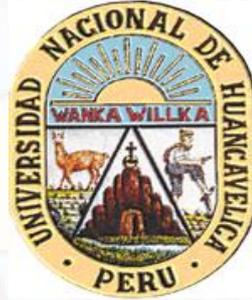


# **UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCVELICA**

(Creada por Ley N° 25265)

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS CIVIL AMBIENTAL**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**“ANÁLISIS TÉCNICO ECONÓMICO DE LA VETA  
BOMBONCITO PARA DETERMINAR EL MÉTODO ÓPTIMO  
DE MINADO EN LA U.E.A HERALDOS NEGROS, CIA  
MINERA SAN VALENTÍN S.A. - HUANCVELICA”**

**LINEA DE INVESTIGACIÓN**

**MINERÍA**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR LOS BACHILLERES:**

JUSTO DAMAS, Kenin Hiro

SALDAÑA RAMOS, Manuel Isac

**ASESOR:**

**Ing. RODRÍGUEZ DEZA, Jorge W.**

**LIRCAY - HUANCVELICA**

**2018**



**ACTA DE SUSTENTACION DE LA TESIS FINAL DE INVESTIGACION CIENTIFICA  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



EN LA CIUDAD DE LIRCAY, EN EL PARANINFO DE LA FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS CIVIL AMBIENTAL - UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCAMELICA, A LOS 12 DÍAS DEL MES DE SEPTIEMBRE DEL AÑO 2018 A HORAS 3:00 PM SE REUNIERON LOS MIEMBROS DEL JURADO CALIFICADOR, CONFORMADO DE LA SIGUIENTE MANERA:

**PRESIDENTE:** MSc. ENRIQUEZ DONAIRES AMADEO

**SECRETARIO:** MSc. CANTA CARLOS, PAUL PERCY

**VOCAL:** MSc. GUZHÁN IBÁÑEZ, CESAR SALVADORE

RATIFICADOS LOS MIEMBROS DE JURADO CON RESOLUCION Nº 244 - 2018 - FIMCA - UHA PARA SUSTENTAR LA TESIS TITULADO:

"ANÁLISIS TÉCNICO ECONÓMICO DE LA VETA BOMBONCITO PARA DETERMINAR EL MÉTODO ÓPTIMO DE MINADO EN LA U.F.A HERALDOS MERGROS, CIA MINERA SAN VOLENTIN S.A - HUANCAMELICA"

CUYO AUTORES ES (EL) (LOS) GRADUADOS (S):

**BACHILLER (S):** JUSTO DAMAS, KENIN HIRO

SALDAÑA RAMOS, MANUEL ISAC

A FIN DE PROCEDER CON LAS SUSTENTACION DE LA TESIS FINAL DE INVESTIGACION ANTES CITADO.

FINALIZADO LA SUSTENTACION, SE INVITA A LOS SUSTENTANTES Y PÚBLICO EN GENERAL ABANDONAR EL RECINTO; Y LUEGO DE UNA AMPLIA DELIBERACION POR PARTE DE LOS JURADOS, SE LLEGO AL SIGUIENTE RESULTADO:

**BACHILLER:** JUSTO DAMAS, KENIN HIRO

**PRESIDENTE:** APROBADO POR UNANIMIDAD

**SECRETARIO:**

**VOCAL:** SALDAÑA RAMOS, MANUEL ISAC

**PRESIDENTE:** APROBADO POR UNANIMIDAD

**SECRETARIO:**

SIENDO LAS 4:10 PM SE DA POR CONCLUIDO EL ACTO DE SUSTENTACION DE LA TESIS, SE FIRMA AL PIE EN SEÑAL DE CONFORMIDAD.

  
MSc. Enriquez Donaires Amadeo  
Presidente

  
MSc. Ing. Canta Carlos, Paul Percy  
Secretario

  
MSc. Guzmán Ibáñez, Cesar S.  
Vocal

  
Sustentante

  
Sustentante

JUSTO DAMAS, KENIN HIRO

SALDAÑA RAMOS, MANUEL ISAC

Dios.

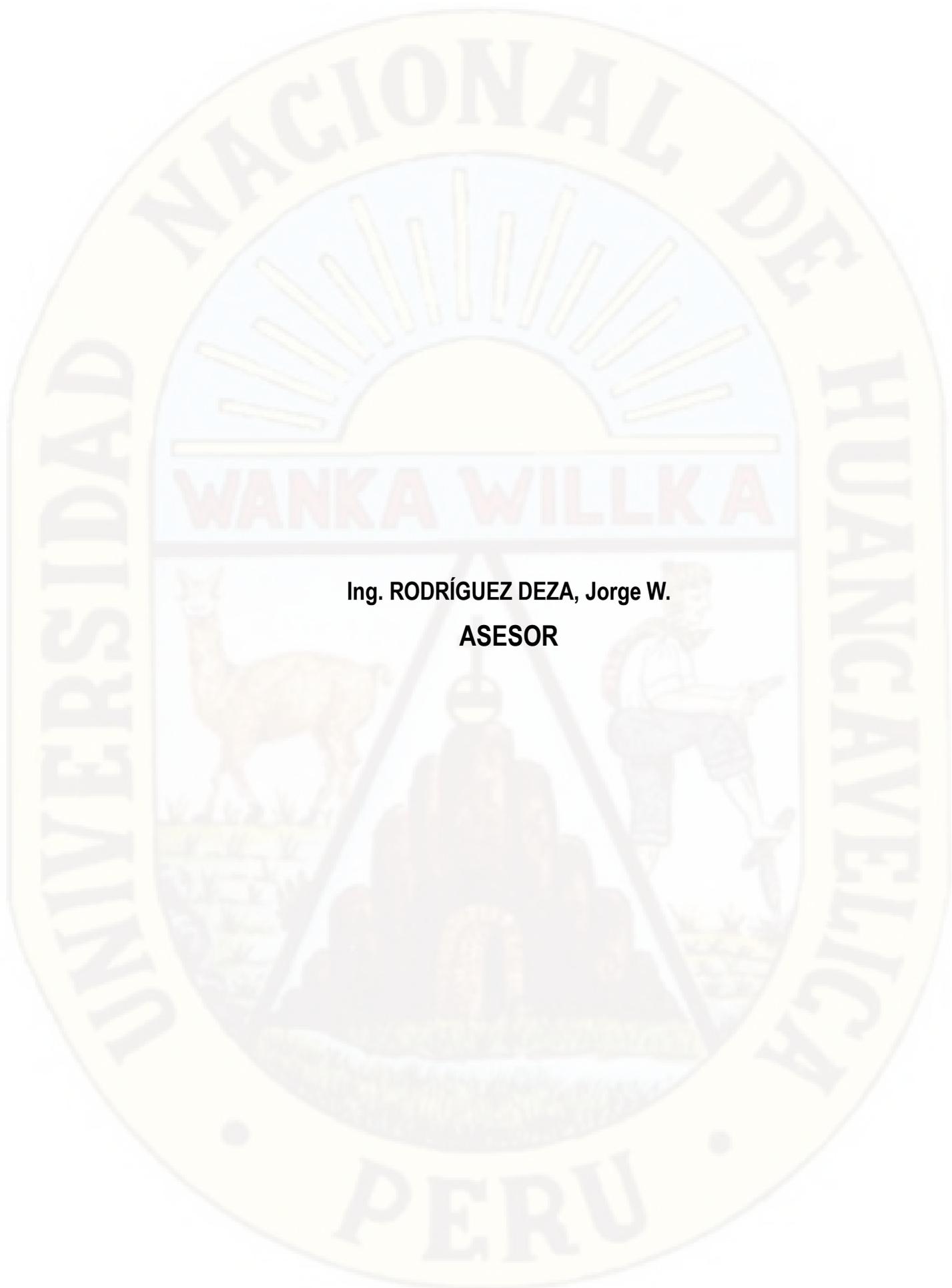
A Flora Damas Carlos, mi querida madre.

