30

Fuente: Nicholas, D. 1982

### 2.3. Marco conceptual

#### 2.3.1. Planeamiento de minado

Acciones preparatorias, para llevar a cabo todo el trabajo en la mina con el fin de extraer el mineral durante un año calendario considerando el personal, campamento, maquinaria, costos y ganancias, es decir es el Proyecto de extracción del mineral para obtener en una semana, en un mes o en todo el año, el plan puede ser a corto, mediano y largo plazo; el plan de minado a corto plazo es semanal o mensual y a largo plazo es de diez años para lo cual se utiliza el sistema de muestreo mediante diamantinos.

#### 2.3.2. Explotación minera

Trabajo realizado para extraer el mineral de las labores mineras. Las explotaciones mineras pueden clasificarse genéricamente en dos grandes grupos: subterráneas y a cielo abierto. Existen casos intermedios en los que se combinan o coexisten técnicas propias de cada uno de los grupos y se dice que son explotaciones mixtas.

### 2.3.3. Producción de mineral

En términos minero se refiere a la extracción del mineral, en m<sup>3</sup>/día, m<sup>3</sup>/mes, m<sup>3</sup>/año, tm/día, tm/mes, tm/año.

### 2.3.4. Método de corte y relleno ascendente

(Over Cut and fill), este método de explotación el mineral es cortado en tajadas horizontales, comenzando de la parte baja y avanzando hacia arriba. El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo. Cuando se ha excavado una tajada completa, el vacío dejado se rellena con material exógeno que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo para el arranque y extracción de la tajada siguiente. Como relleno, se utiliza el material estéril proveniente de los desarrollos subterráneos o de la superficie, también relaves o rípios de las plantas de beneficio, e incluso, mezclas pobres de material particulado y cemento para dar la mayor resistencia.

#### Características generales del método de explotación corte y relleno ascendente

*Posibilidades de aplicación:* Este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias. Como se trabaja con una altura máxima equivalente a la altura de dos tajadas (2,5 m – 3,0 m.), es posible controlar mediante apernado o acuña dura cualquier indicio de derrumbe.

*Seguridad:* Este método ofrece bastante seguridad en todo a lo que refiere al obrero contra desprendimiento de roca ya sea del techo o las paredes.

*Recuperación:* En general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar pérdidas de mineral en el relleno. Cabe agregar, que éste método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización.

*Dilución de la ley:* Puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de cargar los últimos restos de mineral arrancado que quede en contacto con el relleno. Esto se puede evitar estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno, solución que en casos excepcionales (mineral de gran ley) resulta antieconómico. Entonces se debe aceptar que algo de mineral se mezcle con el relleno.

*Rendimientos:* Sus rendimientos se pueden considerar satisfactorios.

*En tajeos sin mecanización:* se alcanza normalmente rendimientos del orden 4 - 8 ton/hombre, según el ancho del tajeo. En tajeos mecanizados, este rendimiento es duplicado, es decir se alcanza una cifra decente del orden de 14 ton/hombre, sin tomar en cuenta el abastecimiento del relleno. Si se trata de relleno hidráulico, con tajeos mecanizados, se obtienen rendimientos netamente superiores.

### **Condiciones de diseño de corte y relleno ascendente**

Se puede aplicar en yacimientos:

Con buzamiento pronunciados.

En cualquier depósito y terreno.

Con cajas medianamente competentes

Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competes.

El mineral debe tener buena ley.

Disponibilidad del material de relleno.

### **Labores de desarrollo**

Se desarrolla una galería de transporte a lo largo del yacimiento en un nivel principal

Chimeneas y caminos deben ser construidos a una distancia requerida según el diseño o planeamiento de desarrollo y/o explotación

El área del tajo debe estar de 5 a 12 m sobre la galería de transporte.

Las chimeneas para ventilación y transporte de relleno deben ser construidas del nivel inferior al nivel superior.

### **Labores de preparación**

La preparación se realiza teniendo en cuenta los siguientes objetivos:

Una buena concepción y una ejecución conecta. Estos trabajos son la condición de éxito del conjunto de la explotación.

Los costos de esta fase de trabajos tienen considerable incidencia en los costos totales.

Las posibles disposiciones en el trazado de las galerías de base son:

Una sola galería sobre veta.

Una paralela fuera de la veta y sus cortes.

Una paralela y otra auxiliar en el mineral.

### **Galerías de base**

Las posiciones de la galería base en relación a la veta con numerosas y es bastante difícil definir las. Se puede admitir que para potencias inferiores o iguales a 6 m, la galería de base es única, ella sigue la veta dentro de la zona mineralizada en los niveles intermedios; en otros casos está situada fuera de veta y en la caja piso de los niveles principales de extracción.

Para potencias superiores a 7 m la galería de base es a menudo doble, las dos galerías están conectadas entre ellas por cortes; esta red de base juega un rol importante, tales como:

Transporte del mineral.

Nivel superior de los tajeos, nivel de corte de los tajeos del nivel inferior.

Drenaje de las aguas del relleno hidráulico.

Camino para personal, instalación de tuberías de agua y aire comprimido.

Ventilación, etc.

### **Ore pass o echadero**

La técnica de construcción de estas tolvas es variable. Son simples en vetas angostas o cuando el tonelaje a extraer es bajo. Su construcción es compleja en filones con mayor potencia y a mayor tonelaje de producción.

En general, el carguío es manual para menor volumen de mineral, y puede ser mediante tolva neumática o hidráulica para grandes tonelajes. Después que el tajeo se haya elevado algunos metros los atascamientos o el mal funcionamiento de

las tolvas, retrasan la extracción. En caso de una reparación detiene el minado en el tajeo.

### **Sub nivel**

Son galerías que avanzan en mineral, siguiendo el rumbo o dirección de las vetas, dejando 3 – 4 m. puente de mineral a partir de la galería inferior, se requiere que éste se encuentre entre dos galerías desarrolladas con una diferencia de nivel 50 metros, la longitud del bloque es de 60 m, entre chimeneas a chimeneas las que son empleadas como echadero de relleno convencional. Cada 20, se construye la tolva- camino que son conservadas hasta el nivel superior.

A partir de los sub niveles se empieza el corte o explotación del mineral comprendido entre el techo del sub nivel y el piso de la galería superior o de cabeza.

### **Chimeneas en tajeos**

Las chimeneas principales se ubican entre 60 metros de separación una de otra y sus funciones es de ventilación, extracción y relleno.

La sección estas chimeneas son de 1,20 m. x 1,20 m. de un solo compartimiento y de dos compartimientos es de 2,40 m. x 1,20 m.

Antes de empezar la perforación se preparan las tuberías de agua y aire bajándolas al piso mediante instalaciones en forma de “U” de manera que el paso de aire y agua a otras labores y no recibe el impacto de los disparos sin que se deje suspendida.

La cuneta se protegerá tapando bien con tablas clavados o colocando tuberías gruesas, el fin es no permitir que se tapa y dejar el paso del agua.



### 2.3.5. Labores de explotación

#### Perforación y disparo

Se pueden perforar tiros horizontales, verticales e inclinados.

En el caso de tiros horizontales, no se tiene que vencer un empotramiento y el rendimiento por metro barrenado y uso de explosivo será mucho mejor. El inconveniente de la perforación horizontal reside en el hecho de que en tajeos estrechos, el perforista no puede disponer de suficientes lugares de trabajo.

En los tiros verticales se tendrá siempre que vencer un empotramiento, por lo cual será necesario una perforación con pasadura (sub drilling), lo que disminuye el rendimiento por metro barrenado aumentando consigo el uso de explosivo. La ventaja que posee es que deja suficiente lugar de trabajo al perforista asegurando una buena utilización del tiempo.

El inconveniente en perforación vertical es que la altura del tajo se va incrementando en promedio 7,5 m. cuando el mineral es extraído. La voladura crea un techo escabroso y esto dificulta el control del techo y es potencialmente peligroso para el operador minero, a menos que la superficie escabrosa esté recortada por voladura controlada.

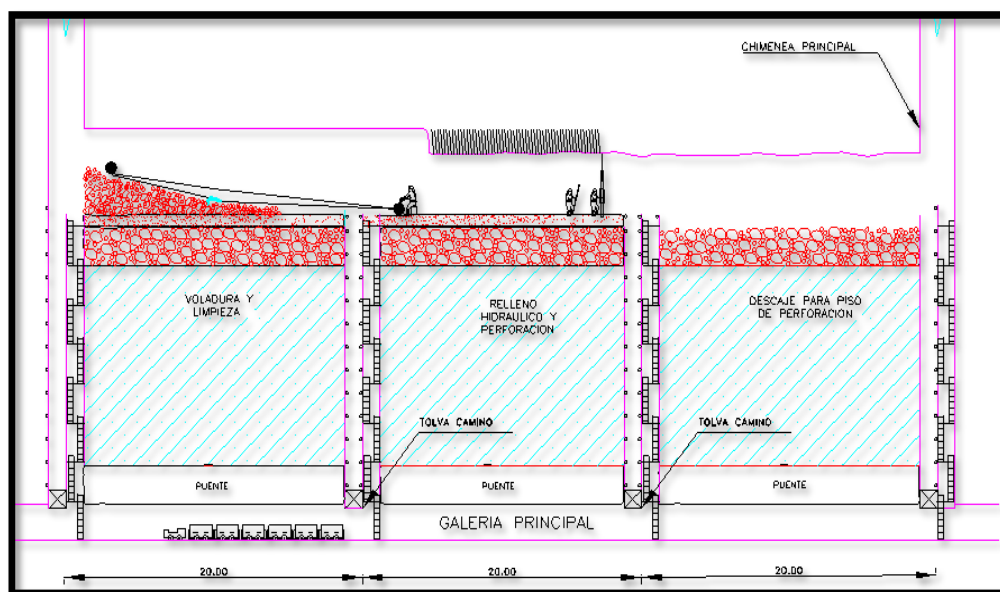
La perforación horizontal ofrece varias ventajas sobre la perforación vertical y estos son:

*Los taladros son horizontales y el techo volado deja una superficie llena o lisa, además se puede fácilmente controlar el techo.*

*La cara frontal permite una perforación selectiva donde los materiales de baja ley pueden ser dejados en el tajeo como relleno.*

*Permite ajustar el plan general del tajeo, así para extraer la mineralización existente en las cajas irregulares.*

El trazo de la malla de perforación influye en la fragmentación del mineral, así como la densidad de carga explosiva, secuencia de iniciación y otros parámetros, que son deducidos en base a experiencias de los supervisores y a algunas teorías existentes en nuestro medio; hoy en día al respecto existen una diversidad de software en el mercado para el cálculo de los parámetros de voladura. Como explosivo se viene usando dinamitas de diferentes fábricas, ANFO, emulsiones, etc. Como accesorios de voladura son utilizados fanel, nonel, mecha lenta, cordón detonante, fulminantes, conectores, etc.



*Figura 2. Método de explotación por corte y relleno ascendente*

*Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.*

### **Perforación en tajeo**

La perforación es un proceso que consiste en efectuar taladros, ya sea en mineral (tajeos) o roca-estéril, de tal manera que estas sirvan como depósito de la

carga explosiva, al producirse la explosión de la carga en el taladro, produce la rotura del material rocoso o mineral, creando caras libres.

*Perforación en breasting:* Es cuando la perforación se realiza de manera horizontal, donde el tipo de explotación es de corte y relleno ascendente, donde la maquina está apoyada sobre relleno (entablado), la característica principal de esta perforación es que existe una distancia entre el frente de perforación y el relleno. Este se debe a la menor calidad de roca que tiene con respecto al realce. (Alvares, F. 2018).

*Perforación en realce:* Es hacia arriba, se hace un corte de salida en un extremo del tajeo y luego se dispara el resto de taladros, inclinación de taladros es aproximadamente  $75^\circ$ .

### **Acarreo y transporte**

El transporte en el tajeo de método del corte y relleno es uno de las operaciones unitarias más importantes. La forma del tajeo condiciona la limpieza que de hecho conforma dos operaciones, acarreo y transporte. En general las distancias son de acuerdo al radio de rendimiento de cada equipo de acarreo y transporte, el equipo de carguío es al mismo tiempo el que realiza el transporte en muchas minas. Solamente en el caso de vetas angostas (tajeos largos), se puede contemplar 2 equipos distintos.

## **2.4. Hipótesis**

### **2.4.1. Hipótesis general**

Se establece el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente considerando las características geomecánicas, geométricas del

depósito mineral aurífero y operaciones unitarias en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

#### **2.4.2. Hipótesis específico**

De acuerdo a las características geomecánicas del macizo rocoso en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro se determina la aplicación del método de corte y relleno ascendente.

De acuerdo a las características geométricas del depósito mineral aurífero se determina la aplicación del método de corte y relleno ascendente en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro

Considerando las operaciones unitarias es factible establecer el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

### **2.5. Operacionalización de variables**

#### **2.5.1. Variables dependientes (Vd)**

Plan de minado para el método de explotación corte y relleno ascendente considerando las operaciones unitarias en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

#### **2.5.2. Variables independientes (Vi)**

Plan de producción y beneficio en corte y relleno ascendente, características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

VARIABLE DEPENDIENTE	VARIABLE INDEPENDIENTE
Y	X
Y <sub>1</sub> = Plan de minado Reservas económicas mineral Monto de inversión	X <sub>1</sub> = Ley <i>Cut off</i> del mineral X <sub>2</sub> = Cotización del oro en el mercado X <sub>3</sub> = Costo de minado X <sub>4</sub> = Recuperación metalúrgica
Y <sub>2</sub> = Método de corte y relleno ascendente Condiciones geomecánicas del yacimiento.	X <sub>5</sub> = Tipo de cajas y potencia de la veta X <sub>6</sub> = Rumbo y buzamiento de vetas X <sub>7</sub> = Tipo de relleno disponible

Tabla 16.  
*Operacionalización de variables*

Variable	Dimensiones	Indicadores
<b>Variable Dependiente</b>		Distribución de la mineralización.
Y1: Plan de minado	-Reservas económicas de mineral aurífero.	Tipos mineralización: mantos, vetas, filones etc.
Y2: Método explotación corte relleno ascendente	- Monto de inversión  Condiciones geomecánicas del yacimiento.	- Tipo de roca. - Método de perforación y voladura. - Método de extracción.
<b>Variable Independiente</b>	Ley de cabeza del mineral de oro.	- Onz. Au / Ton.
Plan de producción y beneficio	Precio del oro en el mercado internacional	- US\$ / Oz. Au. - Condiciones de comercialización
	Recuperación metalúrgica del oro.	- % Mineral recuperado
	Costo de extracción y tratamiento del oro en la planta concentradora.	- US\$ / tm material removido Para extraer el oro

### 3. U

## CAPÍTULO III

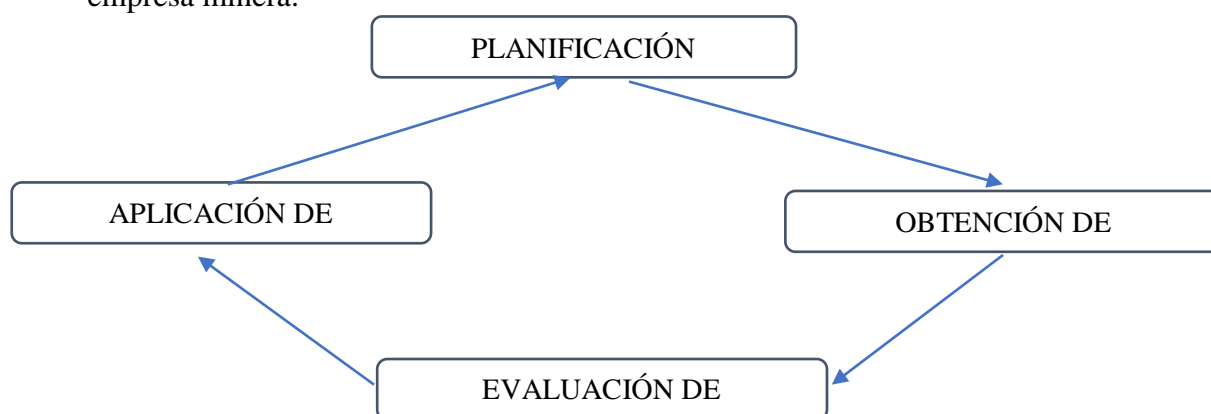
### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. Tipo y diseño de la investigación

##### 3.1.1. Diseño de la investigación

El termino diseño se refiere al plan o estrategia concebida para obtener la información que se desea con el fin de responder al planteamiento del problema (Wentz, 2014 Citado en Hernández, Fernández y Baptista (2013))

La metodología de investigación utilizada para el presente trabajo es descriptiva de un corte transversal de acuerdo a la información del sector minero y cualitativo está basado la teoría (conocimiento) y resultados de las fuentes primarias y secundarias, a partir de los cuales se tomarán los primeros conceptos para conocer los procesos de la geología de yacimientos minerales y los procesos de extracción y su tratamiento de minerales con contenido de oro que se realizan dentro de la empresa minera.



*Figura 3. Diseño descriptivo*  
Fuente: U. O. Lomuya Rey de Oro

Según Arias, F. (2000), el diseño de investigación es el que establece, para alcanzar los objetivos del estudio pueden utilizarse uno o más diseños, utilizar más de un diseño aumenta la complejidad y los costos de la investigación.

El diseño es un plan detallado para realizar un estudio que maximice el control de los factores que podrían interferir con la validez de los hallazgos.

### **3.2. Procesos de la investigación**

La investigación se ha realizado considerando el siguiente plan detallado en dos fases de acuerdo a las características del trabajo de investigación:

#### **Fase I proceso de recolección de datos:**

Recolección de información mediante mapeo geomecánico.

Evaluación de especímenes en laboratorio.

#### **Fase II procesamiento y análisis de datos:**

Consolidación de datos en gabinete

Evaluación geomecánica, geometría del depósito mineral

Diseño del método de minado

Presentación del trabajo de investigación

### **3.3. Tipo de investigación**

De acuerdo a la naturaleza del trabajo de investigación, y por las características del estudio es de tipo descriptivo observacional, longitudinal y retrospectivo, ya que el estudio contribuye a la optimización del planeamiento de minado a corto y mediano plazo, Unidad Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

### **3.4. Método de investigación**

El presente trabajo de investigación es descriptivo, explicativo y aplicado de enfoque cuantitativo, considerando que se han obtenido datos de campo

mediante un mapeo, que posteriormente son analizados con la aplicación de software Dips roclab y roc data, al respecto (Hernández, Fernández y Baptista,2003 (p 119), menciona en su trabajo de investigación que los datos de campo y los datos de laboratorio constituyen valores importantes para establecer el planeamiento de minado por corte y relleno ascendente tendiente a dar solución al problema, considerando que la investigación descriptiva busca especificar propiedades, características y rasgos importantes de cualquier fenómeno que se analice en el trabajo de investigación.

**Descriptivo:** Describe la calidad del macizo rocoso mediante los parámetros geomecánicos, la geometría del depósito mineral haciendo uso de procedimientos estadísticos para determinar el planeamiento de minado por corte y relleno ascendente en la veta Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

**Aplicad:** Los resultados que se han obtenido respecto a la calidad del macizo rocoso y geometría del depósito mineral constituyen un sustento sólido para elegir el método minado subterráneo de corte y relleno ascendente con los criterios numéricos de Nicholas y establecer el planeamiento de minado en la veta Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

### **3.5. Población y muestra de investigación**

#### **3.5.1. Población**

El universo del presente estudio está constituido por todas las operaciones de minado que se tiene en yacimientos auríferos de la formación Sandia – Carabaya.



### 3.5.2. Muestra

La muestra del estudio de investigación se basará en la producción a nivel económico en la veta de Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandía, Puno.

### 3.6. Materiales, equipos y reactivos experimentales

#### 3.6.1. Materiales

Planos topográficos

Matriz para recolección de datos

Papelería

Formularios

Catálogos

Cuestionarios

Cámara fotográfica

Software especializado

IGAC Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro

Manuales de ATLAS COPCO

Estudio geológico Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro

Computadora adecuada

Documentos legales de la Unidad, etc.

### 3.6.2. Equipos

Laboratorio de Geotecnia y Geomecánica FIM - UNA PUNO.

Laboratorio Analítico del Sur (LAS)

Martillo Schmidh

Picotas geológicos, etc.

### 3.6.3. Técnicas instrumentos de recolección de datos

La recolección de datos se ha elaborado un sistema de formatos impresos para la actividad, realizando previamente las coordinaciones con departamento de geología, de planeamiento y el ingeniero de operaciones mina.

## 3.7. Ubicación y delimitación del área de estudio

### 3.7.1. Ubicación política

El yacimiento de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro, está políticamente ubicado en el sector Aricato, dentro de la Comunidad Campesina de Aricato, comprensión del, distrito de Sandia, provincia de Sandia y región Puno, a unos 15 km aproximadamente al Nor-Este de la ciudad de Sandia en línea recta, a una altitud 2500 m.s.n.m.

### 3.7.2. Ubicación geográfica

El proyecto está ubicado geográficamente en las coordenadas UTM (sistema WGS 84, 19 south) como se muestra en la tabla N° 15 (ver anexo 26).

Tabla 17.

*Coordenadas UTM WGS-84*

VEVERTICES	COORDENADAS UTM (WGS-84)	
	ESTE	NORTE
01	460548.42	8424817.05

Fuente: IGAC Lomuya Rey de Oro.

### 3.7.3. Accesibilidad

El acceso desde la capital de la región Puno; se realiza por la carretera asfaltada de Puno hasta el centro poblado de Huanca Luque que se encuentra a una altitud de 1846 m.s.n.m.; de ahí por una carretera a trocha hasta la unidad minera a una altitud de aproximada de 2500 m.s.n.m.; en los tramos siguientes:

Tabla 18.