A Ezequiel Damas Reyes, mi recordado

Abuelo. (+.... Q.E.P.D).

A mis Padres, Victorino Saldaña  
y Teodosia Ramos, por ser la  
motivación de salir adelante.

A mis hermanos, por el aliento  
del éxito.



Ing. RODRÍGUEZ DEZA, Jorge W.

ASESOR

## AGRADECIMIENTO

A Dios por ser nuestro sustento espiritual.

Al Ing. **Walther A. Melchor Rojas** (Gerente de operaciones corporativo CIA. Minera San Valentin S.A.) y al Ing. **Johnny Chambi Oscco**, por habernos dado la oportunidad de realizar el entrenamiento (TRAINING), Las cuales nos ayudan en la formación profesional como Ingenieros Mineros. También nuestro agradecimiento a los ingenieros, **Percy Paul Canta, Jorge Rodríguez, Amadeo Enríquez, Cesar Guzmán** y los docentes de la **UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCVELICA**, por contribuir con nuestra formación profesional.

Al Ing. **Jorge W. Rodríguez Deza**, por asesorarnos en el desarrollo de la tesis.

Al Ing. **Walther Melchor Rojas**, por sus enseñanzas.

Al Ing. **David Puchoc Guerra** (Superintendente de Mina), por sus sugerencias.

Al Ing. **Johnny Chambi Oscco**, por los conocimientos brindados.

A los profesionales que laboran en la Compañía Minera San Valentín – U.E.A. Heraldos Negros en especial a los ingenieros: Cesar Montoro, Ricardo Dominguez, Elmer Mogrovejo, Rodamin Cabrera y Dante Apaza por su apoyo y colaboración.

Los Autores

## RESUMEN

El presente proyecto de investigación titulado “**ANÁLISIS TÉCNICO ECONÓMICO DE LA VETA BOMBONCITO PARA DETERMINAR EL MÉTODO OPTIMO DE MINADO EN LA U.E.A HERALDOS NEGROS, CIA MINERA SAN VALENTÍN S.A. - HUANCAVELICA**”, involucra criterios técnicos y económicos orientados a la selección del METODO OPTIMO para el minado de la Veta Bomboncito como una alternativa de solución al problema del **ALTO COSTO Y LA BAJA PRODUCTIVIDAD DE LOS METODOS DE MINADO EN VETAS**.

Se fundamenta en el análisis de las condiciones geológicas, geométricas y el estudio geomecánico de la veta Bomboncito y su entorno físico como base para seleccionar técnicamente el método aplicable para el minado de la veta Bomboncito (tabla N° 37). Posteriormente este método se evalúa bajo consideraciones económicas (dilución, recuperación de reservas geológicas, valor del mineral y costo de producción como se aprecia en la tabla N° 39. En base a estas consideraciones se realiza la evaluación económica empleando los criterios del “VAN” y “TIR” (tablas N° 46, 47 y figura N° 26 y 27) cuyo análisis finalmente permitiera ver la viabilidad del METODO OPTIMO para el minado de la veta Bomboncito.

**Palabras claves:** Características geomecánicas, análisis técnico, análisis económico.

## **ABSTRACT**

This research project entitled **"ECONOMIC TECHNICAL ANALYSIS OF THE BOMBONCITE VET TO DETERMINE THE OPTIMUM METHOD OF MINING IN THE U.E.A HERALDOS NEGROS, CIA MINERA SAN VALENTÍN S.A. - HUANCVELICA "**, involves technical and economical criteria oriented to the selection of the **OPTIMUM METHOD** for the mining of the Vega Bomboncito as an alternative solution to the problem of **HIGH COST AND THE LOWER PRODUCTIVITY OF THE METHODS OF MINING IN VETAS.**

It is based on the analysis of the geological, geometrical conditions and the geomechanical study of the Bomboncito vein and its physical environment as a basis for technically selecting the applicable methods for the Mine of the Bomboncito vein (table N° 37). Subsequently these methods are evaluated under economic considerations (dilution, recovery of geological reserves, value of the mineral and production cost as shown in table N° 39. Based on these considerations the economic evaluation is performed using the criteria of the "VAN" and "TIR" (tables N° 47, 47 and figure N° 26 y 27) whose analysis will finally allow us to see the viability of the OPTIMUM METHOD for the mining of the Bomboncito vein.

**Keywords:** Geomechanical characteristics, technical analysis, economic analysis.

## ÍNDICE

Pág.

|              |  |
|--------------|--|
| CARATULA     |  |
| DEDICATORIA  |  |
| ASESOR       |  |
| RESUMEN      |  |
| ABSTRACT     |  |
| ÍNDICE       |  |
| INTRODUCCIÓN |  |

### CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

|   |    |
|---|----|
| 1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA. ....         | 16 |
| 1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA. ....         | 17 |
| 1.2.1. Problema General: .....              | 17 |
| 1.2.2. Problemas Específicos: .....         | 17 |
| 1.3. OBJETIVOS: GENERAL Y ESPECÍFICOS. .... | 18 |
| 1.3.1. Objetivo General: .....              | 18 |
| 1.3.2. Objetivos Específicos: .....         | 18 |
| 1.4. JUSTIFICACIÓN. ....                    | 18 |

### CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO

|   |    |
|---|----|
| 2.1. ANTECEDENTES.....                    | 20 |
| 2.1.1. Antecedentes Internacionales. .... | 20 |
| 2.1.2. Antecedentes Nacionales.....       | 23 |
| 2.2. BASES TEÓRICAS .....                 | 27 |
| 2.3. HIPÓTESIS: .....                     | 70 |
| 2.3.1. Hipótesis General: .....           | 70 |
| 2.3.2. Hipótesis Específicas: .....       | 70 |

|   |    |
|---|----|
| 2.4. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.....                          | 70 |
| 2.5. DEFINICIÓN OPERATIVA DE VARIABLES E INDICADORES..... | 72 |

**CAPÍTULO III  
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

|   |    |
|---|----|
| 3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....                   | 74 |
| 3.2. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.....                         | 74 |
| 3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.....                         | 75 |
| 3.4. POBLACIÓN, MUESTRA, MUESTREO.....                    | 76 |
| 3.4.1.Población.....                                      | 76 |
| 3.4.2.Muestra.....  | 76 |
| 3.4.3.Muestreo.....                                       | 76 |
| 3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS..... | 76 |
| 3.5.1.Técnicas.....                                       | 76 |
| 3.5.2.Validación de Instrumento:.....                     | 78 |
| 3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....   | 78 |

**CAPÍTULO IV  
RESULTADOS**

|                                 |     |
|---------------------------------|-----|
| 4.1. PRESENTACIÓN DE DATOS..... | 79  |
| 4.2. ANÁLISIS DE DATOS.....     | 83  |
| 4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS.....   | 112 |
| CONCLUSIONES.....               | 113 |
| RECOMENDACIONES.....            | 114 |
| REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS..... | 115 |