*Acceso a la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro*

Ruta	Distancia (km)	Vía	Tiempo (m)	Estado de vía
Puno – Juliaca	45	Asfaltada	00h45	Buena
Juliaca – Sandia	163	Asfaltada	04h00	Buena
Sandia – Huanca Luque	9	Asfaltada	00h15	Buena
Huanca Luque – Mina	20	Trocha	00h45	Regular
TOTAL	237		05h45	

### 3.8. Geología del yacimiento

#### 3.8.1. Geología regional

La zona de estudio se encuentra comprendida dentro del cuadrángulo 29-Y, correspondiente a Sandia, de la Carta Geológica Nacional del INGEMMET.

Minera San Francisco de Asís E.I.R.L.(2018), *informe geológico*: El proyecto Lomuya Rey de Oro se encuentra ubicado en el sur del Perú, en el flanco Sur-Este de la Cordillera Oriental, dentro de la franja metalogenética correspondiente a depósitos de oro en rocas sedimentarias del Ordovícico y Silúrico-Devónico, con altos contenidos de oro (Au), emplazados en rocas antiguas meta-sedimentarias de composiciones típicas e intercalación de pizarras y cuarcitas, enmarcadas dentro del grupo San José, determinado por el Instituto Geológico Minero Metalúrgico (INGEMMET), dentro de los patrones estructurales regionales, se puede interpretar que el proyecto se encuentra afectado por un

sistema estructural compresivo, que ha generado sistemas estructurales locales de apertura y micro compresión, naturalmente están relacionadas a sistemas de relleno originadas por deshidratación de la roca y calentamiento, generando fluidos mineralizadores y sistemas de relleno en forma de filones o vetas.

Regionalmente el proyecto Lomuya Rey de Oro se encuentra enmarcado por rocas pertenecientes a dos formaciones (Iparo y Purumpata) ambas pertenecientes al Grupo San José.

### **Formación Iparo (Oi-i)**

Desde un punto de vista litológico, esta se caracteriza principalmente por la coloración variable que presenta entre gris a negra, en su gran mayoría de granulometría fina, así mismo estas presentan por lo general limos y pirita en su matriz, la coloración negra también refleja el contenido de materia orgánica.

El espesor aproximadamente de esta formación tiene 2,880 metros, el cual fue cartografiado por el INGEMMET, de esta forma se puede evidenciar que la litología tiende a ser monótona. Sin embargo, se puede rescatar la presencia de pirita, que de acuerdo a los estudios se presenta bajo diferentes formas como: en forma diseminada, cristalina y romboédrica.

### **Formación Purumpata (Oi-p)**

Litológicamente compuesta por pizarras limolíticas, con presencia de fósiles, especialmente plantas, en cuanto a la coloración esta está catalogada de forma similar a la formación Iparo, así mismo de acuerdo a los estudios realizados por el INGEMMET, el contacto entre estas dos formaciones es difícil de estimar, debido a los diferentes movimientos tectónicos y la intensa vegetación que recubre

los afloramientos, sin embargo se sabe que el paquete de esta formación tiene un espesor de aproximadamente 1000 metros.

Tabla 19.

*Tabla de características de formación*

Base, techo de la formación Purumpata	Espesor (m)
Estratos cuarcíticos de apariencia masiva bien ferruginoso, con pigmentos limoníticos	40
Alternancia de pizarras y arcillas areniscosas marrón algo rojizo y negro grisáceo, las areniscas son de grano bien fino, a la lupa da la sensación sacaroidea, están entrecruzado por venillas de cuarzo de más o menos 3 mm de ancho, los estratos delgados de pizarra alternan con estratos de cuarcita de 10 cm de espesor	300
Lutitas con intemperismo astilloso y estratos de cuarcita de grano fino de color variable entre marrón a gris azulino	180
Cuarcita en estratos de un metro seguido de pizarra en capas bien delgadas intercalados con estratos de cuarcita de 10 a 20 cm de espesor, color gris azulino con algunos estratos marrón por las oxidaciones, tienen superficie rugosa.	250
Cuarcita inter estratificadas con lutitas negras, ambos delgados de 5 a 10 cm de espesor con algunos horizontes de cuarcitas masivas de 1 m de espesor	120
Cuarcitas en estratos gruesos de espesor, variable entre 1 y 4 m de espesor interestratificados con arenisca marrón grisáceo de grano fino, algunos estratos tienen estratificación laminar	250
Total	1140

Fuente: Eder, G. (2013)

### 3.8.2. Geología local

#### Formación Sandia (Os – S)

Denominada como tal por Laubacher (1978) a una secuencia flihoi de interestratificada con pizarras y cuarcitas que afloran entre Cuyo Cuyo y las inmediaciones de Sandia y se extiende ampliamente hacia el NE del cuadrángulo de Sandia. Esta formación ocupa una gran extensión en el área de trabajo, se encuentra fuertemente plegada y fallada. La mayor exposición aparentemente continua que se encuentra entre Cuyo Cuyo (hoja de Limbani) y las inmediaciones de Queluma se debe más que todo a la repetición de estrato por la posición echada de sus estratos y el fuerte tectonismo soportado LAUBACHER, G. (1978).

En el presente estudio se mantiene el nombre de la formación sandía, a pesar de que sus afloramientos son bien extensos que cubren ampliamente el norte, noreste y sureste del cuadrángulo de Sandía, así como en el cuadrángulo de San Ignacio.

La vegetación que las cubre no ha permitido seguir la sucesión estratigráfica, pero con estudios posteriores de detalle se podrá hacer mejores precisiones dentro de esta formación, así como con la litología relativamente diferenciable (macroscópicamente) con la secuencia sedimentaria superior. A pesar de su gran extensión en el lado nororiental no se ha encontrado la base de la formación, pero si contamos fallados con la formación Iparo.

Debido a la formación morfoestructural del área de trabajo y de la litología de la que están constituidos la cubierta superficial, a medida que se descende de la altitud gradualmente se hace más intensa, es decir de mayor espesor; dado al clima que favorece ambos a la meteorización y la abundancia de vegetación, por esta razón tanto los contactos infra y supra yacentes no son fácilmente observables sobre todo el contacto superior por lo que tampoco se ha determinado el espesor real de la formación.

Para estimar el espesor de esta formación se ha considerado la parte inferior entre el punto 8 436,4 – 469,8 (norte de Quiquira y Pilcopata), complementando la secuencia superior con los estratos de cuarcita y pizarras que se encuentran entre el contacto con la formación Iparo (norte de Huancaluque) y el paraje de Churinga (cuadrángulo de Sandía).

La litología en general consta de una alternancia monótona de pizarras y cuarcitas de diferentes espesores. Las cuarcitas al parecer son predominantes en la

base y en la parte media de la secuencia, a pesar del metamorfismo sufrido aún es posible encontrar estratos de arenisca con granos algo sueltos, semisoldados de aspecto sacaroideo, donde todavía se pueden ver huellas de estratificación cruzada, estos estratos de arenisca podrían considerarse como horizontes guías, siendo así que se ha ubicado entre Huancaluque y el túnel (8 408,8 – 449) de la carretera Sandía – Nacureque aproximadamente en cuatro lugares con características físicas casi similares.

La base de la formación sobre yace discordantemente a la formación Purumpata en el punto 8 436,4 – 469,8 a su vez en este tramo se puede ver una concordancia aparente con la formación subyacente, además cabe indicar que, antes de llegar a este punto existe un sinclinal pequeño y apretado en cuarcitas de la formación en cuestión el cual no se ha tomado en cuenta en el cartografiado geológico y preparación del mapa. El techo de la formación se considera que infra yace a la formación Ananea, justamente en las inmediaciones del paraje Churinga de (8 423 – 454) y Queluma mismo. Minera San Francisco de Asís E.I.R.L.(2013), IGAC:

### **Geología Económica**

El proyecto Lomuya Rey de Oro, se encuentra ubicado dentro de un distrito minero activo, dedicado a la explotación minera de oro (Au), en forma artesanal y pequeña minería, siendo la mayor parte de los yacimientos de tipo placer (aluvial) y filoneano (vetas), los yacimientos de tipo placer aluvial se encuentran distribuidos principalmente en las terrazas de los ríos, y los yacimientos filoneanos en las partes altas.

El distrito minero se constituye principalmente en su forma de ocurrencia ya sea como oro primario filoneano o como aluvial.

Las evidencias encontradas en los últimos meses han evidenciado la existencia de un nuevo sistema de mantos mineralizados con grosores variables y formas sub horizontales.

### **3.8.3. Mineralización**

Son fallas y sistemas de fracturas rellenas de cuarzo aurífero, presentan mineralización débil, diseminada, las vetillas tienen potencias que oscilan entre 0,02 a 0,50 m, constituido de un cuarzo gris ahumado e hialino con un brillo graso y conteniendo pirita, arsenopirita, clorita y pirrotita.

La mineralización alcanza valores altos en los mini anticlinales y en las zonas de fallamiento, esto como un control de mineralización o litológico.

La ley promedio es de 20,19 gr Au/tm, sin embargo, su distribución es muy errática.

### **3.8.4. Hidrografía**

En el área de influencia indirecta proyecto nace el río Lomayoc, como confluencia de los dos riachuelos que nacen del cerro Pacaypuna que son los principales aportantes y los dos riachuelos que nacen en la concesión minera, forman el río Lomayoc, se convierte así en un tributario del río Sandia aguas abajo.

Los caudales de los riachuelos existentes en la concesión minera alcanzan valores de 120 l/seg. en épocas de avenida y de 40 l/seg. en la época de estiaje.



El agua a emplearse para uso minero y así como para el consumo será captada de los dos riachuelos existentes en la concesión minera.

En el área del emplazamiento del proyecto no se han determinado aguas subterráneas (ojo de agua).

### **3.8.5. Clima**

El clima del área de estudio en el transcurso de todo el año se caracteriza por dos periodos definidos.

El periodo seco, comprendido los meses de Mayo a Octubre, abarca parte de la estación de otoño, todo el invierno y parte de la primavera; durante este periodo el clima es característico, es decir, en el día es caluroso y por las noches es frío y húmedo.

El periodo húmedo que comprende entre los meses de Noviembre – Abril, incluye parte de la estación de primavera, todo el verano y parte de la estación de otoño, caracterizado por ser caluroso y por lo general lluvioso. Tanto el inicio como el final de cada periodo es relativo es decir está marcado por el inicio y el cese de las precipitaciones pluviales. Asimismo, estos fenómenos naturales disminuyen de acuerdo a la altitud.

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. Exposición de pruebas de acuerdo a hipótesis

##### 4.1.1. Exposición de pruebas y resultados de acuerdo a hipótesis específico 1

Se determina la aplicación del método de corte y relleno ascendente de acuerdo a las características geomecánicas del macizo rocoso en la veta Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

##### 4.1.2. Caracterización geomecánica de *Rock Mass Rating RMR* de *Bieniawski 1989*.

Esta clasificación geomecánica se basa en el índice RMR “Rock Mass Rating”, se determina mediante una evaluación minuciosa de las discontinuidades del macizo rocoso conformado por pizarras piritosas en la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.

##### 4.1.3. Parámetros geomecánicos.

De acuerdo a RMR “Rock Mass Rating” de Bieniawski 1989 los parámetros son:

Resistencia compresiva de la roca (propiedades mecánicas).

Índice de calidad de roca Rock Quality Designation (RQD).

Espaciamiento de juntas.

Condición de juntas.

Presencia de agua subterránea.

Corrección por orientación de juntas.

#### **4.1.4. Clasificación geomecánica de *Rock Mass Rating (RMR)* de Bieniawski 1989**

Los objetivos de esta clasificación son:

Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso con un valor numérico (Caracterización de masa rocosa).

Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga (familias).

Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.

Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.

#### **4.1.5. Caracterización de roca intacta.**

Se refiere al material rocoso sin discontinuidades o bloques de roca intacta entre discontinuidades (muestra de mano o mayor).

determinación de las propiedades físicas y mecánicas.

#### **4.1.6. Resistencia compresiva uniaxial de macizo rocoso (esclerómetro).**

Para obtener la información de valores  $k$  se ha hecho uso del esclerómetro conforme se observa en Tabla N° 20, para obtener la resistencia compresiva uniaxial se requiere valores de densidad y peso específico de la muestra los que han sido determinados en laboratorio de núcleos provenientes de Crucero 570 Nv 2570 progresiva 00,000 -11,00 veta Aricato en Tabla N°20, se han tomado como valores aceptables a cinco datos más altos, y los cinco datos más bajos se descartan.

Tabla 20.

Valores de  $k$  con esclerómetro en Crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00.000 -11.00 veta Aricato

ID	K Horizontal	5 Datos más altos de K
1	48	48
2	42	45
3	39	44
4	41	43
5	44	42
6	36	
7	43	
8	38	
9	37	
10	45	
Promedio		44.4

Densidad seca 2,82 gr/cm<sup>3</sup>

Tipo de roca = Pizarra piritosa

Pe = Peso específico.

$$Pe = D (g) = 2,82 (9.8 \text{ m/s}^2) = 27,65 \text{ KN/m}^3.$$

$$K = 44,4$$

$$\sigma_c = 94 \text{ MPa}$$

#### 4.1.7. Resistencia compresiva uniaxial crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00,000 -11,00 veta Aricato (esclerómetro)

Para el obtener la información de valores  $k$  se ha hecho uso del esclerómetro conforme se observa en Tabla N° 21 para obtener la resistencia compresiva uniaxial se requiere valores de densidad y peso específico de la muestra los que han sido determinados en laboratorio de núcleos provenientes de Crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00,00 m. -11.00 m. veta Aricato en el trayecto del crucero se ha realizado

el mapeo geomecánico en 14 estaciones geomecánicas los parámetros que se han medido son los mismos en estación geomecánica se observa en Tabla N° 21.

Tabla 21.  
*Valores de k con esclerómetro en Crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00.00 -11.00 m. veta Aricato*

ID	K Horizontal	5 Datos más altos de k
1	35	38
2	34	35
3	33	34
4	32	36
5	31	37
6	36	
7	30	
8	38	
9	37	
10	30	
Promedio		k = 38

Tipo de roca = Veta Aricato

D= Densidad.

Pe=Peso específico.

$$Pe= D (g) =2,92 (9.8 \text{ m/s}^2) = 28.616 \text{ KN/m}^3.$$

$$\sigma_c = 10^{(0,00088(Pe)(Ir)+1,01)}$$

$$\sigma_c = 10^{(0,00088(28,616)(38)+1,01)}$$

$$\sigma_c = 92,66 \text{ MPa}$$

#### **4.1.8. Evaluación geomecánica de discontinuidades de Crucero 570 Nv 2 570 Progresiva 00.00-11.00 m. veta Aricato**

Los resultados de la evaluación geomecánica de RMR de Bieniawski 1989 obtenidos en Crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00,00 - 11.00 m. establecido en guía de criterios geomecánicos para diseño construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas de OSINERMING (2017), se requiere para determinar:

Tiempo de autoaporte

Máximo Span sin soporte

Tipo de soporte

Dimensionamiento de cruceros

Dimensionamiento de chimeneas

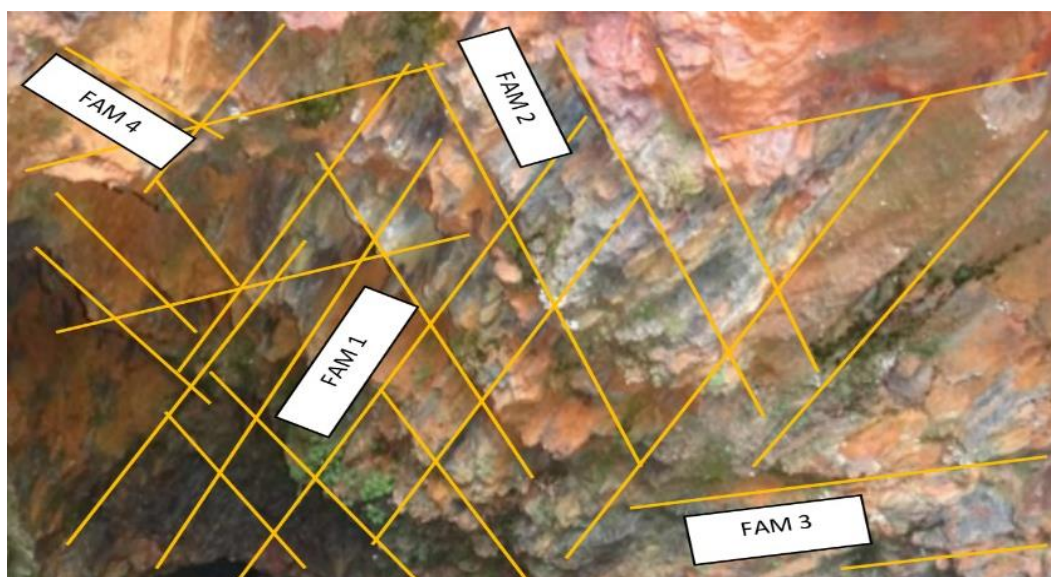
Dimensionamiento de tajeos

Método de minado.

Modelamiento geomecánico mediante ordenadores.

#### **4.1.9. Orientación de familias de discontinuidades en Crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00.00-11.00 m. veta Aricato.**

En Crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00,00 -11,00 m. veta Aricato, se ha encontrado cuatro familias de discontinuidades de los cuales la familia 4 es aleatorio, la familia 1, familia 2, familia 3, son representativos estos tres familias han sido evaluados minuciosamente en toda la progresiva de 11,00 m. el Crucero 570 tiene una orientación de  $N45^{\circ}E$  aproximadamente, ver Figura 4 y Figura 5.



*Figura 4. Dominio estructural en cruceo 570 Nv 2 570 progresiva 00.00-11.00 m. veta Aricato.*

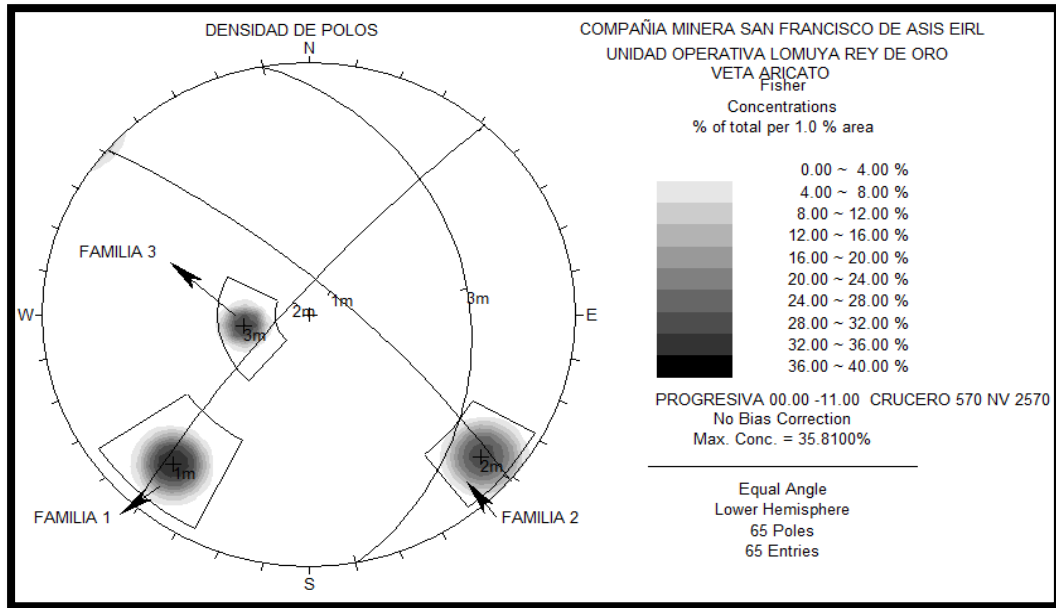


Figura 5. Densidad de polos de tres familias en estación E-01.

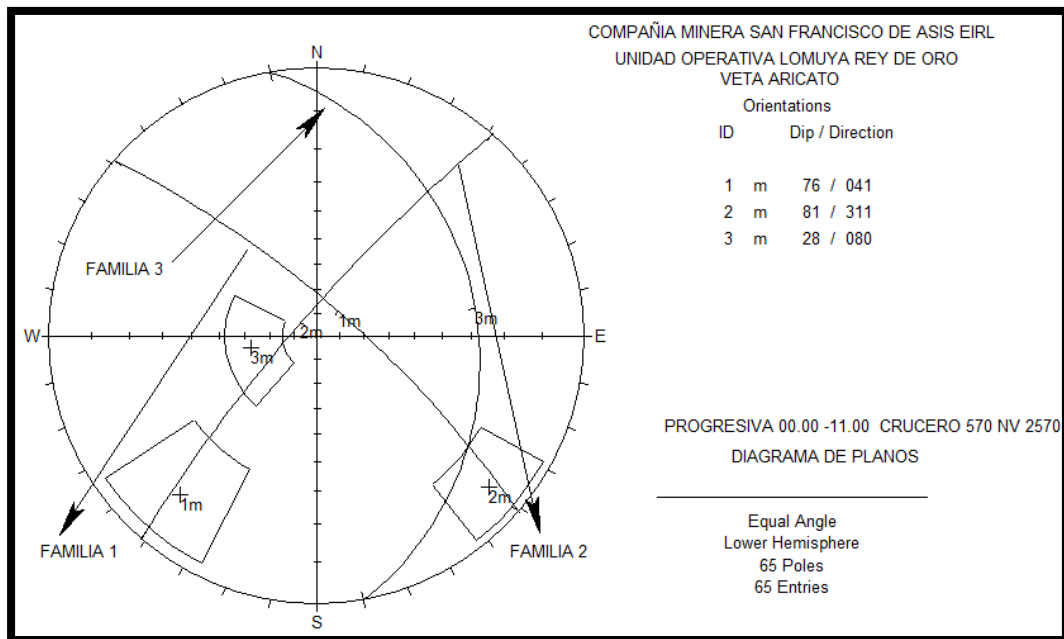


Figura 6. Diagrama de planos de tres familias en E-01.