**ANEXOS**

## LISTADO DE ILUSTRACIONES

|   |    |
|---|----|
| Ilustración 1. Estandar Gráfico en sección método de minado corte & Relleno Ascendente Semimecanizado.....  | 29 |
| Ilustración 2. Estandar Gráfico en Planta método de minado Corte & Relleno Semimecanizado.....  | 30 |
| Ilustración 3. Ciclo de Minado metodo de minado Corte & Relleno Ascendente Semimecanizado.....  | 31 |
| Ilustración 4. Volquete V-11 (Camara de carguio N°02).....  | 38 |
| Ilustración 5. Consideraciones en la metodología de David E. Nicholas.....  | 43 |
| Ilustración 6. Tablas de Valoracion de David E. Nicholas.....   | 45 |
| Ilustración 7. Plano Geológico Regional U.E.A Heraldos Negros.....  | 48 |
| Ilustración 8. Cuadro de Identificación.....  | 51 |
| Ilustración 9. Plano Geológico Veta Bomboncito.....   | 53 |
| Ilustración 10. Correlación de Clasificación del macizo rocoso.....   | 56 |
| Ilustración 11. Factor “A” de Esfuerzo en la roca para diferentes valores de $\sigma_c / \sigma_1$ .....  | 56 |
| Ilustración 12. Análisis de Criterio de Falla, utilizando RocLab, para mineral.....   | 57 |
| Ilustración 13. Análisis de Criterio de Falla, utilizando RocLab, para Caja Piso.....   | 58 |
| Ilustración 14. Análisis de Criterio de Falla, utilizando RocLab, para Caja Techo.....  | 58 |
| Ilustración 15. Factor “B” de orientación de estructuras.....   | 61 |
| Ilustración 16. Factor de ajuste por Gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos.....  | 62 |
| Ilustración 17. Factor de ajuste por gravedad C, para falla por deslizamiento.....  | 63 |
| Ilustración 18. Gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. Según Potvin (1988), modificado por Nickons (1992)..... | 64 |
| Ilustración 19. Radio Hidraulico.....   | 65 |
| Ilustración 20. Gráfico de estabilidad Modificado.....  | 65 |
| Ilustración 21. Cartilla Geomecánica.....   | 66 |
| Ilustración 22. Malla de sostenimiento sección 3 x 3 m.....   | 69 |
| Ilustración 23. Ubicación de la Mina Heraldos Negros.....   | 79 |

|  |     |
|--|-----|
| Ilustración 24. Relación entre clasificaciones de macizos rocosos y el grado de estabilidad..... | 84  |
| Ilustración 25. Tiempo de Autosporte de Labores.....   | 86  |
| Ilustración 26. Dimensionamiento del Tajeo Analizado.....  | 88  |
| Ilustración 27. Factor de ajuste "B".....  | 91  |
| Ilustración 28. Factor de ajuste "C".....  | 92  |
| Ilustración 29. Gráfico de Estabilidad Modificado, según Nickson (1992).....                     | 94  |
| Ilustración 30. Calculo del Valor Actual Neto "VAN", para el proyecto.....                       | 110 |
| Ilustración 31. Calculo de la Tasa Interna de Retorno "TIR", para el proyecto.....               | 111 |

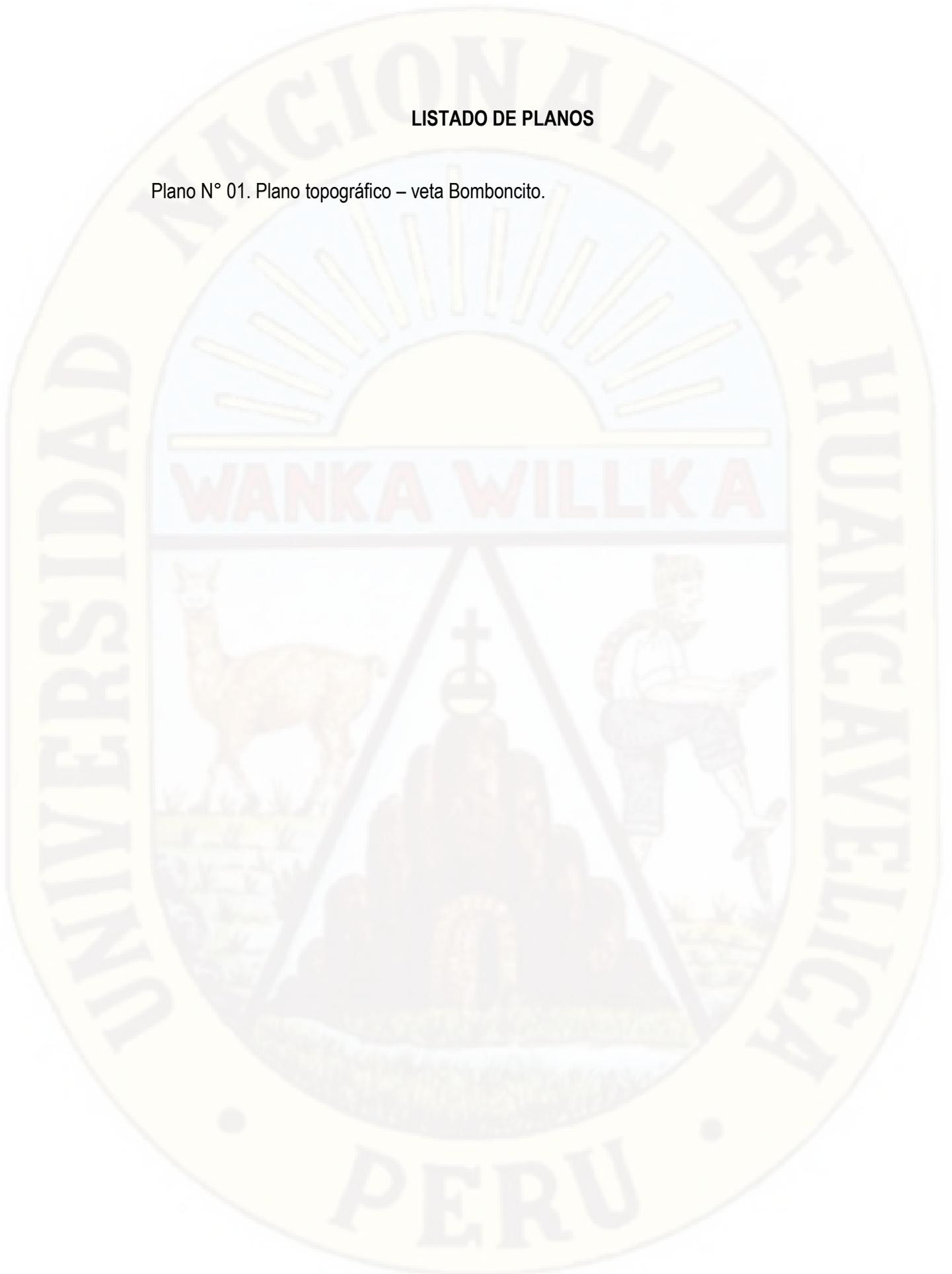
## LISTADO DE TABLAS

|  |    |
|--|----|
| Tabla 1. Distribución de taladros-Explosivos para P/V Jumbo.....   | 32 |
| Tabla 2. Distribución de taladros-Explosivos para P/V Jack Leg.....  | 32 |
| Tabla 3. Distribución de taladros-Explosivos para P/V en Tajos con Jack Leg.....   | 33 |
| Tabla 4. Distribución de taladros-Explosivos para P/V en Chimeneas con Jack Leg.....   | 33 |
| Tabla 5. Costo de Perforación y Voladura por TM Producido.....   | 34 |
| Tabla 6. Calculo de caudal de aire requerido en mina.....  | 35 |
| Tabla 7. Costo de ventilación por TM producido.....  | 36 |
| Tabla 8. Costo de Extracción de Mineral a Superficie por TM Producido.....   | 37 |
| Tabla 9. Costos de transporte de mineral a planta concentradora por TM Producido.....  | 39 |
| Tabla 10. Costos de Sostenimiento por TM Producido.....  | 40 |
| Tabla 11. Costo de Relleno de Tajos por TM Producido.....  | 40 |
| Tabla 12. Costo de bombeo de agua de mina por TM Producido.....  | 41 |
| Tabla 13. Costo de Energía por TM Producido.....   | 42 |
| Tabla 14. Cubicación Veta Bomboncito.....  | 52 |
| Tabla 15. Reservas Geologicas Vetas Heraldos – Vanessa.....  | 52 |
| Tabla 16. Características de la Roca Intacta.....  | 59 |
| Tabla 17. Detalla las propiedades mecánicas del macizo rocoso, obtenidas mediante<br>caracterización geomecánica y empleando el criterio de falla o rotura empleado por HOEK<br>y BROWN..... | 59 |
| Tabla 18. Esfuerzo del macizo rocoso.....  | 60 |
| Tabla 19. Factor "A".....  | 61 |
| Tabla 20. Factor "B" de orientación de estructuras.....  | 62 |
| Tabla 21. Factor de ajuste por gravedad C.....   | 63 |
| Tabla 22. Numero de estabilidad "N".....   | 63 |
| Tabla 23. Registro de sondajes Diamantinos Maquina RL – 30 (Camara-07).....  | 81 |
| Tabla 24. Reservas Geológicas de la Veta Bomboncito.....   | 82 |
| Tabla 25. Características de la Veta Bomboncito.....   | 82 |
| Tabla 26. Caracterización Geomecánica de la Caja Techo.....  | 83 |
| Tabla 27. Caracterización Geomecánica del cuerpo mineralizado.....   | 83 |

|  |     |
|--|-----|
| Tabla 28. Caracterización Geomecánica de la Caja Piso.....                                   | 83  |
| Tabla 29. Correlación de clasificación del macizo rocoso.....                                | 84  |
| Tabla 30. Esfuerzo Vertical – Horizontal.....  | 87  |
| Tabla 31. Radio Hidráulico en las superficies del tajo.....                                  | 89  |
| Tabla 32. Valores de Q' en las superficies del tajo.....                                     | 89  |
| Tabla 33. Parámetros de profundidad y esfuerzos.....   | 90  |
| Tabla 34. Esfuerzo del macizo rocoso.....  | 90  |
| Tabla 35. Factor "A".....  | 91  |
| Tabla 36. Factor "B" de las superficies del tajo.....  | 92  |
| Tabla 37. Factor "C" de ajuste de las superficies del tajo.....                              | 93  |
| Tabla 38. Numero de estabilidad - Radio hidráulico.....                                      | 93  |
| Tabla 39. Criterio Nicolás y Marck, Caso de la Veta Bomboncito U.E.A H.N.....                | 95  |
| Tabla 40. Aplicación del Método Cuántico de Nicholas y Marck.....                            | 96  |
| Tabla 41. Resultado de la Aplicación del Método Cuántico de Nicholas y Marck.....            | 97  |
| Tabla 42. Porcentaje de recuperación de mineral.....   | 100 |
| Tabla 43. Balance Metalúrgico.....   | 101 |
| Tabla 44. Cut Off.....   | 101 |
| Tabla 45. Calculo Valor Punto Mineral (VPN).....   | 102 |
| Tabla 46. Costo de operación mina (US\$/TM) – “Corte & Relleno Ascendente<br>Mecanizado..... | 104 |
| Tabla 47. Costo de producción (USD/TM) por método de explotación Veta<br>Bomboncito.....     | 105 |
| Tabla 48. Margen de Utilidad.....  | 105 |
| Tabla 49. Cronograma de Preparación - Veta Bomboncito.....                                   | 106 |
| Tabla 50. Costos de Inversión.....   | 107 |
| Tabla 51. Flujo de Fondo Neto del Proyecto.....  | 108 |
| Tabla 52. Sustento del Proyecto.....   | 109 |
| Tabla 53. Prueba de Hipótesis.....   | 112 |

**LISTADO DE PLANOS**

Plano N° 01. Plano topográfico – veta Bomboncito.



## INTRODUCCIÓN

La Unidad Económicamente Administrativa Heraldos Negros de la Compañía Minera San Valentín, tiene un mineral económico de cabeza con contenidos de zinc, plomo y cobre principalmente.

Las últimas prospecciones realizadas mediante sondajes diamantinas han encontrado mineral Económico en el Nivel 4930 y que abarca hasta el nivel 4980, por lo que se tiene proyectado explotar el mineral existente cuyo valor es de 103.72 \$/TM en dicha zona. La preparación para dar acceso se efectuará mediante cruceros y por otro lado la explotación a mayor profundidad representa mayor costo, porque aumentan los costos de transporte, ventilación y drenaje. Frente a esto, se ha visto por conveniente la semimecanización, mediante el uso de scoops diesel, es decir mecanizar la etapa de limpieza y relleno por ser los ciclos de mayor duración, para que de esta manera se pueda disminuir el ciclo total de explotación, lo cual permitirá hacer tres cortes en vez de dos, a su vez se tendrán tajeos de mayor dimensión y por lo tanto el rendimiento será mayor y por consiguiente los costos de explotación disminuirán, haciendo que la explotación sea rentable en las condiciones actuales de leyes y cotizaciones de los metales que la empresa explota en esta mina.

La velocidad de minado es una ventaja en cuanto al sostenimiento, porque las aberturas que se tiene a causa de la explotación, permanecerán menor tiempo y en consecuencia los costos de sostenimiento serán mínimos.

El presente estudio sigue una metodología sistematizada en el cual se consideran criterios técnicos y económicos orientados hacia la selección de un método óptimo para el minado de la veta Bomboncito. Se parte del análisis y valoración de las condiciones naturales geología, geometría y el estudio geomecánico de la veta Bomboncito y su entorno físico para seleccionar técnicamente el método aplicable para el minado de la veta Bomboncito.

Una vez seleccionado técnicamente el método para el minado de la veta Bomboncito se realiza la evaluación económica en términos de la dilución porcentual en la ley del mineral, recuperación de las reservas geológicas, el valor del mineral, el costo de producción, finalmente se realiza el cálculo del "Valor Presente Neto", la "Tasa Interna de Retorno" y el Payback cuyo análisis permitirá ver la viabilidad del proyecto para el minado respectivo.

# CAPÍTULO I

## PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

### 1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.

Compañía Minera San Valentín S.A - U.E.A. "Heraldos Negros", es una Empresa dedicada a la exploración, explotación y tratamiento de minerales polimetálicos, siendo estos el zinc, plomo, plata y cobre. La mina se está explotando en la actualidad con el método de corte y relleno ascendente convencional respectivamente. La reciente crisis que alcanzó a todas las actividades extractivas fue un golpe duro a la forma de trabajo que comúnmente se realizaba, por lo que se vio en la necesidad de tomar decisiones para la nueva veta explorada que permitirán afrontar las adversidades económicas para poder seguir en operaciones. Si bien los métodos de explotación siguen siendo los tradicionales, en la minería subterránea existe hoy una clara tendencia enfocada en la seguridad, cuidado ambiental, eficiencia y productividad.