#### 4.1.10. Determinación de RMR 1989 en Crucero 570 Nv 2 570 progresiva 00,00 - 11.00 m. veta Aricato

Para la caracterización del macizo rocoso es necesario tomar en cuenta el criterio de ISRM en donde la determinación de la calidad del macizo rocoso se

recomienda realizar una evaluación estadística de las discontinuidades, para la determinación de RMR se ha evaluado los seis parámetros geomecánicos que son:

Resistencia de la roca intacta

RQD

Espaciado de Discontinuidades

Condición de las discontinuidades

Agua subterránea.

Descuento por orientación

#### 4.1.11. Resistencia de la roca intacta en estación E-01

Los valores pueden ser determinados en campo basado en pruebas empíricas o en laboratorio ensayando una probeta de roca. el cálculo de la resistencia compresiva de la roca intacta se ha obtenido de los ensayos de laboratorio un valor de RMR de 51 MPa, sin embargo se ha calculado por método no destructivo para estación EG-01 94 MPa con esclerómetro, ver Tabla 22.

Tabla 22.

*Valoración de parámetros de resistencia según Bieniawski 1989*

Parámetros de clasificación y sus valoraciones								
Parámetro	Rango de Valores							
1 Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10 MPa	4 – 10 MPa	2 – 4 MPa	1 – 2 MPa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
	Resistencia compresiva uniaxial	> 250 MPa	100 – 250 MPa	50 – 100 MPa	25 – 50 MPa	5 – 25 MPa	1 – 5 MPa	< 1 MPa
Valoración		15	12	7	4	2	1	0



**4.1.12. Determinación de RQD (Rock Quality Designation ) para EG-01.**

En el presente trabajo de investigación Se ha determinado mediante la fórmula propuesta por Hudson:

$$RQD = 100e^{-1,0\lambda}(0,1\lambda + 1)\%$$

Reemplazando en la fórmula:

$$RQD = 100 * e^{-0,1*5,9}(0,1 * 5,9 + 1)\%$$

**RQD = 87,45%**

Tabla 23.

*Abaco de calidad de macizo rocoso*

Calidad del macizo rocoso según familias de acuerdo a RMR 1989.					
Familias	Condicion de avance		Valoracion	N° de clase	Descripcion
Fam. 1	Avance	Favor el buzamiento	53	III	Roca regular
		Contra el buzamiento	48	III	Roca regular
Fam. 2	Avance	Favor el buzamiento	60	III	Roca regular
		Contra el buzamiento	55	III	Roca regular
Fam. 3	Avance	Favor el buzamiento	52	III	Roca regular
		Contra el buzamiento	64	III	Roca regular
		Favor el buzamiento	69	III	Roca regular
Calidad de macizo rocoso de Crucero 570 Nv 2570 Progresiva 0,00 a 11,00 m		Contra el buzamiento	48	III	Roca regular

**4.2. Demostración de hipótesis**

**4.2.1. Interpretación de resultados de calidad de macizo rocoso**

La clasificación geomecánica de la masa rocosa, por método de *Bieniawski* (1989), es:

Familia 1 es regular con un RMR de 48 a 53

Familia 2 es regular con un RMR de 55 a 60

Familia 3 es regular con un RMR de 64 a 69

la familia 1 es la representativa.

Tabla 24.

*Categoría del macizo rocoso en Crucero 570 Nv 2 570 veta Aricato*

<b>Categoría del macizo rocoso en Crucero 570 Nv 2 570 veta Aricato</b>	
Categoría	III
Descripción	Media o regular
Tiempo de auto soporte	1 semana
Longitud (span)	5.00 m de vano
Cohesión	200 - 300 kPa
Angulo de fricción interna	25°- 35°

Una vez determinado el RMR 1989 de macizo rocoso y mena, de veta Aricato en Crucero 570 Nv 2 570 el GSI se ha obtenido por correlación, ver Tabla 24.

$$\text{RMR} = 9 \text{ Ln } Q + 44$$

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 5 \text{ (para RMR} > 23\text{)}$$

#### **4.3. Exposición de pruebas de acuerdo a hipótesis específico 2**

Se determina las características geométricas del depósito mineral aurífero para aplicar el método de corte y relleno ascendente en la veta Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

##### **4.3.1. Características geométricas del depósito mineral de veta Aricato**

El rumbo de la veta varía de N27W y N55W y el buzamiento es de 70° y 80° NE; con una potencia de 0,02 a 0,50 m con un promedio 0,26 m. sin embargo en las exploraciones realizadas en la superficie se ha encontrado vetas menores de 0,02 m. en zonas difíciles de acceso estas zonas aún se encuentran en la etapa de estudio geológico y geomecánico.

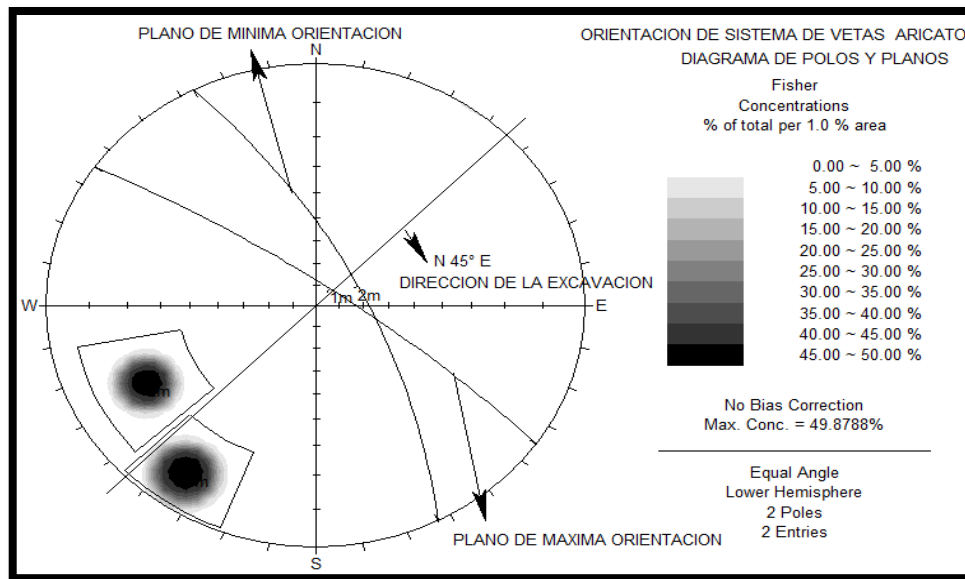


Figura 7. Orientación de vetas Aricato.

Tabla 25.

*Estructura de sistema de vetas Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro*

Estación	Rumbo	Buzamiento	Buzamiento/ dirección de buzamiento.	Zona de afloramiento	Características macroscópicas de Veta
1	N 28° W	76° NE	76/62	Veta Embustero superior	Cuarzo ahumado con pirita y pirrotita
2	N 30° W	75° SW	75/240	Veta R1	Cuarzo blanco lechoso
3	N 40° W	80° NE	80/50	Veta 1	Cuarzo blanco lechoso
4	N 36° W	78° NE	78/54	Veta 2	Cuarzo blanco lechoso
5	N 32° W	77° NE	77/58	Veta 3	Cuarzo blanco lechoso con pirita
6	N 34° W	71° NE	71/56	Veta M3	Cuarzo blanco lechoso
7	N 43° W	72° NE	72/47	Veta 2	Cuarzo blanco lechoso
8	N 30° W	71° SW	71/240	Veta R1	Cuarzo blanco lechoso
9	N 46° W	70° SW	70/224	Veta R2	Cuarzo blanco lechoso
10	N 41° W	79° SW	79/229	Veta R2	Cuarzo blanco lechoso
11	N 27° W	78° NE	78/63	Veta Embustero superior	Cuarzo ahumado con pirita y pirrotita
12	N 30° W	73° NE	73/60	Veta Embustero inferior	Cuarzo ahumado con pirita y pirrotita
13	N 32° W	70° NE	70/58	Veta Embustero inferior	Cuarzo ahumado con pirita y pirrotita
14	N 43° W	75° NE	75/47	Veta 2	Cuarzo blanco lechoso
15	N 31° W	74° SW	74/235	Veta R1	Cuarzo blanco lechoso
16	N 55° W	74° NE	74/35	Veta 2	Cuarzo blanco lechoso
17	N 31° W	79° NE	79/59	Veta Embustero inferior	Cuarzo ahumado con pirita y pirrotita
18	N 35° W	79° NE	79/55	Veta 1	Cuarzo blanco lechoso
Mínimo	N 27° W	70° NE	70/63		
Máximo	N 55° W	80° NE	80/35		
Dirección de excavación Crucero 570 Nv 2570 Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro					N45° E: Crucero 570 Nv 2570

Tabla 26.

*Ancho de sistema de vetas Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro*

<b>Ancho de sistema de vetas Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro</b>		
<b>Estacion</b>	<b>Ancho de la veta (m)</b>	<b>Observación</b>
1	0,40	Roca encajonante pizarra
2	0,35	Contacto con roca pizarra ligeramente meteorizada
3	0,04	Contacto con roca pizarra meteorizada
4	0,08	Roca encajonante pizarra piritosa
5	0,10	Roca encajonante pizarra
6	0,28	Contacto con roca pizarra meteorizada
7	0,50	Roca encajonante pizarra piritosa
8	0,49	Roca encajonante pizarra
9	0,32	Contacto con roca pizarra ligeramente meteorizada
10	0,02	Roca encajonante pizarra piritosa
11	0,22	Contacto con roca pizarra ligeramente meteorizada
12	0,42	Roca encajonante pizarra sana
Máximo	0,50	
Mínimo	0,01	
Promedio	0,273	

#### **4.4. Resistencia de la sustancia rocosa (RSR) en Crucero 570 Nv 2 570 para elección de minado por método Nicholas - UBC**

Para el cálculo de la resistencia de la sustancia rocosa se requiere el esfuerzo principal mayor del macizo rocoso y de la mena a una profundidad aproximada de 400 m donde se ubica el Crucero 570 Nv 2 570 para la evaluación respectiva se ha utilizado los resultados de estación geomecánica EG – 14 a una profundidad lineal del inicio del Crucero 570 Nv 2 570 en donde se debe proyectarse el método de minado para la extracción de recursos minerales auríferos.

##### **4.4.1. Esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ )**

Los esfuerzos principales en las labores mineras subterráneas se obtienen de las medidas in situ es decir con mediciones de convergencia conocido también con el nombre de método instrumental, Rodríguez G. (2015), corroborados por Córdova D. (2008) y Mamani F. (2015) que es posible determinar los esfuerzos principales in situ por método indirecto haciendo uso de software Roclab o software Rocdata en donde es indispensable haber determinado la calidad del macizo rocoso, en el presente trabajo de investigación se ha estimado para una

profundidad de carga hipostática aproximada de 400 m que se encuentra en avance el Crucero 570 Nv 2 570.

#### 4.4.2. Evaluación del esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ) de macizo rocoso a una profundidad de 400 m. con *software Rocdata*.

Datos:

RMR= 47

GSI = 42

Tipo de roca= Pizarra piritosa

RCU= 94 MPa (método no destructivo).

Con la aplicación del *software Rocdata V.3.0*. es posible los esfuerzos principales mayores y menores, esfuerzo cortante y esfuerzo normal del macizo rocoso tal como se puede observar en Figura 8.

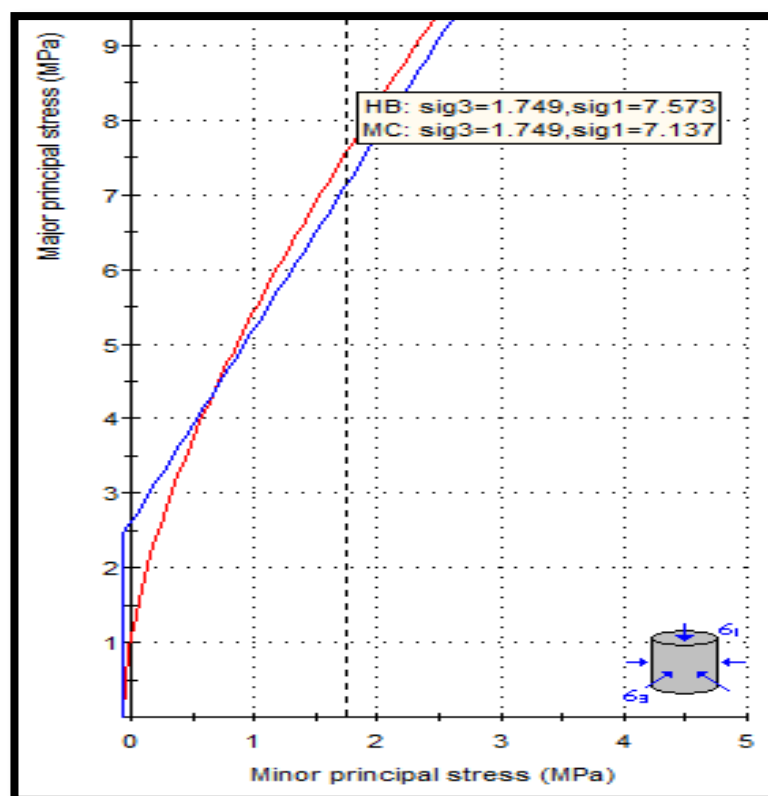


Figura 8. Panel de resultados de esfuerzos principales en *software Rocdata V.3.0*

#### 4.4.3. Resultados de resistencia de la sustancia rocosa (RSR).

Para determinar la resistencia de la sustancia rocosa de acuerdo a la propuesta de Nicholas. UBEC, es necesario considerar la carga lisostática a una profundidad de 400,00 m. Los resultados se observan en Figura 9 bajo dos criterios de roturas, criterio de Hoek and Brown and Mohr Coulomb

Resistencia de masa rocosa (sustancia rocosa-UBC).

$$RSR = [94 \text{ MPa (método no destructivo)}] / [7,573 (\text{Sigma } 1)]$$

$$RSR = 12,41 \text{ (En rango de moderado)}$$

$$RSR = \text{Moderado (M)}.$$

#### 4.4.4. Determinación de esfuerzo vertical ( $\sigma_1$ ) de veta a una profundidad de 400 m. con *Software Rocdata V.3.0*.

Datos:

$$RMR = 55$$

$$GSI = 50$$

Tipo de roca = veta Aricato (cuarzo lechoso y ahumado)

$$RCU = 92.66 \text{ MPa (método no destructivo)}.$$

#### 4.4.5. Resistencia de veta (mena-UBC).

Para determinar la resistencia de la veta (RSS Mena) se ha utilizado la resistencia compresiva uniaxial obtenido por método indirecto de 92,66 MPa, el esfuerzo inducido a una profundidad de 400,00 m. se ha obtenido con el software Rocdata V.3.0. Un valor de 7,999 MPa considerando el criterio de Hoek and Brown

no obstante que es posible también hacer uso de criterio de Mohr Coulomb, ver Figura 9., incorporados a la Tabla 27.

$$RSS \text{ (mena)} = [92,66 \text{ MPa (método no destructivo)}] / [7.999(\text{Sigma } 1)]$$

$$RSS \text{ (mena)} = 11,58 \text{ (En rango moderado)}$$

$$RSS \text{ (mena)} = \text{Moderado (M)}.$$

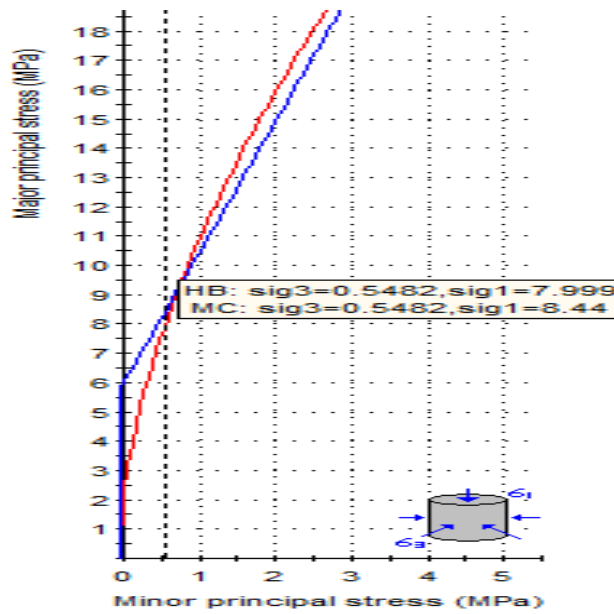


Figura 9. Diagrama de esfuerzos principales con dos criterios de Hoek and Brown y Mohr Coulomb

Tabla 27.

Abaco de resistencia de la sustancia rocosa (RSR) por zonas para método Nicholas - UBC

Método de Explotación	Resistencia de la Sustancia Rocosa (R.S.R)											
	Zona de Mena				Pared Techo				Pared Piso			
	MD	D	M	R	MD	D	M	R	MD	D	M	R
Open Pit	4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	4	4
Block Caving	4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	1
Sublevel Stopping	0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3
Sublevel Caving	2	3	3	2	4	3	2	1	1	2	2	2
Longwall	6	5	2	1	6	5	2	2	-	-	-	-
Room and Pillar	0	0	3	6	0	0	2	6	-	-	-	-
Shrinking Stopping	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3
Cut and Fill Stopping	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	2	2
Top Slicing	3	2	1	0	3	2	2	3	2	2	1	1
Square-Set Stopping	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0

#### 4.4.6. Resultados de geometría del depósito mineral de acuerdo a hipótesis 2.

Conociendo la calidad del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral, la metodología de Nicholas es una buena alternativa para seleccionar el método de minado más adecuado, afirma, Rodríguez G. (2015), toma en cuenta las principales características del yacimiento como son; la geometría del yacimiento, características geotécnicas y los costos de minado.

#### 4.4.7. Método de selección UBC (Universidad de Columbia Británica).

*Según, Njamba M, V. (2016), Design an Appropriate Mining Method for Extrac Ore between 330 ml and 400 ml at Baluba East UT-Block, International Journal of Mining Engineering and Mineral Processing 2016,5(1): 16-23 DOI: 10,5923/j.mining.20160501,03 University of Zambia, School of Mines, Department of Mining Engineering, Lusaka, Zambia, en su metodología de investigación incluyó una revisión de los información geotécnica disponible por el departamento de planificación minera y mecánica de rocas. Los pasos en el proceso de selección implica: Enumerar el geometría del depósito y características geomecánicas de zona de mineral, caja techo y caja piso, para cada método de minería diferente, asignando valores numéricos, luego son sumados. El método de minado que obtiene el puntaje más alto es luego elegido como un método de minería apropiado y sujeto a evaluación económica. El método de selección UBC es llamado así por haberse desarrollado en la *University of British Columbia*. Además. La información actual geotécnica obtenida de la mina. El método UBC es una modificación del enfoque de Nicholas (1981), que pone más énfasis en el método de mina adecuado.*

#### 4.4.8. Datos de entrada en sistema de clasificación Nicholas - UBC (1995).

Los resultados obtenidos de los cálculos se han ubicado conforme en la tabla de UBC, tal como se observa en la Tabla 28 y 29.



Geometría del depósito mineral

Características mecánicas de masa rocosa y mena en 2 parámetros: RSR y

RSS.

Tabla 28.

*Definición de la geometría del depósito y grado de distribución para método Nicholas - UBC*

<b>Forma / ancho general</b>	
Equi-dimensional (masivo)	Todas las dimensiones son de igual orden de magnitud.
Laminado - Tabular	Dos dimensiones tienen varios intervalos de grosor, las cuales
Irregular	Las dimensiones varían en distancias cortas.
<b>Grosor de la mena</b>	
Muy delgado	< 3 m
Delgado	3 – 10 m
Intermedio	10 – 30 m
Gruoso	30 – 100 m
Muy grueso	> 100 m
<b>Inclinación</b>	
Horizontal	< 20°
Intermedio	20° - 55°
Empinado	> 55° (70° a 80°)
<b>Profundidad bajo la superficie</b>	
Poco profundo	0 – 100 m
Intermedio	100 - 600 m
Profundo	> 600 m
<b>Grado de distribución</b>	
Uniforme	El grado de cualquier punto en el depósito no varía
Gradual	Los valores de los grados de distribución tienen zonas
Errático	Los valores de los grados de distribución cambian radicalmente en distancias cortas y no muestran un patrón discernible en sus cambios.

Fuente. Edumine - UBC 1995.

Tabla 29.

*Características mecánicas de la roca*

**Clasificación del Macizo Rocoso (R.M.R.)**

Muy débil	0 – 20
Débil	20 – 40
Moderado	40 – 60
Resistente	60 – 80
Muy resistente	80 – 100
<b>Resistencia de la sustancia rocosa (R.S.R.)</b>	
	(RCU) / (esfuerzo principal)
Muy débil	< 5
Débil	5 – 10
Moderado	10 – 15
Resistente	> 15

Fuente. Edumine - UBC 1995.

#### 4.4.9. Elección del método de explotación mediante el procedimiento analítico

En el procedimiento por método analítico se procede a evaluar la tabla numérica propuesto por Nicholas 1981 modificado por UBEC, considerando geometría, grado y zona de mineral, características geomecánicas de caja techo y caja piso.