El alto costo de minado y baja productividad de los métodos de explotación aplicados en las vetas de la U.E.A "Heraldos Negros", nos lleva a la selección del método de minado óptimo que se ajuste a las condiciones geológicas insitu, que permita optimizar costos en las operaciones mineras.

Con los conocimientos que se tiene de los diversos métodos de explotación, se tomara la decisión y selección del método de minado óptimo para la veta Bomboncito.

Entre los principales problemas detectados en la explotación con el método actual corte y relleno ascendente destacan:

**Baja Productividad**, Menores longitudes perforados en los tajeos y menores áreas cubiertas en la explotación.

**Alto Costo de Minado**, Mayor consumo de elementos de sostenimiento para estabilizar el macizo rocoso, mayor tiempo empleado en el ciclo de minado y mayor cantidad de mano de obra requerida en las operaciones mineras arrastran un elevado costo de minado.

**Velocidad en el minado**, Es una ventaja en cuanto al sostenimiento, porque las aberturas que se tiene a causa de la explotación, permanecerán menor tiempo y por lo tanto los costos de sostenimiento son reducidos.

Por lo observado y analizado, la Baja Productividad, el alto Costo de Minado y la velocidad en el minado son los problemas identificados en la extracción de la Veta Heraldos, la cual no debe repetirse en la explotación de la Veta Bomboncito. Con el presente trabajo de investigación se pretende encontrar el mejor método de explotación para la Veta Bomboncito, que nos ayude a Incrementar la Productividad, Optimizar el costos de minado y disminuir la inseguridad.

## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.**

### **1.2.1. Problema General:**

¿Cuál es el método óptimo de minado según el análisis técnico económico de la veta Bomboncito; en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica?.

### **1.2.2. Problemas Específicos:**

- a. ¿Qué características geomecánicas presenta la estructura mineralizada y el macizo rocoso que involucra a la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica?.
- b. ¿Cuál es el resultado del análisis técnico de la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A – Huancavelica?.
- c. ¿Cuál es el resultado del análisis económico del método minado a ser aplicado en la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica?.

### **1.3. OBJETIVOS: GENERAL Y ESPECÍFICOS.**

#### **1.3.1. Objetivo General:**

Determinar el método óptimo de minado según el análisis técnico económico de la veta Bomboncito; en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. - Huancavelica.

#### **1.3.2. Objetivos Específicos:**

- a. Describir las características geomecánicas de la estructura mineralizada y del macizo rocoso que involucra a la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.
- b. Analizar técnicamente la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.
- c. Analizar económicamente el método minado a ser aplicado en la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.

### **1.4. JUSTIFICACIÓN.**

La presente investigación se enfocará a estudiar los aspectos técnicos y económicos que presenta la estructura mineralizada tales como:

#### **a. Geometría del yacimiento:**

- Descripción de la geometría del yacimiento.
- Descripción de la potencia del yacimiento.
- Descripción de la inclinación del yacimiento.
- Descripción de la profundidad del yacimiento.
- Descripción de la distribución de leyes en el yacimiento.

#### **b. Características Geotécnicas del proyecto:**

- Resistencia de la Roca Intacta.
- Número de estructuras.
- Condición de las estructuras.

#### **c. Método de minado apropiado para su aplicación en la veta Bomboncito.**

#### d. Costos de Operación.

Debido al “Alto Costo de minado y la Baja Productividad” de los métodos aplicados para el minado de las estructuras vetiformes y a la reducción de ingresos en la U.E.A Heraldos Negros - CIA Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.

Los actuales problemas de incremento de costos de operación en la minería nacional nos obligan a determinar el método de minado que permitirá obtener menores costos de operación y producción, mayor productividad, eficiencia y lo más importante tener operaciones seguras con bajos índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad en nuestras operaciones.

La investigación reconoce que es posible optimizar el costo de minado, mejorar las condiciones de las áreas de trabajo, disminuir la dilución del mineral al máximo, reducir la exposición de la mano de obra, incrementar la productividad, generar más ganancias y estandarizar el método de minado apropiado para la unidad minera.

La presente investigación; incrementa la producción, disminuye los costos de minado y mejorará la economía de la empresa.

En este contexto la investigación se realizará:

A través de la observación, descripción y valoración de las condiciones naturales que presenta la estructura mineralizada y su entorno físico, el estudio geomecánico, el empleo del “Método Gráfico de Estabilidad” para el dimensionamiento geomecánico y la aplicación de los criterios económicos, se llegará a dar solución a la problemática que plantea la explotación de estructuras vetiformes en la U.E.A Heraldos Negros - CIA Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.

El establecimiento de una metodología sistematizada que se fundamenta en la aplicación de la Geomecánica y los criterios económicos orientados a determinar un método de minado óptimo para la veta Bomboncito.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. ANTECEDENTES.**

En la explotación de minas, el método de minado debe cumplir dos requisitos: “seguridad y rentabilidad”. En ese contexto se realizará un estudio orientado a seleccionar el método de minado óptimo desde el punto de vista geomecánico, técnico y económico para el minado de la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros.

##### **2.1.1. Antecedentes Internacionales.**

###### **2.1.1.1. AUTOR: Jorge Ivan Romero Gelvez**

**Bogotá, Colombia 2012**

**“SELECCIÓN DE MÉTODOS EXTRACTIVOS Y SU IMPACTO EN LA PRODUCTIVIDAD MINERA – ESTUDIO DE CASO EN LA MINERÍA DE CARBÓN COLOMBIANA”**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA**

**Faculta de Ingeniería de Minas**

El objetivo de esta tesis es presentar un nuevo enfoque para la selección del método extractivo mediante una metodología fácilmente replicable; este enfoque puede ser usado en el proceso de planeación y diseño minero. Seleccionar el método extractivo es uno de los problemas de Decisión Multicriterio Discreta (DMD) donde los decisores han tenido problemas en la asignación de peso a cada criterio. Para resolver este problema, este documento aplica el método PAJ y propone una metodología de comprobación mediante la asignación de peso a los criterios con entropía y la selección del método mediante PRES.

La selección de un modelo matemático basado en análisis de decisión multicriterio no es tarea fácil; el modelo presentado en este documento muestra su aplicación a un yacimiento de carbón localizado en el costado occidental del “Cerro Tasajero” en Norte de Santander, Colombia. Este documento identifica la necesidad de usar métodos multicriterio cuantitativos como ayuda para probar la exactitud del método PAJ.

**2.1.1.2. AUTOR: Jesús Washington Crespo Quintero**

**Guayaquil, Ecuador 2007**

**“ELECCIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN DEL BLOQUE R-NORTE DE LA VETA SANTA ANA, DISTRITO MINERO ZARUMA-PORTOVELO”.**

**ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL**

**Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra**

El objetivo principal de esta tesis es seleccionar entre varios sistemas de explotación de minerales metálicos el más adecuado a utilizar en un nuevo bloque mineralizado cuyo principal producto de extracción es el Oro. En base a las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento se determinó que se puede combinar 2 sistemas de explotación para obtener un mejor aprovechamiento del recurso mineral y además de cumplir con las normas de seguridad de trabajo en las labores mineras. En este trabajo se determinan también las dimensiones de las labores de acceso a los frentes y extracción del mineral requerido. Se calcula el tipo de malla que se debe utilizar para este tipo de trabajo y sistemas de ventilación y bombeo que se utilizan, además el cronograma de trabajo y un estudio económico para determinar si el proyecto es viable.