##### Primer procedimiento

Es la interpolación de las características geométricas y el método de explotación tomando en cuenta el número más alto de valoración, de acuerdo a la propuesta de Nicholas (1981), modificado por UBEC se observan en Tabla 30. El puntaje acumulado es 17 puntos, considerando los valores de Tabla 31.

Tabla 30.  
*Puntaje de acuerdo a tabla de Nicholas - UBEC*

Método de explotación	Características generales	Características específicas	Puntaje
Corte y relleno ascendente	Perfil general:	Irregular (Ir).	4
	Grosor de la mena:	Muy angosto (MA).	3
	Inclinación del yacimiento:	Empinado (E).	4
	Grado de distribución:	Gradual (Gd).	3
	Profundidad:	Intermedio (In).	3
Total			17

Tabla 31.  
*Clasificación de la geometría y grado de distribución para los diferentes métodos de explotación*

Método de explotación	Perfil general			Grosor de la mena				Inclinación yacimiento				Grado de distribución				Profundidad	
	M	T	Ir	MA	A	I	G	MG	Hz	In	E	U	G	E	PP	In	P
<i>Open Pit</i>	4	2	3	1	2	3	4	4	3	3	1	3	3	2	4	0	-49
<i>Block Caving</i>	4	2	0	-49	-49	0	3	4	3	2	4	3	2	2	2	3	3
<i>Sublevel Stopping</i>	3	4	1	-10	1	3	4	3	2	1	4	4	4	3	3	4	2
<i>Sublevel Caving</i>	3	4	1	-49	-49	0	4	4	1	1	4	3	2	2	3	2	2
<i>Longwall</i>	-	4	-49	4	3	0	-49	-49	4	0	-49	4	1	0	2	2	3
<i>Room and Pillar</i>	0	4	2	4	3	1	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	3	3	2
<i>Shrinking Stop.</i>	0	4	2	4	4	0	-49	-49	-49	0	4	3	2	2	3	3	2
<i>Cut and Fill Stop.</i>	1	4	4	3	4	4	1	0	1	3	4	2	3	4	2	3	4
<i>Top Slicing</i>	1	2	0	1	1	0	2	1	4	2	0	2	1	1	2	1	1
<i>Square-Set Stop.</i>	0	1	4	4	3	2	0	0	2	3	2	0	1	3	1	1	2

Fuente: Edumine - UBC 1995.

**Nomenclatura:**

M: Masivo.

T: Tabular.

Ir: Irregular.

MA: Muy angosto.

A: Angosto.

In: Intermedio.

G: Grueso.

MG: Muy grueso.

Hz: Horizontal.

E: Empinado.

U: Uniforme.

Gd: Gradual.

Er: Errático.

PP: Poco profundo.

P: Profundo.

**Segundo procedimiento**

Para el segundo procedimiento se ha realizado tres mapeos para determinar el RMR 1989 en la zona de mena es decir en la veta en una progresiva, en la zona de veta Aricato son:

RMR zona veta.

RMR zona de pared techo.

RMR zona de pared piso.

Los resultados de interpolación de acuerdo a la propuesta de Nicholas se observa en Tabla 32, Tabla 33. El método de explotación de corte y relleno ascendente ha acumulado un total de 8 puntos de acuerdo a la clasificación geomecánica de RMR de Bieniawski 1989.

Tabla 32.

*Resultados de evaluación de RMR de la zona de mena (veta Aricato)*

<b>Resultados de evaluación de RMR de la zona de mena (veta Aricato)</b>			
Método de Corte y relleno ascendente	Características RMR zona de pared	Características Moderado (M)	Puntaje
	RMR zona de pared	Moderado (M)	2
	RMR zona de pared	Moderado (M)	4
	RMR zona de pared	Moderado (M)	2
total			8

Tabla 33.

*Abaco de RMR zona de mena para los diferentes métodos de explotación*

Método de Explotación	Clasificación (R.M.R.) zona de mena														
	Zona de Mena					Pared Techo					Pared Piso				
	MD	D	M	R	MR	MD	D	M	R	MR	M	D	M	R	M
<i>Open Pit</i>	3	3	3	3	3	2	3	4	4	4	2	3	4	4	4
<i>Block Caving</i>	4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2	3	3	3	2	2
<i>Sublevel Stopping</i>	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3
<i>Sublevel Caving</i>	3	4	3	1	0	4	4	3	2	2	1	2	3	3	3
<i>Longwall</i>	6	6	1	2	2	6	5	4	3	3	-	-	-	-	-
<i>Room and Pillar</i>	-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	-	-	-	-	-
<i>Shrinking Stopping</i>	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3
<i>Cut and Fill Stopping</i>	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2
<i>Top Slicing</i>	3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2
<i>Square-Set Stopping</i>	4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0

**Nomenclatura:**

MD: Muy débil

D: Débil

M: Moderado

R: Resistente

MR: Muy resistente.

RMR Rangos:

MD = 0 – 20.

D = 20 – 40.

M = 40 – 60.

R = 60 – 80.

MR = 80 – 100.

### Tercer procedimiento

En el tercer procedimiento se ha considerado la resistencia de la sustancia rocosa (RSR), es decir la resistencia del macizo rocoso para adecuarse a la propuesta de Nicholas-UBEC, se ha determinado la resistencia compresiva uniaxial y el esfuerzo inducido a una profundidad de 400 metros, cuyos resultados se observan en Tabla 34 y 35.

Tabla 34.

*Resultados de evaluación de resistencia de sustancia rocosa (RSR)*

Resultados de evaluación de resistencia de sustancia rocosa (RSR)			
Método de Corte y relleno ascendente	Características RSR Zona de mena RSR zona de pared RSR zona de pared	Características específicas Moderado (M) Moderado (M) Moderado (M)	Puntaje 3 4 2 9
total			9

Tabla 35.

*Resistencia de la sustancia rocosa (R.S.R)*

Método de Explotación	Zona de Mena				Pared Techo				Pared Piso			
	MD	D	M	R	MD	D	M	R	MD	D	M	R
Open Pit	4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	4	4
Block Caving	4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	1
Sublevel Stopping	0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3
Sublevel Caving	2	3	3	2	4	3	2	1	1	2	2	2
Longwall	6	5	2	1	6	5	2	2	-	-	-	-
Room and Pillar	0	0	3	6	0	0	2	6	-	-	-	-
Shrinking Stopping	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3
Cut and Fill Stopping	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	2	2
Top Slicing	3	2	1	0	3	2	2	3	2	2	1	1
Square-Set Stopping	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0

Fuente: Miller-Tait, L., Pakalnis, R. and Poulin, R., "UBC mining method selection", University of British Columbia, Vancouver, B. C., Canada.

**Nomenclatura:**

MD: Muy débil;

D: Débil;

M: Moderado;

R: Resistente.

**4.4.10. Resultado de elección de método de explotación de corte y relleno ascendente en sistema de vetas Aricato**

De acuerdo a la aplicación de propuesta de Nicholas 1981 modificado por UBEC de elección de método de minado corte y relleno ascendente por método analítico de interpolación de componentes el puntaje acumulado es de 34 puntos tal como se observa en Tabla 36.

Tabla 36.

*Resultados de elección de método de explotación por método analítico de interpolación*

**Resultados de elección de método de explotación por método analítico de interpolación**

Método de explotación	Características generales	Características específicas	Puntaje
Corte y relleno ascendente	Geometría y grado de distribución	Zona de mena	17
	RMR zona de pared techo	Zona de mena	8
	RSR zona de pared piso	Zona de mena	9
Total			34

**4.5. Exposición de pruebas de acuerdo a hipótesis específico 3****4.5.1. Estimación de reservas, niveles de producción y vida de la mina****Mineral probado**

Es aquel mineral cuyo tonelaje, ley, densidad, forma, tamaño y otras características físicas pueden ser estimados con un alto nivel de confianza, su

estimación está en base a los laboreos mineros realizados, (exploración y desarrollo), en las cuales se tiene reconocido geológicamente por lo menos 4 lados del block. 60,00 m. de longitud x 50,00 m. de altura se tiene un total de 04 bloques el ancho diluido promedio es de 0,41 m, accesible y 02 bloques eventualmente accesibles, ver anexo del 7 al 21.

### **Mineral probable**

Se refiere a aquel mineral cuyo tonelaje, ley, densidad, forma, tamaño y otras características físicas pueden ser estimados con un razonable nivel de confianza. su estimación está en base a los laboreos mineros realizados, en el cual se define estructuralmente, mineralógicamente y económicamente, en la cual no prevé riesgo de discontinuidad, se ha considerado 01 bloque probable accesible y 01 bloque probable eventualmente accesible.

#### **4.5.2. Cálculo de áreas, volúmenes y tonelaje**

##### **Área**

Long. Bloque: 60 m.

Long. Bloque en reserva: 55,20 m.

Altura del bloque: 50 m.

Altura del bloque en reserva: 47,00 m.

Área del bloque = 2 594,40 m<sup>2</sup>

##### **Volumen**

Está dado en el área real x ancho diluido o castigado

Volumen del bloque = 2 594, 40 m<sup>2</sup> x 0,41 m

Volumen del bloque = 1 063,704 m<sup>3</sup>

### **Peso específico**

Según un análisis geotécnico que se hizo, da un reporte de 2,92 Ton/m<sup>3</sup> (reporte de área geología y geomecánica)

### **Tonelaje**

Se obtiene multiplicando el volumen de cada bloque por el peso específico, reporte de las leyes se muestran en Anexos de 7 al 21.

### **Tonelaje en desarrollo y preparación**

Factor ergonómico y por seguridad no es factible hacer el circado en este tipo de labores por tanto se dispara todo el frente de avance y la ley se diluí a 2,88 Au gr/tm de bajo de la ley mínimo explotable que es 6,22 gr/tm., es evacuado al botadero de desmonte.

Ley promedio: 21,19 Au gr/tm

Ancho de labor: 2,10 m.

Potencia promedio de veta: 0,30 m.

Ley diluido de labor: 2,88 Au gr/tm

### **Tonelaje de explotación en tajeos**

Longitud de ala: 18,40 m.

Potencia de circado: 0,40 m.



Altura de corte en realce: 1,64 m.

Densidad del mineral: 2,92 TM/m<sup>3</sup>

Producción por una ala en realce: 35,2 TM/corte = 3 guardias

Producción/día: 23,33 TM

Producción/mes: 700 TM

Producción/año: 8 400 TM

### Avance en exploración

Longitud de barreno: 6 pies = 1,82 m.

Eficiencia de perforación: 95%

Eficiencia de voladura: 95%

Avance/disparo: 1,64 m.

Avance/día: 3,28 m.

Avance/mes: 98,40 m.

Tabla 37.

#### *Inventario de reservas minerales de veta Aricato*

Block	Valores estimados					TM
	Área	Potencia (ancho diluido)	Densidad de mineral	Ley (diluido) Au gr/Tm	Certeza (%)	
01	2 594,40	0,41	2,92	15,79	80%	2 484,81
02	2 594,40	0,40	2,92	19,76	80%	2 424,21
03	2 594,40	0,42	2,92	21,51	80%	2 545,42
04	2 594,40	0,40	2,92	23,78	80%	2 424,21
Total	10 377,60	0,410		20,19		9 878,65

Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.

Tabla 38.  
*Leyes probables*

Tipo	Ancho diluido	Au Gr/TM	TM	Gr. Au	Oz.Au.
Alta ley probado accesible	0,410	20,19	9 878,65	199 449,94	7 035,395
Alta ley probado eventualmente accesible	0,40	12,00	5 606,40	67 276,80	2 373,121
Alta ley probable accesible	0,35	10,00	2 803,20	28 032,00	988,800
Alta ley probable eventualmente accesible	0,38	10,00	2 803,20	28 032,00	988,800
TOTAL	0,385	13,23	21 091,45	322 790,74	11 386,116

Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.

#### 4.5.3. Dilución

Se ha usado el cálculo de la dilución según O'Hara bajo los parámetros que se muestran a continuación y conforme un diseño tentativo para la unidad minera en mención.

Dilución =  $K / ((W)^{1/2}) * \text{sen } a$ , donde:

k : constante 20

w : potencia de veta (metros) 0,30

a : buzamiento veta 75°

#### 4.5.4. Recuperaciones metalúrgicas y precios

A fin de llevar a cabo la estimación de reservas de mena se tomó las siguientes recuperaciones metalúrgicas y los siguientes precios de los metales involucrados:

Recuperación metalúrgica: Au: 88,0%

Precio de los metales: Au: 1 420 \$/Oz

#### 4.5.5. *Cut off*

De acuerdo al balance de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro, se tiene un *Cut off* de 6,22 gr/tm, el cual nos sirvió para llevar a cabo la estimación de reservas.

#### 4.5.6. Nivel de producción y vida de la mina

Para llevar a cabo una aproximación de la vida de la mina en cuanto a los 4 tajos preparados y tomados en consideración para este trabajo de investigación de la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya que entrara en producción tomaremos el volumen estimado de las reservas minables (usando la cubicación nominal de la unidad Operativa Lomuya Rey de Oro).

Reservas minables y accesibles:        9 878,65 Tons

El mineral de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro es tratado en la planta Antahuila, ubicada en Ananea y propiedad de la misma empresa. El transporte es mediante volquetes, se llega a la planta desde la mina en un aproximado de 08 horas, con un recorrido de 156 Km.

Esta planta posee una capacidad instalada y autorizada para tratar 700 Tons/mes; por tanto, la aparente vida del yacimiento tomado seria como sigue:

$$= 9\ 878,65\ \text{Tons} / 700\ \text{Tons/Mes} = 14,11 \equiv 15\ \text{meses}, (1\ \text{año y 3 meses}).$$

Es bueno mencionar que a medida que se avance y profundice las veta Aricato desde el nivel 2 550, el potencial podría aumentar; debido a la longitud de dichas vetas. También cabe comentar que tal cual se muestra en el capítulo III (Geología) se tienen 03 vetas solo en exploración.

#### 4.5.7. Descripción de las etapas en operación mina

*Exploración:* Es la etapa inicial de una actividad minera, consiste en identificar y ubicar las zonas por donde se ubican las estructuras mineralizadas, en esta etapa se realizarán labores horizontales y verticales (cortadas, estocadas, chimeneas) cuyos objetivos son: llegar a las proyecciones de las vetas para su posterior desarrollo.

*Desarrollo:* Luego que las cortadas llegan a su objetivo (vetas) se realizan labores horizontales o verticales (galerías, chimeneas) siguiendo la estructura de la veta y que permiten su reconocimiento y la confirmación de leyes y potencias a lo largo de su recorrido, estas labores permiten la cubicación de reservas minerales.

*Preparación:* En esta etapa, realizada después o en forma paralela al desarrollo se realizan labores horizontales o verticales (chimeneas, subniveles) que permiten la preparación de bloques de mineral que conformarán las zonas de explotación.

*Explotación:* Es la etapa final en que se extrae en forma sistemática el recurso mineral preparado y cubicado en las zonas de trabajo llamados tajos.

#### 4.5.8. Tipos de labores mineras

##### **Cortadas y galerías**

Son labores horizontales de 2,1 m. x 2,4 m. de sección realizadas principalmente con fines exploratorios, para dar accesos y servicios a las zonas de trabajo. Se realizan en forma convencional con equipos como:

Perforadoras tipo Jack Leg.

Extracción con locomotoras de 1,5 TM y carros mineros U-35.

El ciclo de trabajo está compuesto por las siguientes etapas:

*Perforación:* se realiza con perforadoras *Jack Leg* con barrenos de 04, 06, y 08 pies y su malla de perforación consta de 30 a 37 taladros dependiendo del tipo de roca.

*Voladura:* El explosivo tipo pulverulenta Semexa 65% y 80%, y como accesorios de voladura se utiliza el explosivo tipo carmex, armadas con fulminante de guía blanca.

*Limpieza:* Se utiliza las palas neumáticas que cargan a los carros mineros uno a uno, los carros son empujados hacia un cambio de vía cauvil, para luego ser jalados con la locomotora.

*Sostenimiento:* El sostenimiento es muy importante, ya que por la naturaleza del trabajo toda labor que se hace en el interior de la mina se realiza en espacios vacíos, inestabilizados, producto de la rotura de la roca o mineral extraído; para lograr que se mantenga nuevamente estable se realiza el sostenimiento de acuerdo a las características geomecánicas de la labor, los principales elementos de sostenimiento son: la madera, pernos helicoidales y pernos helicoidales con malla.

ACTIVIDADES	HRS	CICLO									
Ingreso hasta la labor	00:20	[Bar chart showing activity duration across 10 cycle segments]									
Inspección de la Labor	00:20	[Bar chart showing activity duration across 10 cycle segments]									
Regado	00:10	[Bar chart showing activity duration across 10 cycle segments]									
Desatado de Rocas	00:20	[Bar chart showing activity duration across 10 cycle segments]									
Sostenimiento	02:00	[Bar chart showing activity duration across 10 cycle segments]									
Limpieza	02:30	[Bar chart showing activity duration across 10 cycle segments]									
Perforación	02:30	[Bar chart showing activity duration across 10 cycle segments]									
Carguío y Voladura	00:30	[Bar chart showing activity duration across 10 cycle segments]									
Salida	00:20	00:20	00:20	00:10	00:20	02:00	02:30	02:30	00:30		
	09:00										

Figura 10. Ciclo de trabajo en cortadas y galerías

Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.

### Chimeneas

Son labores verticales y/o inclinadas de doble compartimiento de 2,4 m. x 1,2 m. de sección y de chimeneas simples de 1,2 m. x 1,2 m. de sección, estas labores se realizan en forma convencional con equipos como:

Perforadoras tipo *Jack Leg*.

Extracción con locomotoras de 1,5 tm y carros mineros U-35.

El ciclo de trabajo está compuesto por las siguientes etapas:

*Perforación:* se realiza con perforadoras *Jack Leg* con barrenos de 04, y 06 pies y su malla de perforación consta de 18 a 26 taladros para chimeneas de doble compartimiento y de 12 a 18 taladros para chimeneas simples como también es dependiendo del tipo de roca.

*Voladura:* El explosivo tipo pulverulenta Semexa 65% y como accesorios de voladura se utiliza el explosivo tipo *carmex*.

*Limpieza:* La limpieza del tope de la chimenea se realiza por gravedad, la carga limpiada es almacenada en la tolva que se construye al inicio de la chimenea, para luego ser jalados en carros mineros U-35 con la locomotora.

*Sostenimiento:* El sostenimiento se realiza de acuerdo a las características geomecánicas de la labor, como principal elemento de sostenimiento usamos cuadros de madera y puntales de avance y las chimeneas de doble compartimiento son forradas con tablas para separar el camino del echadero de mineral y/o desmonte.

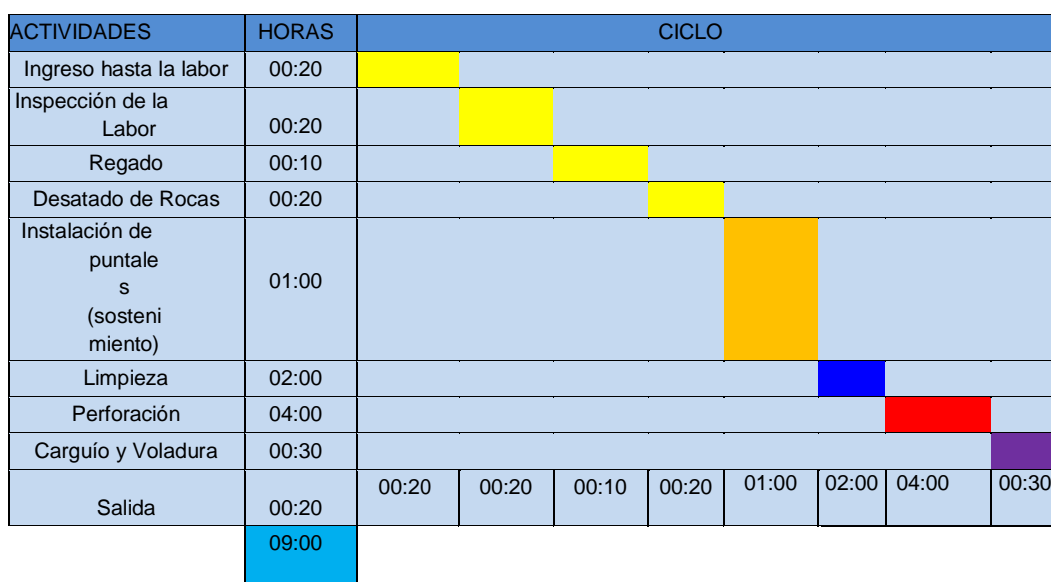


Figura 11. Ciclo de trabajo en chimeneas

**4.5.9. Tajos (método de explotación corte y relleno ascendente).**

El método de explotación empleado es de corte y relleno ascendente (*over cut and fill*), el cual garantiza una adecuada recuperación, estabilidad y selectividad del mineral. Todos los trabajos se realizan convencionalmente.

Para los casos de vetas muy angostas e irregulares en potencia y mineralización se emplea el circado como un sub-método de explotación, que tiene la particularidad de ser muy selectivo. El método consiste en disparar solamente la

caja, luego se tiende este material como relleno posteriormente se dispara mineral puro.

Las labores donde se realizarán la explotación de mineral están compuestas por uno o más bloques, las dimensiones del bloque son en promedio de 60 m (longitud) x 50 m (altura). La explotación se realiza en forma convencional y los equipos a utilizar son:

Perforadoras tipo Jack Leg.