**2.1.1.3. Jorge Iván Romero Gelvez a, Félix Antonio Cortes Aldana b,  
Giovanni Franco Sepulveda.**

**Medellín, Colombia 2013.**

**“SOLUCIONES DE COMPROMISO EN LA SELECCIÓN DEL  
MÉTODO EXTRACTIVO MINERO – CASO DE ESTUDIO EN MINERÍA  
DE CARBÓN COLOMBIANA COMPROMISE SOLUTIONS IN MINING  
METHOD SELECTION - CASE STUDY IN COLOMBIAN COAL  
MINING”.**

El problema de selección del método extractivo se convierte en el aspecto más importante de la explotación minera, ya que se debe seleccionar el método que mejor encaje con los criterios únicos de cada yacimiento tales como son las características espaciales, condiciones geológicas, hidrogeológicas, geotecnia y otras consideraciones tales como las económicas, factores tecnológicos y ambientales.

El propósito de este artículo es presentar un enfoque cuantitativo para la selección del método extractivo minero mediante el desarrollo metodológico de un problema de toma de decisión multicriterio discreta (DMD), este enfoque se propone para soportar el proceso de planeación y diseño minero. Seleccionar el método extractivo es uno de los problemas de Decisión Multicriterio Discreta (DMD) donde los decisores han tenido problemas en la asignación de peso a cada criterio. Para resolver este problema, este artículo propone el método de la ENTROPIA. El presente escrito quiere manejar la subjetividad inherente a esta problemática mediante el uso del método VIKOR, el cual arroja como resultado una alternativa de compromiso. La metodología propuesta en este artículo se aplica en yacimiento de carbón localizado en el costado occidental del Cerro Tasajero en Norte de Santander, Colombia.

## **2.1.2. Antecedentes Nacionales.**

### **2.1.2.1. AUTOR: José Luis Moran Montoya**

**Lima – Perú – 2009**

**“ANÁLISIS TÉCNICO ECONÓMICO PARA EXPLOTAR POR TALADROS LARGOS EL TAJEO 775 EN LA UNIDAD DE UCHUCCHACUA DE LA COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.”**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalurgia**

**Ingeniería de minas**

Desde el año 2003, la U.P Uchucchacua viene implementando modificaciones y cambios en la gestión de los procesos, buscando mejorar la productividad de sus trabajos, reducir el costo de sus operaciones y trabajar con estándares aceptables de seguridad. Como parte del plan estratégico y con el objetivo de optimizar los procesos en la mina se decidió iniciar con tajeos pilotos de método de explotación masiva. El método de explotación masivo fue el tajeo por subniveles usando taladros largos.

La aplicación del método de tajeo por subniveles usando taladros largos en el Cuerpo Magaly y Falla Socorro en la Mina Socorro Nivel 060 es un proyecto que esta es siendo ejecutado desde el año 2005.

Hoy en día, para hacer el cambio de método de explotación, es de suma importancia el monto del capital de inversión requerido; es necesario así mismo ejecutar un proceso de selección del método de explotación mediante un análisis sistemático de parámetros específicos del yacimiento como son:

- Geometría del yacimiento.
- Distribución de leyes.
- Propiedades geomecánicas del mineral y la roca encajonante.
- Aspectos económicos.

**2.1.2.2. AUTOR: Noé Neftalí CABELLO CORMAN.**

Lima – Peru – 2008.

**“SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA LA VETA PIEDAD EN LA MINA CATALINA HUANCA, AYACUCHO”**

**UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS**

**Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica, Geográfica y Civil.**

**Ingeniería de minas**

El presente estudio titulado “SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA LA VETA PIEDAD DE LA MINA CATALINA HUANCA”, involucra criterios técnicos y económicos orientados a la selección del MÉTODO ÓPTIMO para la explotación de la Veta Piedad como una alternativa de solución al problema del ALTO COSTO Y LA BAJA PRODUCTIVIDAD DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN EN VETAS.

Se fundamenta en el análisis de las condiciones geológicas, geométricas e hidrogeológicas y el estudio geomecánico de la veta Piedad y su entorno físico como base para seleccionar técnicamente los métodos aplicables para la explotación de la veta Piedad.

Posteriormente estos métodos se evalúan bajo consideraciones económicas (dilución, recuperación de reservas geológicas, valor del mineral y costo de producción). En base a estas consideraciones se realiza la evaluación económica empleando los criterios del “VAN” y “TIR”.

El análisis finalmente permitirá seleccionar el MÉTODO ÓPTIMO para la explotación de la veta Piedad.

**2.1.2.3. AUTOR: Gago O.**

**LIMA – PERU – 1996**

**“SELECCIÓN NUMÉRICA DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN”**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

Considera la geometría, la distribución de valores, las resistencias de la roca estructura mineralizada, el costo de producción, la recuperación, las condiciones ambientales y la seguridad como parámetros para la selección numérica del método de explotación. Sugiere que estos parámetros se deben examinar con rigurosidad para efectos de evaluación, revisión y selección de un método de explotación.

**2.1.2.4. AUTOR: Navarro V.**

**LIMA – PERU – 1999**

**“MÉTODOS Y CASOS PRÁCTICOS EN LA SELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN”**

Considera que la distribución de leyes en el depósito, las propiedades geomecánicas del mineral, de las rocas encajonantes y las consideraciones económicas tienen influencia en la selección de un método de explotación adecuado.

**2.1.2.5. AUTOR: Ladera N.**

**LIMA – PERU – 1989**

**“ESTADO TECNOLÓGICO DE LAS MINAS SUBTERRÁNEAS EN EL PERÚ”**

Considera que la geología, las labores de exploración, las reservas, la geometría de la estructura mineralizada, las características geomecánicas y la hidrogeología influyen en la selección del método de explotación adecuado. Por ello sugiere que es importante el conocimiento de las características del yacimiento antes de seleccionar la tecnología más adecuada y eficiente.

#### **2.1.2.6. AUTOR: BARGAS Q.**

**ANCASH – PERU - 2013**

**“PROYECTO VETA RAYO”**

En esta I etapa, el proyecto consiste en acceder a la veta Rayo en la zona de Siberia por el NV 4490 (NV 800) de la mina Central, donde se tiene recursos en el orden de 350,000 Ton de mineral, con una potencia promedio de 2,05 m y leyes promedio de 3,42 % Zn, 20,90 Oz Ag y Valor de Mineral de 108,46 VM\$ (considerando precios de Zn de \$950/Ton y Ag de \$5,5 Oz/Ton).

La zona de Siberia, veta Rayo se encuentra entre las progresivas 800 N y 1200 N, 650 m al techo de la veta L en la formación andesítica Carlos Francisco, cuenta con infraestructura de servicios cercanos, como aire comprimido, agua, energía, ventilación, echadero RB 14 y tajos vacíos (TJ 296) donde acumular el desmonte que provenga del crucero.

En esta I etapa se considera la construcción del Cx 740, una longitud de 700 m y cámaras de carguío de desmonte cada 100 m, hasta cortar la veta Rayo aproximadamente en la progresiva 900 N, para lo cual se hará uso de ventiladores en serie de capacidad de 40,000 CFM, para luego proyectar un RB de 8 pies de diámetro a superficie donde se instalará un ventilador principal.

De acuerdo a la evaluación geomecánica realizada por nuestro departamento de Control de Calidad se está planteando el minado de Sub Level Stopping hasta alturas de 15 m y potencias de veta mínimas de 1,50 m. En el mercado se cuenta con equipos de perforación y limpieza para esas dimensiones. En esta I etapa se proyecta dejar pilares de 5 m entre tajos cuya longitud propuesta por nuestra área de geomecánica es de 50 m y rellenar los vacíos con el desmonte que provenga de las labores de preparación y desarrollos.

## 2.2. BASES TEÓRICAS

Las vetas Vanesa y Heraldos, en U.E.A Heraldos Negros, se extraen actualmente mediante los métodos de "Corte & Relleno Ascendente Convencional". Generalmente presentan características similares. Son tabulares de contactos definidos, subverticales y de potencia media variada. Mineralógicamente las vetas presentan un zonamiento económico característico definido con ensambles "Zn, Pb, Ag y Cu".

### 2.2.1. Método Corte & Relleno Ascendente Mecanizado (Cut and Fill Stopping).

El método de explotación es corte y relleno Ascendente en vetas Verticales (buzamiento de 80° en este caso), se utiliza Máquinas perforadoras RNP y Jumbos electrohidráulicos.

El arranque del mineral se realiza en franjas horizontales desde la corona del subnivel de explotación. El mineral roto se acarrea completamente del tajeo con la combinación de equipos "LHD", para este propósito se emplea la rampa auxiliar (para minar el tajeo) hasta los ore pass, Una vez realizado la limpieza total de mineral se rellena el tajeo (con **material de los frentes de avance en estéril**), hasta tener una altura máxima de 2.50 metros para iniciar la perforación del nuevo corte.

#### 2.2.1.1. Condiciones del block a explotar (Área Geomecánica) .

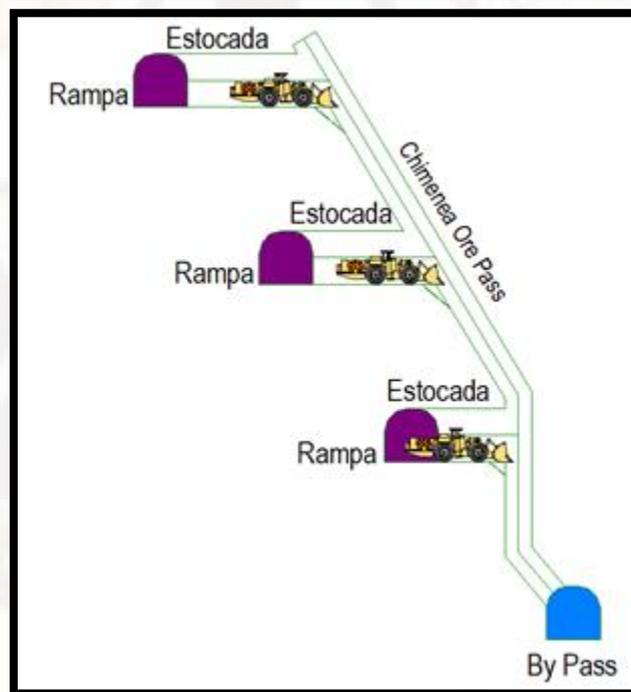
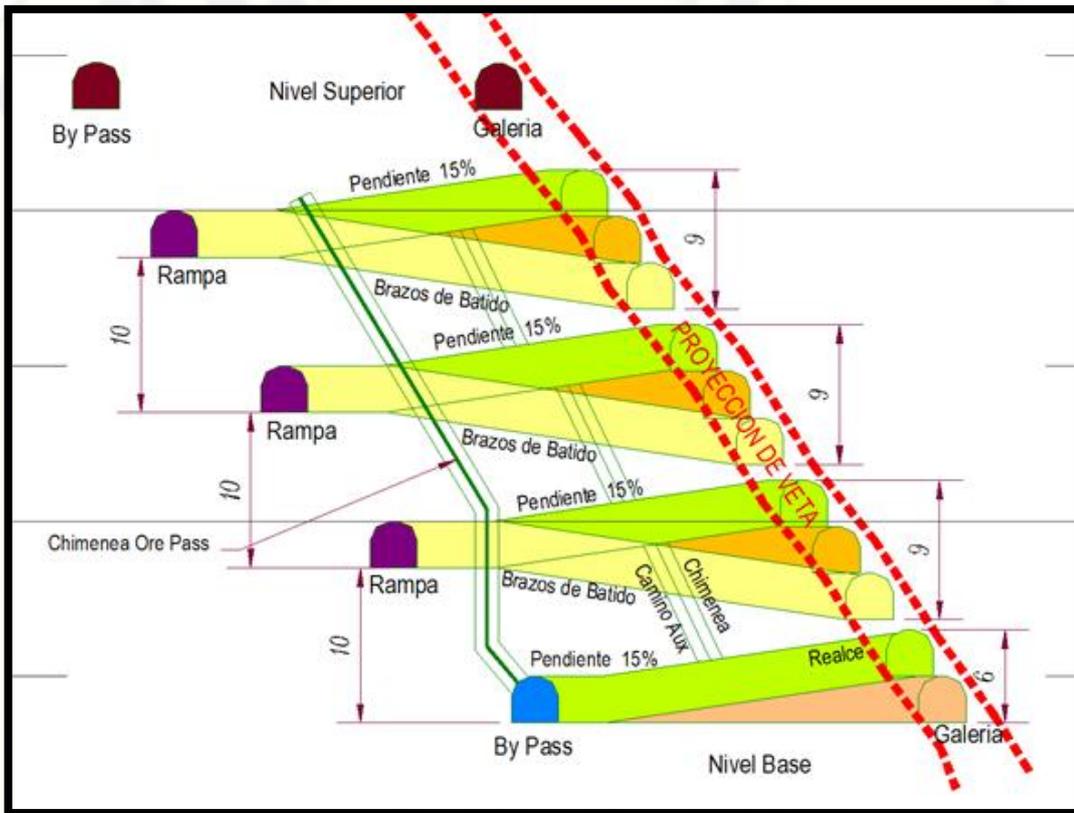
- La caja techo y el mineral son medianamente competente (cuando la valoración del RMR sea mayor a 40)
- Potencia del yacimiento 3.0 m promedio y buzamiento de 80°.

#### 2.2.1.2. Descripción del Método.

- Desarrollo de Rampa espiral negativa para el acceso al nivel inferior.
- Construcción del crucero de acceso en el nivel base para la extracción e inicio la rampa positiva con una sección mínima de 3 m de ancho y 3 m de altura.
- Galería en Exploración o Desarrollo de acceso y vías para el transporte del mineral de sección 3.0 m de ancho 3.0 m de altura.