Carretilla tipo “Buggy”.

Winches de 10 HP y rastras de 18” de ancho y capacidad de 4,5 pies<sup>3</sup>.

Extracción con locomotoras de 1,5 TM y carros mineros U-35.

El ciclo de minado consiste en:

*Perforación:* La perforación se realiza con máquinas perforadoras neumáticas tipo *Jack Leg* con barreros cónicos de 04 y 06 pies de longitud y brocas de 38 mm. de diámetro, malla de perforación tipo hilera y zigzag, con burden de 0,25 m a 0,30 m y espaciamiento de 0,45 m.

*Voladura:* Se realizara voladura controlada con explosivos tipo pulverulenta Semexa 65%, para rocas duras y como accesorios utilizamos las armadas con fulminante, mecha lenta, carmex y pentacord.

*Sostenimiento:* Cuando las cajas se encuentren fracturadas o inestables se utiliza un sostenimiento temporal con puntales de seguridad y dejando pilares que luego son recuperados, si las características geomecánicas de la labor lo requieren se utilizan cuadros de madera y pernos *Split set*, esto permite al trabajador realizar



su tarea en forma segura durante la limpieza del mineral y luego del cual se procede al relleno respectivo del tajo que constituye el sostenimiento definitivo.

*Limpieza de mineral:* La limpieza de mineral en los tajos de explotación se realizara mediante dos métodos; uno con carretillas tipo buggy, el otro con winches de arrastre de 10 HP con rastras de 18” de ancho y capacidad de 4,5 pies<sup>3</sup>, generalmente se limpiara winches de arrastre, Este mineral es depositado en las tolvas de madera instalados en los extremos de cada tajo.

*Trasporte:* El transporte del mineral, una vez descargados de las tolvas a los carros mineros U-35, se llevara a cabo con locomotora de batería de 1,5 tm hasta el echadero de mineral superficie.

*Relleno:* Luego de realizar el corte de la veta y la limpieza de mineral, se procede al descaje del tajo, con la finalidad de dar el ancho ergonómico para el perforista, se continua con acomodar el material encajonante volado sobre el piso de trabajo (“pampillado”) dejando una altura aproximada de 2,30 m del piso al techo de la labor, hasta formar un piso que permita realizar la perforación del siguiente corte. Se utiliza también como relleno el desmonte producido en las labores mineras de exploración y desarrollo en los niveles superiores.

El espacio dejado por la extracción de mineral será relleno con desmonte producido en las labores mineras de exploraciones y desarrollo, permitiendo reciclar el material estéril o material con baja ley que no es necesario tratar en la planta de beneficio, este material se reúsa en el interior de la mina. También se utiliza como relleno la rotura de corona pobre.

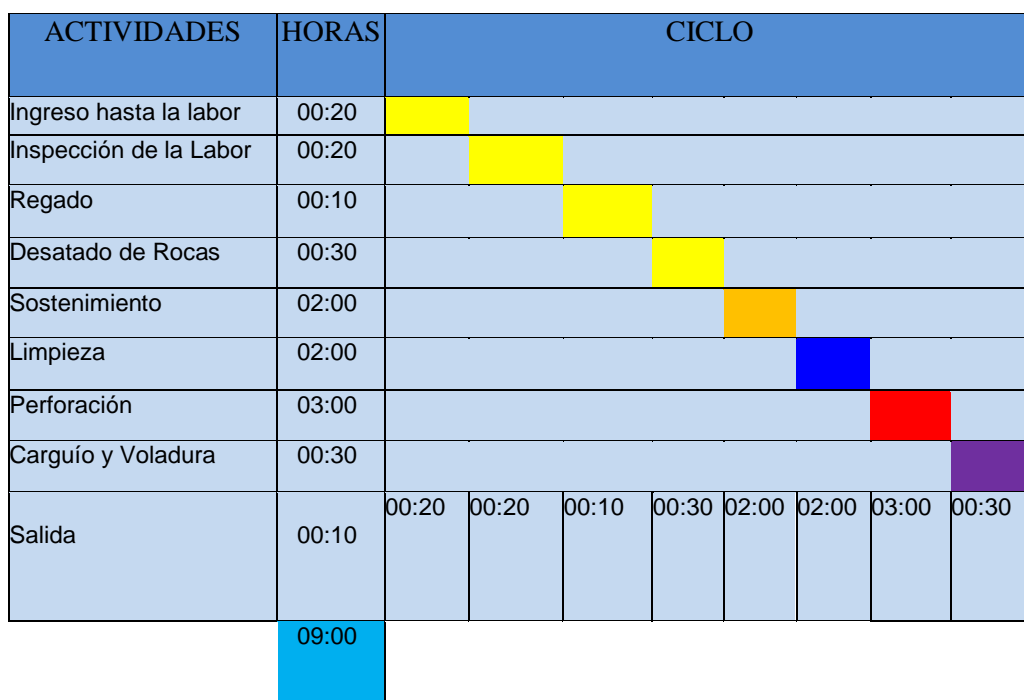


Figura 12. Ciclo de trabajo en tajos  
 Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro

Veta Aricato: Cada tajo aporta aproximadamente 285,92 toneladas de mineral al mes, se requieren 3 tajos para cubrir el tonelaje planteado sin considerar el mineral de preparación.

#### 4.6. Ventilación

##### 4.6.1. Diseño de ventilación

Tener un ambiente laboral agradable con buenos estándares en ventilación es de suma importancia para llevar a cabo trabajos en este tipo de minería subterránea, y cumplir con nuestras normativas vigentes que rige en nuestra actividad minera, es por ello que el diseño del laboreo minero considera la ejecución de chimeneas cada 60 metros con la finalidad de tener un flujo adecuado de aire natural. El diseño del sistema de ventilación estará calculado de acuerdo a la cantidad de trabajadores que desarrollaran las actividades para permitir un flujo adecuado de aire al interior de la mina.

#### 4.6.2. Ventilación de galerías y cruceros.

Siendo las galerías y cruceros labores ciegas y confinadas, se cuenta con 01 ventilador eléctrico de 20, 000 CFM y 01 ventilador de 10, 000 CFM, que permiten insuflar aire fresco a los frentes con mangas de 24", 18" y 12" de diámetro hasta 300 metros sin mayores problemas.

#### 4.6.3. Ventilación de chimeneas.

Siendo las chimeneas labores ciegas y con mayor nivel de riesgo por la acumulación de monóxido en el tope de la chimenea, MTP cumple con lo dispuesto en DS 024-2016 EM y su modificatoria DS 023 - 2017 EM, disponiendo ventilación forzada con aire comprimido a través de una línea auxiliar de ventilación (tercera línea), con aire permanente durante las 24 horas del día que garantiza el desarrollo del ciclo completo.

#### 4.6.4. Ventilación de tajos de explotación.

El diseño de las chimeneas cada 60 metros tiene tres objetivos básicos: exploración vertical, ventilación de labores y servicios (camino, tuberías, etc.), en los tajos diseñados se proporcionará más 01 ventilador de 5 000 CFM.

#### Requerimiento de aire fresco en interior de mina

Tabla 39.

*Cantidad de personal que ingresa a mina por turno*

AREA	N° TRABAJ.
Operación Mina	9
Geología	1
Ingeniería	1
Seguridad	1
Maestranza	1
Electricistas	1
Servicios mina	1
<b>TOTAL PERSONAL POR TURNO</b>	<b>15</b>

Tabla 40.

*Requerimiento de aire fresco en mina para la ventilación*

<b>Aire fresco en mina para la ventilación</b>		
1.- N° Trabajadores / Guardia	Unid.	15
2.- Area promedio de labores de mina	m <sup>2</sup>	2,71
3.- Numero de niveles a trabajar	Unid.	1
4.- Velocidad minima (Dinamita)	m/min	20
<b>1.- CAUDAL PARA PERSONAL DE 1500 A 3000 m.s.n.m</b>	<b>m<sup>3</sup> / min</b>	<b>CFM</b>
	$Q_1 = n * 4$	60      2 118,9
<b>2.- CAUDAL PARA DILUIR CONTAMINANTES DE VOLADURA</b>	<b>m<sup>3</sup> / min</b>	<b>CFM</b>
	$Q_2 = V * AP * N^{\circ}$ Niveles	54,2      1 914,073
<b>3.- TOTAL CAUDAL REQUERIDO</b>	<b>m<sup>3</sup> / min</b>	<b>CFM</b>
		114,2      4 032,973

Tabla 41.

*Balance de aire para ventilar la mina*

<b>INDICADORES</b>	<b>m<sup>3</sup> / m in</b>	<b>CFM</b>
Ingreso aire fresco por bocamina	283,17	1 0000
Aire requerido	114,2	4 032,973
Balance	168,97	5 967,027
<b>% Cobertura</b>	<b>248%</b>	

**4.7. Servicios auxiliares**

Los servicios auxiliares son actividades tan importantes que hacen posible que se lleven a cabo con normalidad las operaciones de producción minera. En el caso específico de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro, en cuanto a consumo diario de aire, agua y energía eléctrica, se considera:

Tabla 42.

*Consumo de aire comprimido (CFM), energía eléctrica (kw) y consumo de agua (m<sup>3</sup>)*

<b>Consumo de aire comprimido (CFM)</b>		
Máquinas perforadoras	609,00	CFM
Pala neumática	250,00	CFM
<b>TOTAL</b>	<b>859,00</b>	<b>CFM</b>
<b>Consumo de energía eléctrica (kw)</b>		
Alumbrado publico y viviendas	5	Kw
Compresoras	200	Kw
Winches electricos	15	Kw
Ventiladores	22	Kw
Otros	2	Kw
<b>TOTAL</b>	<b>244</b>	<b>Kw</b>
<b>Consumo de agua (m<sup>3</sup>)</b>		
Por gravimetría de la parte superior	5 m <sup>3</sup>	

#### 4.7.1. Descripción de equipos

##### **Palas neumáticas**

Las palas neumáticas son equipos que trabajan con aire comprimido a una presión aproximada de 90 Psi, las palas en general constan de tres unidades principales: la parte inferior, la parte del puente giratorio llamado también torna mesa y la parte superior o parte frontal. Estos equipos son utilizados para el carguío de mineral y desmonte a los carros mineros U35.

En la unidad minera se cuenta con 01 pala EIMCO 12B y una ATLAS COPCO LM36.

##### **Locomotoras**

Las locomotoras son equipos accionados por un motor eléctrico el cual es alimentado por una batería en corriente continua a una tensión de 48 o 76 VCC, la

función de estos equipos es de remolcar carros U35 los cuales están cargados de mineral o desmonte, evacuando desmonte de las galerías y mineral de los buzones de los tajos a los buzones principales.

En la unidad minera se cuenta con 01 locomotoras de 2,5 Ton, en modelo GOODMAN.

### **Winches de arrastre**

Equipos mecánicos accionados por un motor eléctrico de 10 HP los cuales se utilizan para jalar relleno o mineral en los tajos con una rastra de 18”.

En la unidad minera se cuenta con 02 winches de arrastre de 10 HP, ubicados en los diversos tajos.

### **Energía eléctrica**

En la unidad minera se cuenta con 01 sub estación eléctrica, se utilizan según la demanda de energía requerida por la mina; a continuación, se detalla:

Sub Estación de 300KVA que genera 300 KW a 440V.

### **Compresora**

Estos equipos proporcionan aire comprimido y se conectan por medio de tuberías a un pulmón, del cual se distribuye por medio de tuberías de polietileno a las diferentes zonas de operación donde se utilizan para accionar las máquinas perforadoras y palas neumáticas.

En la unidad minera se cuenta con 01 compresora eléctrica con una capacidad según la demanda de aire comprimido en la mina.

Compresora eléctrica ATLAS COPCO GR200 de 926 CFM.

## **Ventiladores**

Los ventiladores son accionados por un motor eléctrico de jaula de ardilla, que mueve alabes, los cuales proporcionan una ventilación forzada.

Los ventiladores son utilizados para ventilar tanto las labores de avance como las labores de explotación y disipar los gases producto de los disparos.

En la unidad minera se cuenta con 03 ventiladores de diferentes capacidades, los cuales se detallan a continuación:

Ventiladores de 5, 000 CFM/3500 RPM de 440V - 10 HP.

Ventiladores de 10, 000 CFM/3500 RPM de 440V - 30 HP.

Ventiladores de 20, 000 CFM/3500 RPM de 440V - 15 HP.

### **4.8. Planeamiento minero**

La planta Antahuila, ubicada en Ananea y propiedad de la misma empresa cuenta con una capacidad instalada y autorizada para tratar 700 toneladas de mineral al mes. Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro aportará 700 Ton/mes.

Se plantea elaborar un planeamiento minero a un año y cinco meses, basado en las reservas disponibles; tomando en cuenta la entrada en producción de la veta Aricato, continuando con los siguientes aspectos; programa de avance lineal: exploración, desarrollo y preparación; programa de producción.

#### **4.8.1. Resumen del programa de operaciones del año 2018 – 2019**

Los resúmenes son anexados en el presente proyecto de investigación detalladamente del año 2018 en el anexo 14 y el resumen del programa de operaciones del año 2019 se muestra en el anexo 15.

## 4.9. Costos de operación

### 4.9.1. Costo de operación mina

El costo de operación mina se estima en 72,87 US\$/Tm de mineral extraído que corresponden a un volumen de operación proyectados de 8 400 Tm anuales, los cálculos efectuados para la determinación de este costo se muestran a continuación:

Tabla 43.

*Costo de operación*

<b>Rubro</b>	<b>US\$/TM</b>
1.- Costos de labores de exploración y desarrollo (Anexo 16)	3,45
2.- Costos de labores de preparación (Anexo 16)	6,57
3.- Costos de minado (tajeo) (Anexo 16)	
- Perforación y voladura	16,53
- Limpieza y extracción	5,70
- Relleno	4,38
4.- Costo de carguío y transporte (Anexo 16)	8,94
Costo sub-total de operación mina	45,57
Gastos generales mina (Anexo 16)	27,30
Costo total de operación mina	72,87

Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.

### 4.9.2. Costo de operación de planta de tratamiento

Los costos de operación de la planta de beneficio proyectado se muestran en la tabla 44.

Tabla 44.

*Costo de operación de planta de tratamiento*

<b>Rubro</b>	<b>US\$ /Tm</b>
1.- Mano de obra	11,04
2.- Insumos y materiales	30,57
3.- Refinación	3,00
4.- Mantenimiento y reparación equipo, maquinaria	2,70
5.- Imprevistos 15%	7,08
Costo total de operación planta de tratamiento	54,39

Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.



### 4.9.3. Costo de operación de servicios auxiliares

El costo de operación de servicios auxiliares se desarrolla de la siguiente manera:

#### Combustible, llantas, lubricantes

El consumo por transporte (camioneta), en lo que corresponde a lubricantes se considera aceites y grasas para el normal funcionamiento de camioneta, generador, compresora y otros. Las llantas consumidas en camioneta también están incluidas en los costos; estos se dan en la tabla 45.

Tabla 45.  
*Costo de combustible, llantas, lubricantes*

<b>Combustible u otros</b>	<b>Cantidad (gal/mes.)</b>	<b>US\$ (unidad)</b>	<b>US\$ (mes)</b>	<b>US\$ (año)</b>	<b>US\$/TM</b>
Costo de petróleo	3 042,00	4,82	14 662,44	175 949,28	20,95
Costo de aceite	42	9	378,00	4 536,00	0,54
Costo de grasas	19	4,5	85,50	1 026,00	0,12
Costo de llantas				1 790,00	0,21
<b>Costo total de servicios auxiliares (transporte):</b>			<b>15 125,94</b>	<b>18 3301,28</b>	<b>21,82</b>

Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.

Costo de administración: Los costos de administración se considera el costo de personal, costo de materiales (oficina) y costos de servicios.

Costo de personal administración: Se considera los gastos administrativos ocasionados en la ciudad de Lima y Puno por los tramites efectuados u otros pagos anuales.

Resumen de costo total de operación: Consecuentemente el costo de operación esperado para la producción de la veta Aricato, de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro, es lo siguiente: tabla 46.

Tabla 46.  
*Costo total unitario de operación*

Área	Importe mensual US\$	Importe anual US\$	US\$/Tm
Mina	51 009,00	612 108,00	72,87
Planta	38 073,00	456 876,00	54,39
Servicios Auxiliares	15 275,11	183 301,28	21,82
Administración	13 839,00	166 068,00	19,77
Comercialización y Ventas	5 250,00	63 000,00	7,5
Sub-total	123 446,11	1 481 353,28	176,35
Imprevistos (10%)	12 344,61	148 135,33	17,64
Total	135 790,72	1 629 488,61	193,99

Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.

Por consiguiente:

Costo total de operación (producción): 8 400 tm/año x 193,99 US\$/Tm

1 629 516,00 US\$/año

#### 4.10. Inversión

El estudio de factibilidad para la explotación de la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro, requiere de una inversión total, el cual está constituida por una inversión fija y un capital de trabajo. Se detallan en Anexos 1, 2, 3, 4, 5 y 6, los diferentes rubros de inversión fija.

##### 4.10.1. Inversión fija, directa

La inversión fija está constituida por la inversión fija directa o tangible (bienes físicos, maquinarias vehículos, terrenos, edificaciones, equipo de oficina, muebles, etc.), y por la inversión fija indirecta o intangible (servicios o derechos adquiridos), ver Anexo 6.

Inversión fija directa = US\$ 2 031 915,00

#### 4.10.2. Inversión fija indirecta

Este compuesto por los costos de estudio de factibilidad, ingeniería de detalles, estudio de impacto ambiental, seguros, organización de empresas, puesto en marcha, etc.

Dado el nivel de perfil del presente estudio, se consideró una partida de imprevistos y contingencias por un monto equivalente al 10% de la inversión fija directa. Ascende a Ver Anexo N°5.

Inversión fija indirecta = US\$ 255 691,50

Inversión fija = US\$ 2 287 606,50

#### 4.10.3. Capital de trabajo

El capital de trabajo ha sido calculado en basa al costo de operación 193,99 US\$/tm para un nivel de producción de 23,33 tm/día, para un mes de operación, considerando 30 días de trabajo al mes, ver Anexo 6.

Capital de trabajo mensual = US\$ 135 773,601

#### 4.10.4. Inversión total del proyecto

La inversión comprende los recursos financieros que requiere el proyecto para su ejecución y está determinada por la inversión fija y el capital de trabajo.

La inversión total requerida para la explotación del proyecto, asciende a US\$ 2 423 380,10, cuyo detalle se muestra en el Anexo N°6.

#### 4.10.5. Evaluación económica

El proyecto será rentable si al final de su vida útil el valor actualizado del flujo de ingresos neto es mayor que cero, cuando estos fondos se actualizan haciendo uso de una tasa de descuento para el inversionista.

El proyecto se justificaría solo si es cierto, que el ingreso neto que puede obtenerse al final de su vida útil es mayor que el ingreso neto que se obtendría durante el mismo periodo, invirtiendo las sumas correspondientes en la intervención alternativa que rinde un interés similar al utilizado para actualizar el flujo de ingreso neto generado por el proyecto planteado.

Los indicadores económicos señalan también la factibilidad del proyecto.

#### 4.10.6. Parámetros de producción

Los parámetros considerados para la producción son los siguientes:

Leyes de cabeza, leyes concentrado, reservas, extracción por día, operación por año, producción anual.

Tabla 47.  
*Parámetros de producción*

<b>Rubro</b>	<b>Magnitud</b>
Ley de cabeza	20,19 g/tm Au
Reservas de mineral	9 878, 65 tm
Producción por día	23,33 tm
Días por año	360,00 días

**Valor del mineral**

Para un contenido promedio de oro de 20,19 gr/tm y una recuperación global hasta la obtención de oro refinado de 99,9 %, la contribución económica por concepto del oro recuperable es:

*Precio del oro:* 1 420,00 US\$/onz troy de Au

**Valoración a nivel realista**

Condiciones del mercado internacional

Cantidad: 1 kg.

Precio: 1 420,00 US\$/oz. troy Au.

Con los gastos por concepto de comercialización y otros del 2% del precio del oro, será 98% del precio del mercado para los efectos del cálculo.

Pagos:  $32,15 \text{ oz/kg} * 0,98 * 1420 \text{ \$/onz.troy Au} = 44\ 739,94 \text{ \$/kg.Au}$

Deducciones:

Maquila (8 %):	US\$	3 579,20
Flete y seguro (7%):	US\$	3 131,80
Gastos de embarque (1%)	US\$	447,40
Decreto Ley 21497 (2% exportac.) =	US\$	894,80
	<hr/>	
	US\$	8 053,20

Valor de 1 kg de Au = US\$ 36 686,74

Producción anual:

$$\text{Au: } 20,19 \text{ g/tm} \times 85\% \times 8\,400 \text{ tm/año} \times (1 \text{ kg} / 1000 \text{ g})$$

$$\text{Au: } 144,16 \text{ kg/año}$$

Valor en un año de producción:

144,16 kg/año \* 36 686,74 US\$/kg = 5 288 760,44 US\$/año valor neto de una tonelada de mineral:

$$5\,288\,760,44 \text{ US$/año} / 8\,400 \text{ tm/año} = 629,61 \text{ US$/tm}$$

#### 4.10.7. Cálculo del *cut off*

Según lo anterior tenemos que el valor neto de una tonelada de mineral en el nivel realista es: 629,61 US\$/tm

$$20,19 \text{ gr/tm} \times (193,99 \text{ US$/tm} / 629,61 \text{ US$/tm}) =$$

Por consiguiente, el Cutt Off será: 6,22 g/tm

#### 4.10.8. Indicadores económicos

Para hallar los indicadores económicos del proyecto se deberá constituir un flujo de fondos netos económico, tal como se muestra en la tabla 48.

Tabla 48.  
*Flujo de fondos netos económicos*

	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4
Inversión (US\$)	-2 423 380,10				
Ventas de mineral (US\$)		5 288 760,44	5 288 760,44	5 288 760,44	5 288 760,44
Costos de producción (US\$)		1 629 516,00	1 629 516,00	1 629 516,00	1 629 516,00
Utilidad antes de impuestos (US\$)		3 659 244,44	3 659 244,44	3 659 244,44	3 659 244,44
Impuestos 30% (US\$)		1 097 773,33	1 097 773,33	1 097 773,33	1 097 773,33
Utilidad después de impuestos (US\$)		2 561 471,11	2 561 471,11	2 561 471,11	2 561 471,11
Flujo de fondos netos econom. (US\$)	-2 423 380,10	2 561 471,11	2 561 471,11	2 561 471,11	2 561 471,11

De donde se obtiene, a una tasa de descuento del 10% anual los siguientes indicadores:

Tabla 49.

*Indicadores económicos*

<b>tasa de descuento</b>	<b>10%</b>
VANE (US\$)	5 696 138,66
TIRE (%)	98,95%
B/C	3,35

Lo que demuestra que el presente proyecto es totalmente rentable.

#### 4.11. Discusión de resultados

La investigación planteó establecer el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente considerando las características geomecánicas, geométricas del depósito mineral aurífero y operaciones unitarias en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandía, Puno.

Los resultados de la investigación presentan una validez interna alta, en cuanto a contenido, constructo y criterio; asimismo. La muestra fue suficiente, lo que garantiza la calidad de los resultados. El diseño estadístico y la presentación de las tablas de frecuencia son las que más guardan coherencia con el tipo y diseño de investigación.

A partir de lo mencionado, en cuanto a la validez externa, los materiales, anexos y resultados pueden generalizarse a otros contextos.

En cuanto al análisis comparativo con otros estudios, se observó que, en el estudio de Medina, P. (2000), en cuanto al planeamiento, tiene un costo de producción de 53,90 dólares por tonelada y en nuestra investigación tiene 149,08 dólares por tonelada, el elevado margen de trabajo se debe a que en la mina

Rinconada no se considera la mano de obra de los trabajadores debido a que se trabaja mediante el método del cachorro, y en nuestra investigación propia se considera todos esos costos operacionales de acuerdo a las leyes que rigen en el país. Asimismo, se muestra que los métodos de trabajo son muy diferentes por que los factores geométricos y geomecánicos no cumplen con solo un ejemplo que el ángulo de los mantos en Rinconada es de  $30^\circ$  y en la minera Lumuya es de  $75^\circ$ , trayendo una diferencia considerable.

Por su lado Quispe, A. (2013), encontró que el ciclo de minado de las operaciones de explotación considera las operaciones unitarias: perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, carguío y transporte de desmonte y beneficio de mineral; en la investigación de Cenzano, C. (2010), también se logró optimizar las operaciones de la empresa, generando máximas tasas de rentabilidad por la explotación de minerales auríferos de vetas, filones angostos, logrando un adecuado control de costos y aplicando tecnologías de bajo costo operativo, logrando una mecanización similar a la mediana minería; mientras que en la actual investigación se estudió y aportó con el control de operaciones unitarias de perforación-voladura, acarreo-transporte y sostenimiento.

La Torre, F. (2012) incurre en dilución del mineral por disparar un ancho de minado 0,40 m.; ya que nuestra estructura es de 0,12 m. por lo tanto esta dilución se controla no excediendo el ancho de minado; mientras que en la actual investigación se tiene una dilución de 23.78g Au/TM. Asimismo, Laura, H. (2010), encontró que la productividad en función de toneladas de mineral por horas guardia, de la opción corte y relleno ascendente semimecanizado es de 16.80 % en comparación de la opción corte y relleno ascendente convencional que es de 6,72



%; mientras que en la actual investigación la producción diaria es de 23,3 TM/día, producción mensual 700 TM/mes, producción anual de 8 400 TM/año.

Con el estudio de Ortega, R. (2001), la actual investigación tiene similitudes, porque se considera plazos de corto, mediano y largo plazo.

Con la investigación de Zevallos, E. (2001), la actual investigación comparte resultados, debido a que se concluye que con una optimización con las fases de minado se logra mayores rendimientos y, por lo tanto, disminución de costos las cuales inciden en una mayor utilidad de la Empresa.

Por otro lado, en el estudio de planeamiento de Mena (2012) tiene un costo de producción de 364,77 dólares por tonelada y en nuestra investigación se tiene 193,99 dólares por tonelada, la diferencia de este costo es por la consideración del porcentaje de participación de los trabajadores que es (8%), y el impuesto a la renta (30%), también se toman en cuenta el costo incurrido en las inversiones y los gastos administrativos llevados a cabo en la oficina central de la compañía queda en la ciudad de Lima.

A partir del análisis comparativo con otros estudios, puede asumirse que, los resultados encajan con los conocimientos o estudios previos (en la mayoría de casos), debido a que para el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente se considera las características geomecánicas, geométricas del depósito mineral aurífero y operaciones unitarias en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro – Sandia, Puno.

En cuanto a la contrastación de la hipótesis, los hallazgos de la investigación confirman las hipótesis de investigación (lo mismo sucede con las dimensiones, subvariables o indicadores).

De lo expuesto, surgen nuevas hipótesis y nuevos temas de investigación, como el análisis comparativo entre planeamientos de minado de diversas empresas.

## CONCLUSIONES

Se ha establecido el planeamiento de minado para el método de corte y relleno ascendente en la veta Aricato de la Unidad Operativa Lumuya Rey de Oro – Sandia, Puno; evaluando las características fundamentales que se requiere para su elección y el método de corte y relleno ascendente con el procedimiento analítico de interpolación de la tabla numérico propuesto por Nicholas (1 981), modificado por UBEC ha alcanzado un puntaje de 34 puntos como una buena alternativa por ser vetas angostas de alto buzamiento.

El estudio geomecánica del macizo rocoso de acuerdo al reporte de laboratorio FIM UNA está conformado por pizarra piritosa de densidad 2,82 gr/m<sup>3</sup>, la RCU 84,21 MPa de laboratorio, RCU por método no destructivo es 94 MPa, la veta tiene densidad de 2,92 gr/cm<sup>3</sup> y RCU es 92,66 MPa con esclerómetro, el dominio estructural es de 03 familias de discontinuidades, con RMR corregido de 48, tipo de roca III, de calidad regular o media, el RMR máximo de caja piso es 59 y mínimo de 35, el RMR de caja techo máximo es 57 y mínimo de 41, y el RMR de mena máximo es de es 55 MPa y mínimo de 36, respectivamente se encuentran en el rango de roca moderado a debil de  $35 < RMR \leq 60$ , se opera con secciones angostas, sostenimiento con puntales y relleno detrítico.

Respecto a las características geométricas del depósito mineral aurífero considerando forma, potencia y inclinación, el rumbo tiene un valor máximo de N55°W mínimo de N 27° W, el buzamiento máximo es 80°NE y buzamiento mínimo es 70° NE la geometría del depósito mineral es tipo irregular, el ancho de la veta promedio es de 0,30 m aproximadamente y el ancho de veta mínimo es 0,02 m. y el ancho máximo es de 0,50 m. es decir está considerado como vetas angostas

y verticales con alto buzamiento, el proyecto planteado se encuentra a una profundidad de 400,00 m considerado como carga litostatica de 7,573 MPa para el macizo rocoso de pizarra, se cuenta con bloques: ancho 60 m; altura 50m; Buzamiento 75°NE; densidad de 2,92 gr/cm<sup>3</sup>; con un total de reservas minables y accesibles de 9 878,65 tm; con una ley mínima de explotación 6,22 g/tm.

La rentabilidad del programa será para las leyes de mineral mayores a 6,22 gr Au/tm, teniendo como reserva probada y accesible en los 4 bloques 9 878,65 tm, producción diaria de 23,3 tm/día, producción mensual 700 tm/mes, producción anual de 8400 tm/año, con una capacidad de planta de tratamiento de 700 tm/mes una vida útil de 15 meses, mediante un adecuado control de operaciones unitarias de perforación-voladura masiva de 18,40 m; acarreo con winche de 10 hp; transporte con locomotora de 1.5 tm y carros mineros U-35 y sostenimiento con puntales y plantilla de madera, que permitirá generar mayores beneficios económicos con la aplicación de método corte relleno ascendente.

## RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar planeamiento de minado en yacimientos similares de Oro en la formación Carabaya Sandía cuya ley promedio es variable como en caso de la veta Aricato, y realizar el balance económico y obtener la viabilidad del proyecto, a partir de mantos de cuarzo de reducida potencia, con exploración, preparación de labores y acarreo subterráneo.

Para tener una mejor información sobre la calidad del macizo rocoso se recomienda realizar comparación de resultados de RMR de Bieniawski con los datos de laboratorio y con datos no destructivos en cada una de las progresivas que requieren determinar la calidad del macizo rocoso.

De acuerdo a las características geomorfológicas de la selva y ceja de Selva no es posible identificar las vetas dentro de la vegetación que requiere de trabajos adicionales de desbroce de la vegetación y de rocas meteorizadas de pizarra se recomienda realizar perforaciones diamantinas en lugares accesibles con el fin de tener una información de mineralización a profundidad.

Continuar con los trabajos de exploraciones lo cual ayudara con el crecimiento sostenido de recursos minerales que posterior mente podría pasar a ser reservas de mena, información de gran importancia también en la elaboración de un planeamiento con mayor detalle y exactitud.

**REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS**

- Arias, F. (2012). *El proyecto de investigación. Introducción a la metodología científica*. (5ª ed.). Caracas, Venezuela: Episteme.
- Bautista, J. (2017). *Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la unidad operativa Pallancata – proyecto Pablo- compañía minera Ares S.A.C*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications*, New York.
- Bullock, R. (2001). *Planificación general para una mina subterránea metálica*.
- Bustillo, M. (1997). *Manual de evaluación y diseño de explotación de minas*. Universidad Politécnica de Madrid.
- Cenzano, C.:(2010). *Optimización de operaciones en la Empresa Minera Cenzacont SRL Minas Ana María – la Rinconada*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.
- Colquehuanca, E. (2016). *Planeamiento de minado a largo plazo haciendo uso de software whittle 4.4 Cia Minera aurífera Santa Rosa COMARSA S.A*. Arequipa: Facultad de Geología, Geofísica y Minas – Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Córdova, D. (2004), “*Dimensionamiento del minado del cuerpo Magaly – Tajeo 775 Mina Socorro*”. Pág. 1-24.
- Cruz, J. (2016). *Planeamiento de minado a corto plazo con la implementación de herramientas informáticas en Cia Minera Catalina Huanca S.A.C. trafigura beheer B.V. mining*. Arequipa: Facultad de Geología, Geofísica y Minas – Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.

- Cuenta, C. (2002). *Planeamiento y diseño de minado subterráneo para incrementar la producción en el yacimiento Hullifero Alto Chicama – La Banda – Otuzco – La – Libertad*. Apurímac: Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.
- Cutipa, R. (2004). *Mecanización en la explotación en cuerpos mineralizados aplicando corte y relleno ascendente en la cia. Minera Atacocha S.A.A. – Cerro de Pasco*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.
- Delgado, J. (2008) *Apuntes del curso de planificación de minas. Planificación subterránea y de superficie [diapositivas]. Material de enseñanza*. Antofagasta: Universidad de Antofagasta.
- ed., SME-AIME, New York, pp. 39–53.
- Hartman, I. (1992). Society for mining, metallurgy and exploration, inc., “*sme mining engineering handbook*”. David E, Nicholas “*applications of underground mining methods*”, pag. 2093
- Hustrulid W. & Bullock, (2001). *r: underground mining methods handbook*, sme.
- Instituto Geologico Minero y Metalúrgico, (1999). *análisis del estado tecnológico de los métodos de explotación subterránea*. aplicadas en las minas del Perú convenio ingemmet-kfw-oim.
- La Torre, F. (2012). *Método de explotación en corte y relleno ascendente en vetas angostas*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.
- Laura, H. (2010), *Implementación del método corte y relleno ascendente semi-mecanizado para mejorar la productividad en Mina Julcani, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A*. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Llanque, O. (2011). *Minería subterránea y casos prácticos*. Puno.

- Lopez, C. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Instituto Tecnológico Geominero de España. 2da ed. Madrid, Instituto Geológico y Geominero de España.
- Medina, P. (2000). *Planeamiento de producción para la explotación del yacimiento aurífero de Riticucho - La Rinconada Puno*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.
- Mena, A. (2012). *Planeamiento de minado subterráneo para vetas angostas. Caso práctico; Mina Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titan S.R.L.* Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Nicholas, D.E., (1981) “*Method selection numerical approach*” *Design and operation of caving and sublevel stoping mines*, Chap. 4, D. Stewart, ed., SME-AIME, New York, pp. 39–53.
- Novitzky, A. (1975). *Métodos de explotación subterránea y planificación de minas*.
- Ortega, A. (2001). *Planeamiento de minado subterráneo a corto, mediano y largo plazo*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.
- Patiño, E. (2002). *Sistema de información para planeamiento de producción minera*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.
- Plá Ortiz de Urbina F., Moyano I, Juan Herrera J., Plá de la Rosa F (2001), *Texto académico curso de evaluación y planificación minera*. Universidad Politécnica de Madrid, Madrid – España, p 3.
- Quispe, A. (2013). *Plan de minado en la Corporación Minera Ananea presentado*. Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería.



- Quispe, M. (2009). *Planeamiento de programación de producción de extracción de minerales a corto plazo en minería subterránea*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.
- Snmpe. (2001). *minería del oro en Iberoamerica*, ed. Graficos Montereyna s.a. Madrid
- Tumialan, P. (2003). *Compendio de yacimientos minerales en el Perú*. Ingemmet. 619 p.  
potencial aurífero del yacimiento Ana María, Cia Minera urifera Ana Maria s.a.,  
Febrero 1992.
- Turpo, E. (2014). *Planeamiento de minado para una mejor explotación del yacimiento esperanza de Caraveli*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.
- Yana, R. (2014). *Planeamiento de minado a mediano plazo Empresa minera Santa Luisa S.A. Proyecto Mina Atalaya*. Arequipa: Facultad de Geología, Geofísica y Minas – Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Zevallos, E. (2001). *Aplicación del método “corte y relleno ascendente” en vetas angostas*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano.

## ANEXOS

Anexo 1. Inversión fija directa en mina

Descripción	Cantidad	Precio Unitario US \$	US \$
<b>a.- Labores mineras:</b>			
Exploración y desarrollo	1	50,000.00	50,000.00
Preparación	1	38,500.00	38,500.00
Ensanche de galerías	1	9,000.00	9,000.00
<b>b.- Maquinaria y equipos:</b>			
Compresora eléctrica Atlas Copco GR200 de 926 CFM	1	113,000.00	113,000.00
Ventilador de 5,000 CFM	1	3,000.00	3,000.00
Ventilador de 10,000 CFM	1	6,000.00	6,000.00
Ventilador de 20,000 CFM	1	15,000.00	15,000.00
<b>Máquinas perforadoras</b>			
Jackleg	4	18,000.00	72,000.00
Stopper	1	16,000.00	16,000.00
Panel de lámparas	1	600	600.00
Carros mineros U-35	10	7,500.00	75,000.00
Pala neumática	2	20,000.00	40,000.00
winche eléctrico	2	5,000.00	10,000.00
locomotora	1	18,000.00	18,000.00
<b>c- Materiales y herramientas</b>			
Tubería $\Phi$ 2`` PVC (m)	250	27.4	6,850.00
Tubería $\Phi$ 3`` PVC (m)	250	30	7,500.00
Tubería $\Phi$ 3`` F°G° (m)	60	35	2,100.00
Manguera de jebe 1/2`` $\Phi$ (m)	200	35	7,000.00
Manguera de jebe 1`` $\Phi$ (m)	200	50	10,000.00
Línea de cauville (m)	100	50	5,000.00
Juego de barrenos	2	4,300.00	8,600.00
total, inversión fija en mina			513,150.00

## Anexo 2. Inversión fija en planta de tratamiento

Descripción	US \$
<b>a- Equipos principales para la operación:</b>	
<b>Trituración y molienda:</b>	
Tolva de gruesos 40 tm., parrilla Grizzly 5'x6r, chancadora de quijadas 10"x 16", chuts de descarga para chancadora, faja transportadora de 18"x15m., tolva de finos de 50tm, faja aumentadora de mineral 18' x 25', molino de bolas de 5' F x 5' de long. y accesorios, clasificador de espiral de 20"x 13'	239,400.00
<b>Circuito de Cianuración:</b>	
Bomba centrífuga vertical F 1' espesadores de 15' x 8', bombas diafragma F 2", agitadores de 12' x 12'	359,500.00
<b>Circuito Precipitado:</b>	
Tanque clasificador de 7', tanque recibidor de líquidos 18"x 5', bomba vacío, tanque mezclador de 3 x3 'x3', bomba centrífuga horizontal F 1"	69,500.00
<b>b- Equipos Auxiliares:</b>	
Balanza mecánica para faja, muestreador automático de 18", bomba centrífuga del", tanque metálico 10"x12', alimentador de reactivos secos, alimentador de reactivos líquidos	128,000.00
<b>c- Instalaciones:</b>	
Un lote de elementos de instalación de fújuo, base para molino, chutes, canaletas, líneas de agua y reactivo	192,500.00
Madera para edificio, techo cubierto con planchas de calamina por la zona de tolva de gruesos, chancadora de quijadas, faja transp, techo y paredes cubierta de calamina para la zona de tolva de finos, molienda agitación y precipitación (no se incluye la cobertura de los espesadores).	
Un lote de materiales eléctricos incluyendo tablero de control, materiales para la inst. de motores y alumbrado para la planta, incluyendo servicios de instalación.	
Un lote para servicio de montaje de equipo edificio, interconexión de elementos de flujo	
<b>Sub-total</b>	<b>988,900.00</b>
<b>d- Laboratorio analítico:</b>	
Chancadora de quijadas de 5' x 6' chancadora de rodillos de 10"x 6", cuarteador de muestras, un Rfc-tap, destilador de agua, estufa, termas, muflas, ventilador, balanza	57,500.00
<b>Total, inversión fija en planta de tratamiento</b>	<b>1,046,400.00</b>

Anexo 3. Inversión en servicios generales

Descripción	US\$
<b>a- Planta de fuerza:</b>	
Sub estación de 300 KW a 440 V	125,000.00
Tanque para petróleo de 250 Gis	22,500.00
<b>b- Maestranza:</b>	
Equipo de soldar, prensa, esmeril, afilador barrenos, fragua, llaves.	25,500.00
<b>c- Carpintería:</b>	
Aserrador y herramientas	9,000.00
<b>d- Taller eléctrico:</b>	
Instrumentos (ohmiómetro, voltímetro, multitester, megahómetro).	5,000.00
<b>e- Comunicaciones:</b>	
Radio transmisor y receptor (existe, solo mantenimiento)	5,000.00
<b>f- Vehículos:</b>	
2 volquete Diessel de 15 m3	140,000.00
1 camioneta Toyota Hi Lux	31,250.00
Camión petrolero D-300 (existe, solo reparación)	10,000.00
<b>g- Mobiliario:</b>	
Para oficina: escritorio, archivos, calculadora, tres comput, impres.	50,000.00
Obreros: catres, camarotes, colchones, trazadas y otros	6,000.00
Empleados: catres, colchones, frazadas y otros	4,500.00
<b>Total inversión en servicios generales</b>	<b>433,750.00</b>

Anexo 4. Inversión en obras civiles

Descripción	US\$
a.- Campamento y talleres	20,000.00
b.- Mejoramiento de carretera	7,500.00
c- Construcción tolva	3,615.00
d.- Reservorio C°A°, 36 m3 capacid. (existe mantenimiento)	7,500.00
<b>Total inversión en obras civiles</b>	<b>38 615.00</b>

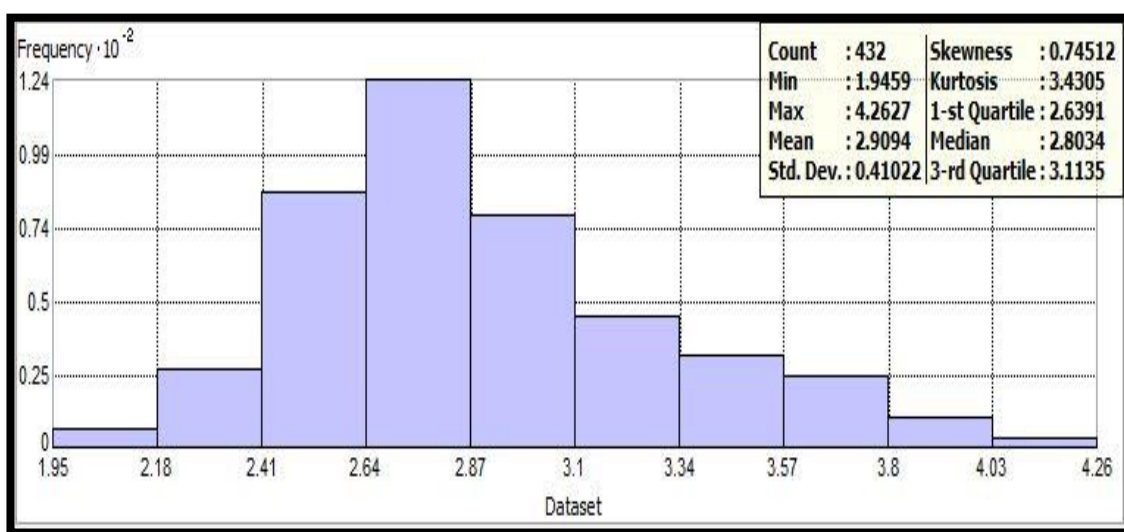
## Anexo 5. Inversión fija indirecta

Descripción	US\$
a.- Estudio de ingeniería	12,500.00
b.- Estudio de impacto ambiental	5,000.00
c.- Transporte y montaje de equipo	10,000.00
d.- Seguros	10,000.00
e.- Organización de la empresa	5,000.00
f.- Imprevistos y contingencias 10%	203,191.50
g.- Puesta en marcha	10,000.00
<b>Total inversión fija indirecta</b>	<b>255,691.50</b>

## Anexo 6. Inversión total del proyecto

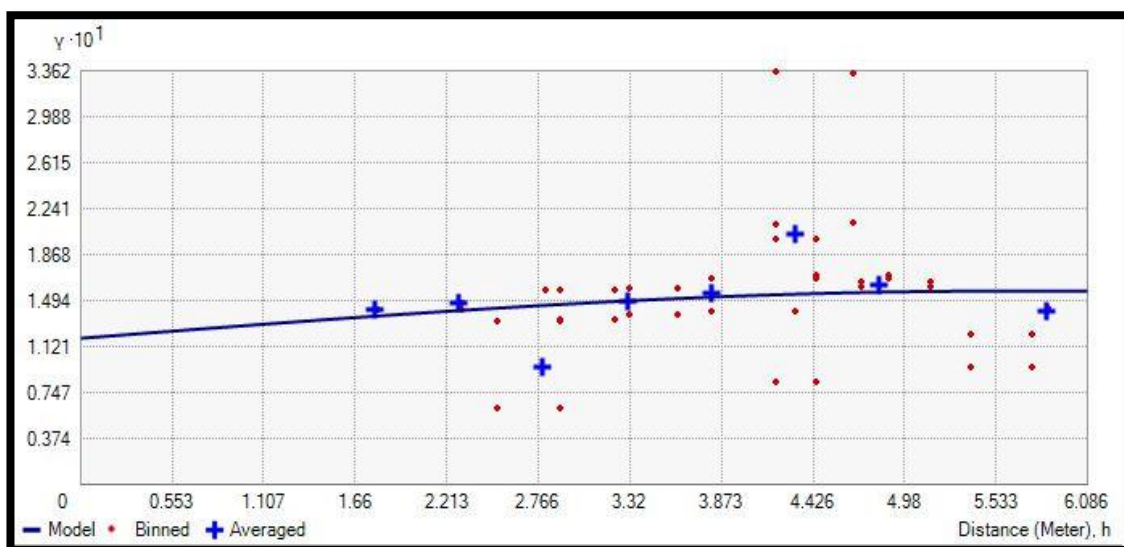
<b>1 Inversión fija</b>		<b>2,287,606.50</b>
<b>Directa</b>	<b>2,031,915.00</b>	
En mina	513,150.00	
En planta	1,046,400.00	
En Servicios Generales	433,750.00	
En Obras Civiles	38,615.00	
<b>Indirecta</b>	<b>255,691.50</b>	
Estudio de Ingeniería.	12,500.00	
Estudio de Instrumento de Gestión Ambiental Correctivo	5,000.00	
Transporte y montaje de equipo	10,000.00	
Seguros	10,000.00	
Organización de la Empresa.	5,000.00	
Imprevistos y contingencias (10%)	203,191.50	
Puesta en marcha.	10,000.00	
<b>2 Capital de trabajo</b>		135773.601
<b>Total inversión</b>		<b>2,423,380.10</b>

Anexo 7. Variograma de leyes de muestreo



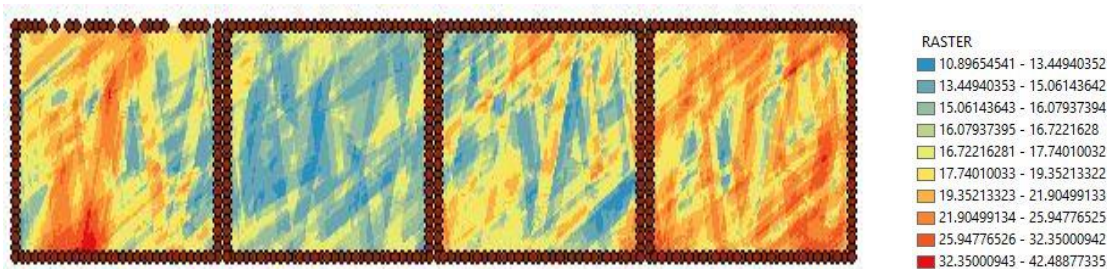
Histograma logarítmico de las muestras de oro. Entre mediana y media

Fuente: investigador.

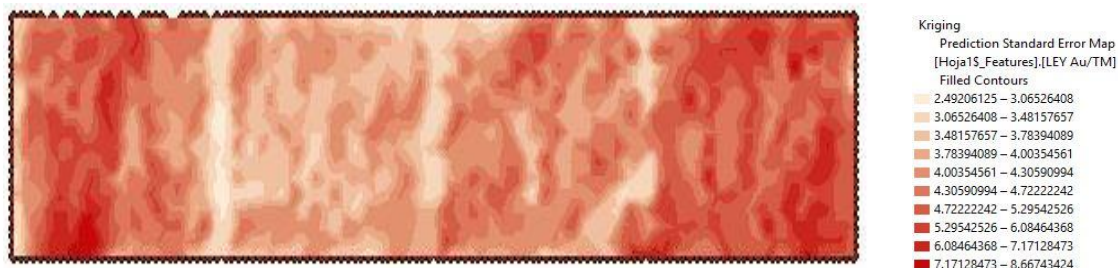


Semivariograma con el método kriging, la relación entre la dirección y la distancia, en donde la línea azul viene a ser el modelo, el punto rojo son los datos tomados, y las cruces de color azul vendrían a ser el promedio que nos generaría el variograma.

Fuente: investigador.



Mapa de interpolación, en donde vemos que los rangos son mayores que en el mapa de error.  
 Fuente: investigador.



Mapa de error, en donde vemos que los rangos son menores que en el mapa de interpolación.  
 Fuente: investigador.



**Anexo 8****Resultados del muestreo del bloque uno**

Ancho mínimo de explotación	1.25m	Ancho diluido	0.41m
Factor de dilución	37.8%	Ley diluido	15.79g Au/TM
Ley mínima de corte	0.11m		
	6.22 g Au/TM		

**Reporte de leyes chimenea 1NW**

CHIMENEA 1 NW						
N° MUESTRA	CODIGO	LEY Au/Tm	POTENCIA (m)	ANCHO CIRCADO (m)	LEY X ANCHO DILUIDO	LEY DILUIDO Gr-Au/Tm
1	CH NW + 2	11	0.25	0.36	3.96	7.64
2	CH NW + 4	13.5	0.21	0.32	4.32	8.86
3	CH NW + 6	13	0.24	0.35	4.55	8.91
4	CH NW + 8	17	0.1	0.21	3.57	8.10
5	CH NW + 10	15	0.1	0.21	3.15	7.14
6	CH NW + 12	18	0.34	0.45	8.1	13.60
7	CH NW + 14	14	0.3	0.41	5.74	10.24
8	CH NW + 16	19.5	0.33	0.44	8.58	14.63
9	CH NW + 18	10	0.3	0.41	4.1	7.32
10	CH NW + 20	12	0.3	0.41	4.92	8.78
11	CH NW + 22	13	0.25	0.36	4.68	9.03
12	CH NW + 24	21	0.5	0.61	12.81	17.21
13	CH NW + 26	13	0.3	0.41	5.33	9.51
14	CH NW + 28	17	0.23	0.34	5.78	11.50
15	CH NW + 30	16	0.24	0.35	5.6	10.97
16	CH NW + 32	13	0.22	0.33	4.29	8.67
17	CH NW + 34	23	0.3	0.41	9.43	16.83
18	CH NW + 36	25	0.3	0.41	10.25	18.29
19	CH NW + 38	10	0.33	0.44	4.4	7.50
20	CH NW + 40	13	0.32	0.43	5.59	9.67
21	CH NW + 42	16	0.2	0.31	4.96	10.32
22	CH NW + 44	10	0.2	0.31	3.1	6.45
23	CH NW + 46	13	0.1	0.21	2.73	6.19
24	CH NW + 48	12.5	0.3	0.41	5.125	9.15
25	CH NW + 50	13	0.3	0.41	5.33	9.51
<b>TOTAL</b>		<b>371.5</b>	<b>6.56</b>	<b>9.31</b>	<b>140.395</b>	<b>261.77</b>

ANCHO DILUIDO	9.31/25	= 0.37	m
LEY DILUIDO	140.395/9.31	= 15.08	Au gr/TM
LEY CORREGIDA	15.08*0.9	= 13.57	Au gr/TM
LEY PROMEDIO	140.395/6.56	= 21.40	Au gr/TM
ANCHO PROMEDIO DE VETA	6.56/25	= 0.26	m





**Resultados del muestreo del bloque uno**

Ancho mínimo de explotación 1.25m Ancho diluido 0.41m  
 Factor de dilusión 37.8% 0.11m Ley diluido 15.79g Au/TM  
 Ley mínima de corte 6.22 g Au/TM

**Reporte de leyes Galería Aricato Nivel 620**

GALERIA ARICATO NIVEL NIVEL 620						
N° MUESTRA	CODIGO	LEY Au/Tm	POTENCIA (m)	ANCHO CIRCADO (m)	LEY X ANCHO DILUIDO	LEY DILUIDO Gr-Au/Tm
1	G620 + 2	20	0.21	0.32	6.4	13.13
2	G620 + 4	19	0.31	0.42	7.98	14.02
3	G620 + 6	17	0.3	0.41	6.97	12.44
4	G620 + 8	21	0.24	0.35	7.35	14.40
5	G620 + 10	15	0.22	0.33	4.95	10.00
6	G620 + 12	16	0.31	0.42	6.72	11.81
7	G620 + 14	15	0.28	0.39	5.85	10.77
8	G620 + 16	21	0.29	0.4	8.4	15.23
9	G620 + 18	18	0.31	0.42	7.56	13.29
10	G620 + 20	19	0.32	0.43	8.17	14.14
11	G620 + 22	19.5	0.31	0.42	8.19	14.39
12	G620 + 24	30.5	0.33	0.44	13.42	22.88
13	G620 + 26	10	0.18	0.29	2.9	6.21
14	G620 + 28	11.5	0.19	0.3	3.45	7.28
15	G620 + 30	12.5	0.15	0.26	3.25	7.21
16	G620 + 32	18	0.16	0.27	4.86	10.67
17	G620 + 34	16	0.17	0.28	4.48	9.71
18	G620 + 36	22.5	0.18	0.29	6.525	13.97
19	G620 + 38	13	0.29	0.4	5.2	9.43
20	G620 + 40	14	0.27	0.38	5.32	9.95
21	G620 + 42	17	0.31	0.42	7.14	12.55
22	G620 + 44	18	0.17	0.28	5.04	10.93
23	G620 + 46	16	0.32	0.43	6.88	11.91
24	G620 + 48	16	0.31	0.42	6.72	11.81
25	G620 + 50	17	0.29	0.4	6.8	12.33
26	G620 + 52	18	0.31	0.42	7.56	13.29
27	G620 + 54	19	0.3	0.41	7.79	13.90
28	G620 + 56	16	0.3	0.41	6.56	11.71
29	G620 + 58	15.5	0.26	0.37	5.735	10.89
30	G620 + 60	15	0.28	0.39	5.85	10.77
<b>TOTAL</b>		<b>516</b>	<b>7.87</b>	<b>11.17</b>	<b>194.02</b>	<b>363.56</b>

ANCHO DILUIDO 0.37 m  
 LEY DILUIDO 17.37 Au gr/TM  
 LEY CORREGIDA 15.63 Au gr/TM  
 LEY PROMEDIO 24.65 Au gr/TM  
 ANCHO PROMEDIO DE VETA 0.26 m

## Anexo 9

## Resultados del muestreo del bloque dos

ancho mínimo de explotación 1.25m		ancho diluido 0.40m
factor de dilución 37.8%	0.11m	ley diluido 19.76g Au/TM
ley mínima de corte	6.22 g Au/TM	

## Reporte de leyes chimenea 1NW

CHIMENEA 1 NW						
Nº MUESTRA	CODIGO	LEY Au/Tm	POTENCIA (m)	ANCHO CIRCADO (m)	LEY X ANCHO DILUIDO	LEY DILUIDO Gr-Au/Tm
1	CH NW + 2	17	0.3	0.41	6.97	12.44
2	CH NW + 4	15	0.28	0.39	5.85	10.77
3	CH NW + 6	14	0.28	0.39	5.46	10.05
4	CH NW + 8	21	0.27	0.38	7.98	14.92
5	CH NW + 10	30	0.29	0.4	12	21.75
6	CH NW + 12	15	0.3	0.41	6.15	10.98
7	CH NW + 14	14	0.31	0.42	5.88	10.33
8	CH NW + 16	16	0.24	0.35	5.6	10.97
9	CH NW + 18	13	0.3	0.41	5.33	9.51
10	CH NW + 20	10	0.31	0.42	4.2	7.38
11	CH NW + 22	8	0.32	0.43	3.44	5.95
12	CH NW + 24	15	0.29	0.4	6	10.88
13	CH NW + 26	16	0.27	0.38	6.08	11.37
14	CH NW + 28	14	0.28	0.39	5.46	10.05
15	CH NW + 30	18	0.31	0.42	7.56	13.29
16	CH NW + 32	21	0.3	0.41	8.61	15.37
17	CH NW + 34	22	0.3	0.41	9.02	16.10
18	CH NW + 36	22.5	0.28	0.39	8.775	16.15
19	CH NW + 38	26	0.27	0.38	9.88	18.47
20	CH NW + 40	22.5	0.29	0.4	9	16.31
21	CH NW + 42	23.5	0.29	0.4	9.4	17.04
22	CH NW + 44	26	0.28	0.39	10.14	18.67
23	CH NW + 46	25	0.31	0.42	10.5	18.45
24	CH NW + 48	25	0.31	0.42	10.5	18.45
25	CH NW + 50	24	0.32	0.43	10.32	17.86
<b>TOTAL</b>		<b>473.5</b>	<b>7.3</b>	<b>10.05</b>	<b>190.105</b>	<b>343.94</b>

ANCHO DILUIDO	0.40	m
LEY DILUIDO	18.92	Au gr/TM
LEY CORREGIDA	17.02	Au gr/TM
LEY PROMEDIO	26.04	Au gr/TM
ANCHO PROMEDIO DE VETA	0.29	m

















**Anexo 11**

**Resultados del muestreo del bloque Cuatro**

Ancho mínimo de explotación 1.25m      Ancho diluido 0.40m  
 Factor de dilución 37.8%      0.11m      Ley diluido 23.78g Au/TM  
 Ley mínima de corte 6.22 g Au/TM

**Reporte de leyes chimenea 1NW**

CHIMENEA 1 NW						
N° MUESTRA	CODIGO	LEY Au/Tm	POTENCIA (m)	ANCHO CIRCADO (m)	LEY X ANCHO DILUIDO	LEY DILUIDO Gr-Au/Tm
1	CH NW + 2	52	0.31	0.42	21.84	38.38
2	CH NW + 4	42	0.1	0.21	8.82	20.00
3	CH NW + 6	53	0.11	0.22	11.66	26.50
4	CH NW + 8	27	0.13	0.24	6.48	14.63
5	CH NW + 10	34	0.29	0.4	13.6	24.65
6	CH NW + 12	26	0.28	0.39	10.14	18.67
7	CH NW + 14	25.5	0.29	0.4	10.2	18.49
8	CH NW + 16	16	0.31	0.42	6.72	11.81
9	CH NW + 18	17	0.3	0.41	6.97	12.44
10	CH NW + 20	18	0.3	0.41	7.38	13.17
11	CH NW + 22	19	0.25	0.36	6.84	13.19
12	CH NW + 24	16.5	0.5	0.61	10.065	13.52
13	CH NW + 26	28	0.3	0.41	11.48	20.49
14	CH NW + 28	29	0.23	0.34	9.86	19.62
15	CH NW + 30	30	0.24	0.35	10.5	20.57
16	CH NW + 32	32	0.3	0.41	13.12	23.41
17	CH NW + 34	31	0.37	0.48	14.88	23.90
18	CH NW + 36	32	0.35	0.46	14.72	24.35
19	CH NW + 38	33	0.15	0.26	8.58	19.04
20	CH NW + 40	34	0.12	0.23	7.82	17.74
21	CH NW + 42	12	0.13	0.24	2.88	6.50
22	CH NW + 44	40	0.14	0.25	10	22.40
23	CH NW + 46	10	0.1	0.21	2.1	4.76
24	CH NW + 48	12.5	0.12	0.23	2.875	6.52
25	CH NW + 50	13	0.21	0.32	4.16	8.53
<b>TOTAL</b>		<b>682.5</b>	<b>5.93</b>	<b>8.68</b>	<b>233.69</b>	<b>466.27</b>

ANCHO DILUIDO 0.35 m  
 LEY DILUIDO 26.92 Au gr/TM  
 LEY CORREGIDA 24.23 Au gr/TM  
 LEY PROMEDIO 39.41 Au gr/TM  
 ANCHO PROMEDIO DE VETA 0.24 m

**Resultados del muestreo del bloque Cuatro**

Ancho mínimo de explotación 1.25m      Ancho diluido 0.40m  
 Factor de dilución 37.8%      0.11m      Ley diluido 23.78g Au/TM  
 Ley mínima de corte 6.22 g Au/TM

**Reporte de leyes chimenea 2 SE**

CHIMENEA 2 SE						
N° MUESTRA	CODIGO	LEY Au/Tm	POTENCIA (m)	ANCHO CIRCADO (m)	LEY X ANCHO DILUIDO	LEY DILUIDO Gr-Au/Tm
1	CH SE + 2	30	0.28	0.39	11.7	21.54
2	CH SE + 4	19	0.1	0.21	3.99	9.05
3	CH SE + 6	25	0.12	0.23	5.75	13.04
4	CH SE + 8	36	0.13	0.24	8.64	19.50
5	CH SE + 10	42	0.14	0.25	10.5	23.52
6	CH SE + 12	40	0.16	0.27	10.8	23.70
7	CH SE + 14	53	0.13	0.24	12.72	28.71
8	CH SE + 16	19	0.08	0.19	3.61	8.00
9	CH SE + 18	16	0.3	0.41	6.56	11.71
10	CH SE + 20	10	0.21	0.32	3.2	6.56
11	CH SE + 22	13	0.32	0.43	5.59	9.67
12	CH SE + 24	15.5	0.33	0.44	6.82	11.63
13	CH SE + 26	14	0.32	0.43	6.02	10.42
14	CH SE + 28	10.5	0.31	0.42	4.41	7.75
15	CH SE + 30	8	0.3	0.41	3.28	5.85
16	CH SE + 32	16	0.3	0.41	6.56	11.71
17	CH SE + 34	71	0.34	0.45	31.95	53.64
18	CH SE + 36	42	0.29	0.4	16.8	30.45
19	CH SE + 38	13	0.28	0.39	5.07	9.33
20	CH SE + 40	15	0.27	0.38	5.7	10.66
21	CH SE + 42	12	0.31	0.42	5.04	8.86
22	CH SE + 44	10	0.35	0.46	4.6	7.61
23	CH SE + 46	19	0.31	0.42	7.98	14.02
24	CH SE + 48	15	0.3	0.41	6.15	10.98
25	CH SE + 50	13	0.3	0.41	5.33	9.51
TOTAL		577	6.28	9.03	198.77	401.28

ANCHO DILUIDO 0.36 m  
 LEY DILUIDO 22.01 Au gr/TM  
 LEY CORREGIDA 19.81 Au gr/TM  
 LEY PROMEDIO 31.65 Au gr/TM  
 ANCHO PROMEDIO DE VETA 0.25 m

**Resultados del muestreo del bloque Cuatro**

Ancho mínimo de explotación 1.25m      Ancho diluido 0.40m  
 Factor de dilución 37.8%      0.11m      Ley diluido 23.78g Au/TM  
 Ley mínima de corte 6.22 g Au/TM

**Reporte de leyes Galería Aricato Nivel 570**

GALERIA ARICATO NIVEL 570						
N° MUESTRA	CODIGO	LEY Au/Tm	POTENCIA (m)	ANCHO CIRCADO (m)	LEY X ANCHO DILUIDO	LEY DILUIDO Gr-Au/Tm
1	G570 + 2	18	0.3	0.41	7.38	13.17
2	G570 + 4	16	0.31	0.42	6.72	11.81
3	G570 + 6	16	0.28	0.39	6.24	11.49
4	G570 + 8	17	0.29	0.4	6.8	12.33
5	G570 + 10	18	0.15	0.26	4.68	10.38
6	G570 + 12	19	0.16	0.27	5.13	11.26
7	G570 + 14	16	0.17	0.28	4.48	9.71
8	G570 + 16	15.5	0.34	0.45	6.975	11.71
9	G570 + 18	15	0.35	0.46	6.9	11.41
10	G570 + 20	30	0.36	0.47	14.1	22.98
11	G570 + 22	28	0.31	0.42	11.76	20.67
12	G570 + 24	25	0.35	0.46	11.5	19.02
13	G570 + 26	26	0.34	0.45	11.7	19.64
14	G570 + 28	28	0.31	0.42	11.76	20.67
15	G570 + 30	52	0.3	0.41	21.32	38.05
16	G570 + 32	42	0.25	0.36	15.12	29.17
17	G570 + 34	62	0.28	0.39	24.18	44.51
18	G570 + 36	14	0.29	0.4	5.6	10.15
19	G570 + 38	52	0.26	0.37	19.24	36.54
20	G570 + 40	30	0.32	0.43	12.9	22.33
21	G570 + 42	15.5	0.31	0.42	6.51	11.44
22	G570 + 44	18	0.25	0.36	6.48	12.50
23	G570 + 46	14	0.14	0.25	3.5	7.84
24	G570 + 48	15	0.16	0.27	4.05	8.89
25	G570 + 50	18	0.15	0.26	4.68	10.38
26	G570 + 52	19.5	0.28	0.39	7.605	14.00
27	G570 + 54	20.5	0.25	0.36	7.38	14.24
28	G570 + 56	17	0.31	0.42	7.14	12.55
29	G570 + 58	16	0.28	0.39	6.24	11.49
30	G570 + 60	42.5	0.34	0.45	19.125	32.11
<b>TOTAL</b>		<b>735.5</b>	<b>8.19</b>	<b>11.49</b>	<b>287.195</b>	<b>524.26</b>

ANCHO DILUIDO 0.38 m  
 LEY DILUIDO 25.00 Au gr/TM  
 LEY CORREGIDA 22.50 Au gr/TM  
 LEY PROMEDIO 35.07 Au gr/TM  
 ANCHO PROMEDIO DE VETA 0.27 m

**Resultados del muestreo del bloque Cuatro**

Ancho mínimo de explotación 1.25m      Ancho diluido 0.40m  
 Factor de dilución 37.8%      0.11m      Ley diluido 23.78g Au/TM  
 Ley mínima de corte 6.22 g Au/TM

**Reporte de leyes Galería Aricato Nivel 620**

GALERIA ARICATO NIVEL NIVEL 620						
Nº MUESTRA	CODIGO	LEY Au/Tm	POTENCIA (m)	ANCHO CIRCADO (m)	LEY X ANCHO DILUIDO	LEY DILUIDO Gr-Au/Tm
1	G620 + 2	22.5	0.35	0.46	10.35	17.12
2	G620 + 4	13	0.12	0.23	2.99	6.78
3	G620 + 6	14	0.13	0.24	3.36	7.58
4	G620 + 8	17	0.15	0.26	4.42	9.81
5	G620 + 10	18	0.16	0.27	4.86	10.67
6	G620 + 12	16	0.15	0.26	4.16	9.23
7	G620 + 14	16	0.14	0.25	4	8.96
8	G620 + 16	17	0.12	0.23	3.91	8.87
9	G620 + 18	18	0.31	0.42	7.56	13.29
10	G620 + 20	19	0.34	0.45	8.55	14.36
11	G620 + 22	16	0.32	0.43	6.88	11.91
12	G620 + 24	15.5	0.31	0.42	6.51	11.44
13	G620 + 26	12	0.32	0.43	5.16	8.93
14	G620 + 28	25	0.31	0.42	10.5	18.45
15	G620 + 30	35	0.28	0.39	13.65	25.13
16	G620 + 32	41	0.29	0.4	16.4	29.73
17	G620 + 34	15.5	0.27	0.38	5.89	11.01
18	G620 + 36	21.5	0.31	0.42	9.03	15.87
19	G620 + 38	16	0.35	0.46	7.36	12.17
20	G620 + 40	22	0.36	0.47	10.34	16.85
21	G620 + 42	28	0.28	0.39	10.92	20.10
22	G620 + 44	34	0.15	0.26	8.84	19.62
23	G620 + 46	36.5	0.16	0.27	9.855	21.63
24	G620 + 48	41	0.19	0.3	12.3	25.97
25	G620 + 50	30	0.29	0.4	12	21.75
26	G620 + 52	20	0.31	0.42	8.4	14.76
27	G620 + 54	16	0.31	0.42	6.72	11.81
28	G620 + 56	17	0.3	0.41	6.97	12.44
29	G620 + 58	16	0.26	0.37	5.92	11.24
30	G620 + 60	17	0.28	0.39	6.63	12.21
<b>TOTAL</b>		<b>645.5</b>	<b>7.62</b>	<b>10.92</b>	<b>234.435</b>	<b>450.43</b>

ANCHO DILUIDO 0.36 m  
 LEY DILUIDO 21.47 Au gr/TM  
 LEY CORREGIDA 19.32 Au gr/TM  
 LEY PROMEDIO 30.77 Au gr/TM  
 ANCHO PROMEDIO DE VETA 0.25 m



**Anexo 12. Resultados de pruebas de laboratorio de geotecnia y geomecánica FIM-UNA**

Valores de las Propiedades Físicas del Proyecto Minero Lumuya Rey de Oro.

Muestra	Densidad seca gr/cm <sup>3</sup>	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> ).
T – 21	2.82	0.39	27.65
T – 16	2.82	0.31	27.40
T – 24	2.82	0.63	27.63
T – 18	2.82	1.52	27.47
Promedio	2.82	0.71	27.54

Fuente. Laboratorio de Geotecnia y Geomecánica FIM – UNA PUNO.

Resistencia a la compresión simple del macizo rocoso del proyecto minero Lomuya Rey de Oro.

Muestra	Resistencia compresiva Unixial (RCU) MPa	Tipo de rotura
A - 01	84.21	Foliación 85° - 90°
A – 02	101.92	Foliación 85° - 90°
A – 03	78.72	Foliación 85° - 90°
A - 04	96.96	Foliación 85° - 90°
A - 05	89.13	Foliación 85° - 90°

Fuente. Laboratorio de Geotecnia y Geomecánica FIM – UNA PUNO.

**Resultados de RMR Básico:**

RMR básico para la familia 1.

Familia 1		
Parámetros	Características	Valoración
Resistencia de la roca intacta	94 (50 – 100) MPa	7
RQD	87.454%	17
Espaciado de Discontinuidades	< 60 mm	5
Condición de las discontinuidades		
- Longitud de discontinuidades (persistencia)	3 – 10 m	2
- Separación (apertura)	Cerrada	6
- Rugosidad	Lisa	0
- Relleno -espesor	Relleno suave < 5 mm	1
- Meteorización	Ligera	5
Agua subterránea	Húmedo	10
<b>RMR BASICO</b>		<b>53</b>

RMR básico para la familia 2.

Familia 2		
Parámetros	Características	Valoración
Resistencia de la roca intacta	94 (50 – 100) MPa	7
RQD	87.45%	17
Espaciado de discontinuidades	< 60 mm	5
Condición de las discontinuidades		
- Longitud de discontinuidades (persistencia)	1- 3m	4
- Separación (apertura)	Cerrada	6
- Rugosidad	Lisa	0
- Relleno - espesor	Relleno suave < 5 mm	1
- Meteorización	Ligera	5
Agua subterránea	Seco	15
<b>RMR BASICO</b>		<b>60</b>

RMR básico para la familia 3.

Familia 3		
Parámetros	Características	Valoración
Resistencia de la roca intacta	94 (50 – 100) MPa	7
RQD	87.45%	17
Espaciado de Discontinuidades	60 – 200 mm	8
Condición de las discontinuidades		
- Longitud de discontinuidades (persistencia)	< 1 m	6
- Separación (apertura)	Muy ang. < 0.1	5
- Rugosidad	Ligeramente rugosa	1
- Relleno - espesor	Relleno duro < 5 mm	4
- Meteorización	sana	6
Agua subterránea	Seco	15
<b>RMR BASICO</b>		<b>54</b>

Abaco de ajuste por orientación de discontinuidades.

Efectos de la orientación y buzamiento de las discontinuidades en tunelería			
Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Avance con el buzam. Buzam. 45° - 90°	Avance con el buzam. Buzam. 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Moderado
Avance contra el Buzam. Buzam. 45° - 90°	Avance contra el Buzam. Buzam. 20° - 45°	Buzamiento 0° - 20°, independiente del rumbo	
Moderado	Desfavorable	Moderado	

Orientación de familia 1.

	Dirección de Buzamiento	Buzamiento
Familia 1	041	76

Condición estructural según avance para familia 1.

<b>Avance con el buzamiento</b>	Muy favorable
<b>Avance contra el buzamiento</b>	moderado

Orientación de familia 2.

	Dirección de Buzamiento	Buzamiento
Familia 2	311	81

Condición estructural según avance para familia 2.

<b>Avance con el buzamiento</b>	Muy favorable
<i>Avance contra el buzamiento</i>	moderado

Orientación de familia 3.

	Dirección de Buzamiento	Buzamiento
Familia 3	80	28

Condición estructural según avance para familia 3.

<b>Avance con el buzamiento</b>	Favorable
<b>Avance contra el buzamiento</b>	Desfavorable

Abaco de ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades.

Ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades						
Parámetro		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valoración	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

Ábaco de valoración según avance para RMR ajustado de familia 1, familia2 y familia 3.

Familia 1: RMR Básico = 53				
Familia 1: RMR Básico = 53	Rumbo perpendicular al eje del túnel		Parámetro	Valoración
	Avance con el buzamiento	Muy favorable	Túneles y minas	0
	Avance contra el buzamiento	moderado	Túneles y minas	- 5
	RMR AJUSTADO	Perpendicular	Favor el Buzamiento	53
Contra el Buzamiento			48	
Familia 2: RMR Básico = 60				
Familia 2: RMR Básico = 60	Rumbo perpendicular al eje del túnel		Parámetro	Valoración
	Avance con el buzamiento	Muy favorable	Túneles y minas	0
	Avance contra el buzamiento	moderado	Túneles y minas	- 5
	RMR AJUSTADO	Perpendicular	Favor el Buzamiento	60
Contra el Buzamiento			55	
Familia 3: RMR Básico = 53				
Familia 3: RMR Básico = 53	Rumbo perpendicular al eje del túnel		Parámetro	Valoración
	Avance con el buzamiento	Muy favorable	Túneles y minas	0
	Avance contra el buzamiento	moderado	Túneles y minas	- 5
	RMR AJUSTADO	Perpendicular	Favor el Buzamiento	53
Contra el Buzamiento			48	

Abaco de calidad de macizo rocoso.

Calidad del macizo rocoso según familias de acuerdo a RMR 1989.					
Familias	Condicion de avance		Valoracion	N° de clase	Descripcion
Fam. 1	Avance	Favor el Buzami ento	53	III	Roca regular
		Contra el Buzami ento	48	III	Roca regular
Fam. 2	Avance	Favor el Buzami ento	60	III	Roca regular
		Contra el Buzami ento	55	III	Roca regular
Fam. 3	Avance	Favor el Buzami ento	52	III	Roca regular
		Contra el Buzami ento	44	III	Roca regular
Calidad de macizo rocoso de Crucero 570 Nv 2570 Progresiva 0.00 a 11.00 m		Favor el Buzami ento	53	III	Roca regular
		Contra el Buzami ento	48	III	Roca regular

Calidad del macizo rocoso de acuerdo a RMR en Crucero 570 Nv 2570 veta Aricato						
Progresiva	RMR 1989					
	Macizo rocoso				Veta Aricato	
	Caja piso	Calidad	Caja techo	Calidad		Calidad
EG-01	48	Regular	57	Regular	45	Regular
EG-02	58	Regular	50	Regular	40	Regular
EG-03	59	Regular	47	Regular	41	Regular
EG-04	42	Regular	45	Regular	43	Regular
EG-05	53	Regular	46	Regular	52	Regular
EG-06	55	Regular	49	Regular	36	Mala
EG-07	36	Mala	45	Regular	39	Mala
EG-08	37	Mala	43	Regular	38	Mala
EG-09	40	Regular	41	Regular	37	Mala
EG-10	35	Mala	55	Regular	47	Regular
EG-11	38	Regular	57	Regular	49	Regular
EG-12	39	Mala	48	Regular	50	Regular
EG-13	45	Regular	56	Regular	53	Regular
EG-14	47	Regular	51	Regular	55	Regular
Máximo	59	Regular	57	Regular	55	Regular
Mínimo	35	Mala	41	Regular	36	Mala

GSI de macizo rocoso en Crucero 570 Nv 2570 Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro

GSI de macizo rocoso en Crucero 570 Nv 2570 veta Aricato Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro									
RMR 1989									
Progre siva	Macizo rocoso						Veta Aricato		
	Caja piso	Q	GSI	Caja techo	Q	GSI	Veta	Q	GSI
EG-01	48	1,55	43	57	4,23	52	45	1,12	40
EG-02	58	4,74	53	50	1,95	45	40	0,64	35
EG-03	59	5,29	54	47	1.395	42	41	0,72	36
EG-04	42	0,8	37	45	1,12	40	43	0,89	38
EG-05	53	2,71	48	46	1,25	41	52	2,43	47
EG-06	55	3,39	50	49	1,74	44	36	0,41	31
EG-07	36	0,41	31	45	1,12	40	39	0,57	34
EG-08	37	0,459	32	43	0,89	38	38	0,51	33
EG-09	40	0,64	35	41	0,72	36	37	0,459	32
EG-10	35	0,367	30	55	3,39	50	47	1.395	42
EG-11	38	0,51	33	57	4.239	52	49	1,74	44
EG-12	39	0,57	34	48	1,55	43	50	1,95	45
EG-13	45	1,12	40	56	3,79	51	53	2,71	48
EG-14	47	1,4	42	51	2,18	46	55	3,39	50
Máxim	59	5,29	54	57	4.239	52	55	3,39	50
Mínim	35	0,367	30	41	0,72	36	36	0,41	31

Fuente. FIM\_UNA

Dominio estructural en estación E-1. Crucero 570 Nv 2570 Progresiva 00.00-11.00 m. Familia 1.

ID	Buzamiento	Direc. Buzam.	set
1	74	40	1
2	74	42	1
3	75	39	1
4	75	41	1
5	73	41	1
6	74	41	1
7	75	42	1
8	76	40	1
9	76	42	1
10	77	40	1
11	77	39	1
12	77	41	1
13	77	42	1
14	76	39	1
15	76	38	1
16	73	40	1
17	73	42	1
18	75	43	1
19	76	44	1
20	75	38	1
21	75	46	1
22	78	40	1
23	78	41	1
24	78	39	1

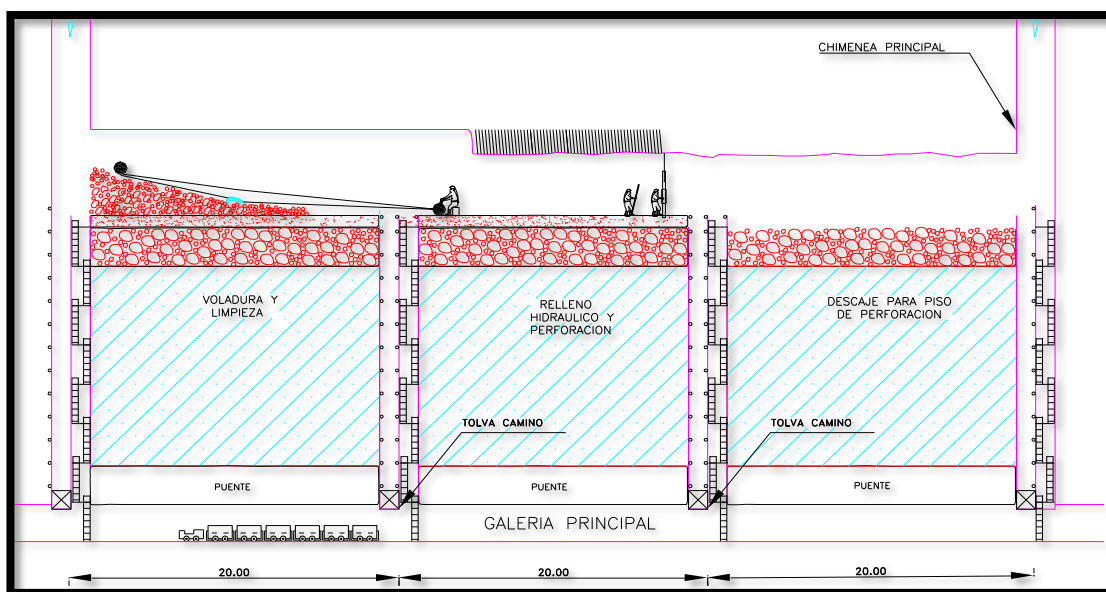
Dominio estructural en estación E-1. Crucero 570 Nv 2570 Progresiva 00.00-11.00 m. Familia2.

ID	Buzamiento	Direc. Buzam.	set
1	81	310	2
2	81	311	2
3	80	310	2
4	80	311	2
5	82	310	2
6	81	309	2
7	80	309	2
8	83	311	2
9	82	311	2
10	81	308	2
11	81	307	2
12	81	312	2
13	78	312	2
14	78	313	2
15	79	313	2
16	79	310	2
17	84	310	2
18	84	311	2
19	84	312	2
20	81	313	2

Dominio estructural en estación E-1. Crucero 570 Nv 2570 Progresiva 00.00-11.00 m. Familia3.

ID	Buzamiento	Direc. Buzam.	set
1	26	79	3
2	26	80	3
3	27	80	3
4	28	80	3
5	29	81	3
6	29	83	3
7	28	81	3
8	28	82	3
9	27	81	3
10	27	83	3
11	26	78	3
12	27	78	3
13	26	81	3
14	26	82	3
15	29	80	3
16	29	82	3
17	29	81	3
18	30	79	3
19	29	79	3
20	28	78	3
21	27	79	3

Anexo 13. Figuras  
**Método de explotación corte y relleno ascendente convencional**



*Método de explotación corte y relleno ascendente convencional*  
 Fuente: Unidad Operativa Lomuya rey de Oro.



*Cuarzo - zerecita en veta Aricato.*  
 Fuente. Investigador.



*Cuarzo mineralizado en sector Aricaro.  
Fuente: Investigador.*



*Pizarra piritosa en Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.  
Fuente: Investigador.*





*Geomorfología de Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.  
Fuente: Investigador.*



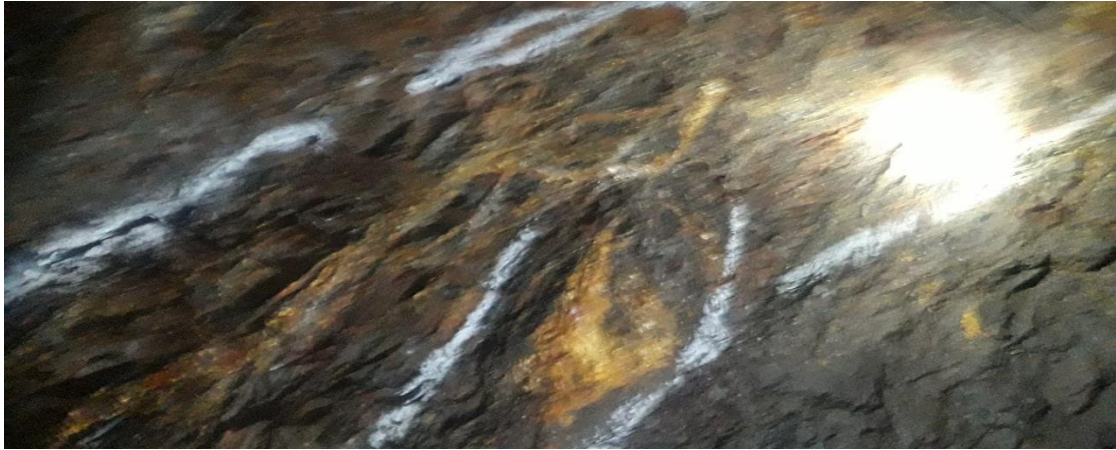
*Infraestructura de Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.  
Fuente: Investigador.*



*Crucero 570 Nv 2570 Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.  
Fuente: Investigador.*



*Geometría de veta sector Maimeni con alto buzamiento.  
Fuente: Investigador.*



*Veta de cuarzo mineralizado con Oro.  
Fuente: Investigador.*



*Fotografía de perforación de circado en veta angosta  
Fuente: Investigador.*



*Fotografía de carguío de taladros*  
*Fuente: Investigador.*



*Fotografía de tajeo disparado*  
*Fuente: Investigador.*

Anexo 14. Resumen del programa de operación – 2018

**RESUMEN DEL PROGRAMA DE OPERACION AÑO 2018 – U. P. LOMUYA**

**EXPLORACION**

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
<b>TOTAL AVANCE (m)</b>	101	92	101	98	101	98	101	101	98	101	98	101	1 191

**DESARROLLO Y PREPARACION**

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
<b>TOTAL DES. (Ton)</b>	284,82	259,44	284,82	276,36	284,82	276,36	284,82	284,82	276,36	284,82	276,36	284,82	3 358,62

Fuente: Unidad Operativa Lomuya Rey de Oro.

Anexo 15: Resumen del programa de operaciones del año 2019

RESUMEN DEL PROGRAMA DE OPERACION AÑO 2019 – U. P. LOMUYA						
EXPLORACION						
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
TOTAL AVANCE (m)	101	92	101	98	101	98
DESARROLLO Y PREPARACION						
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
TOTAL MINERAL (Ton)	0	0	0	0	0	0
PROGRAMA DE PRODUCCION						
VETA	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
VETA ARIVATO	700	700	700	700	700	700
MINERAL DE AVANCE	0	0	0	0	0	0
<b>TOTAL (Ton)</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>
RESUMEN DE LEYES						
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
gr-Au	15,23	15,42	16,28	17,36	14,07	16,7

Fuente: Elaboración Propia.



Anexo 16: Planos

160