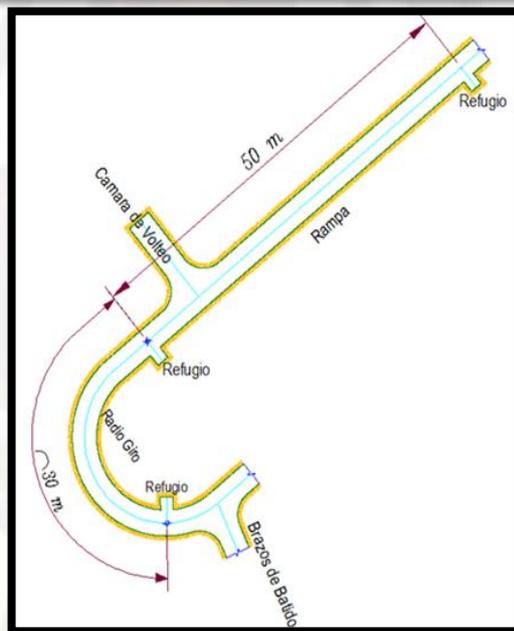
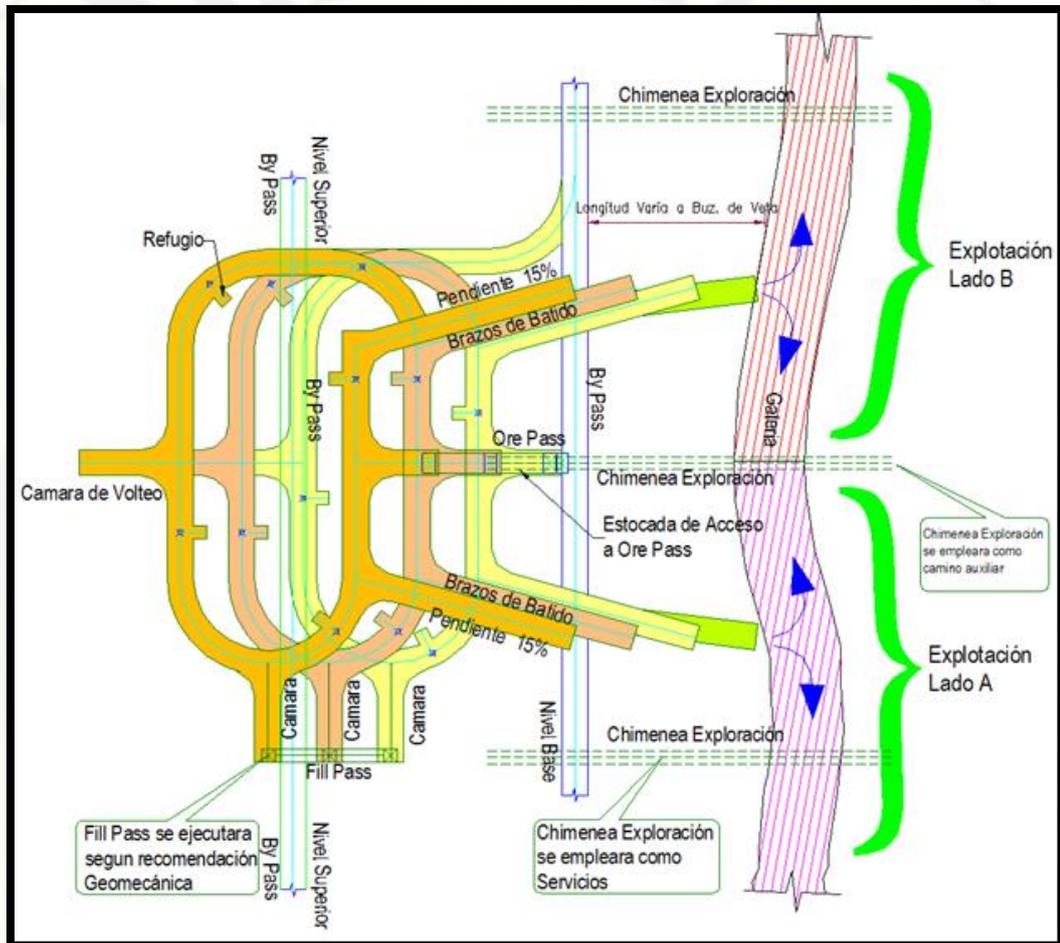
- Construcción del echadero de mineral en roca estéril de acuerdo al diseño y alejado de la rampa principal mínimo 8 metros.
- El by pass de extracción debe estar alejado de la galería de desarrollo a una distancia de 10 metros y de acuerdo a la recomendación geomecánica.
- La rampa principal de ingreso debe estar al piso de la veta y tendrá una pendiente máxima de 15%. Con una sección de 3 m de ancho y 3 m de altura.
- Construir la cámara de volteo para scoop perpendicular a la rampa.
- Construcción de refugios cada 30 metros en curva y cada 50 metros en recta.
- Construcción de chimenea de ventilación dentro del tajeo con una sección de 1.5 m de ancho y 1.5 m de altura.
- En la chimenea Instalar parrilla de 1.5 m de largo 1.5 de ancho.
- Cuando se deje de trabajar una ventana de acceso y se inicie la siguiente en la ventana inmediata superior se mantendrá la chimenea de ventilación.
- Cuando se deje una ventana inferior para iniciar una superior, esta (inferior) se colocará tabiques reforzados de acuerdo a la evaluación geomecánica.
- Las ventanas de acceso a los tajos tendrán inicialmente la misma sección de la rampa de acceso, será proyectada como máximo con una pendiente de 15% negativos y una vez suban con la explotación se realizará el “batido” hasta una pendiente máxima de 15% positivo.
- El rebatido de las ventanas de acceso a los tajeos debe servir para 3 cortes.
- De acuerdo a la evaluación geomecánica se construirá una loza antes de empezar el nuevo corte.

Figure 1. Estándar Gráfico en sección método de minado corte & Relleno Ascendente Semimecanizado.



Fuente: Departamento Planeamiento e Ingeniería U.E.A Heraldos Negros

Figure 2. Estándar Gráfico en Planta método de minado Corte & Relleno Semimecanizado.



Fuente: Departamento Planeamiento e Ingeniería U.E.A Heraldos Negros

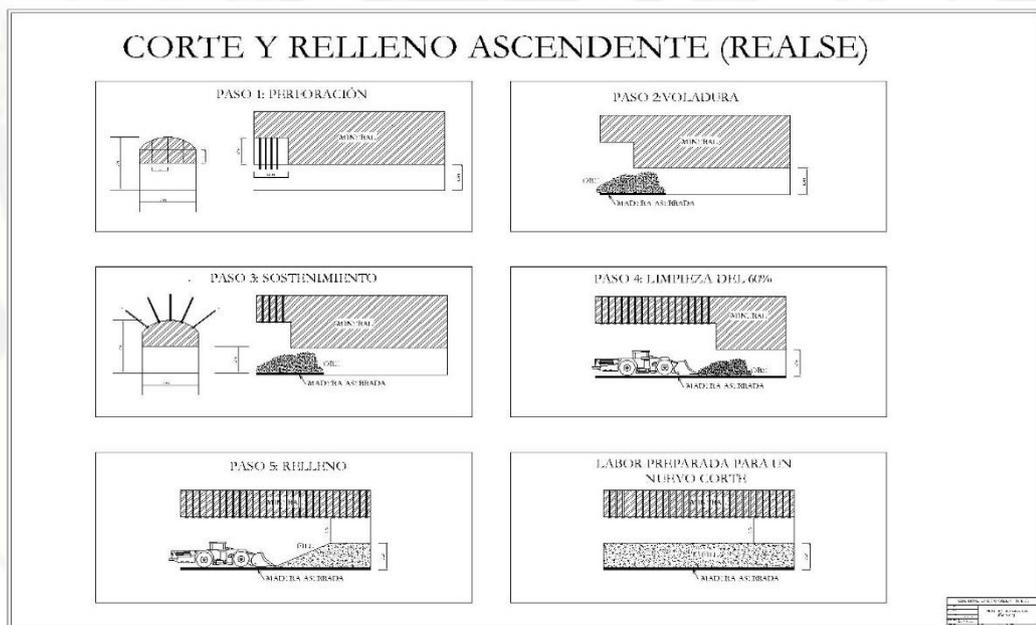
### 2.2.1.3. Minado

- El avance de la explotación será desde la ventana hacia ambos lados en rumbo manteniendo las coronas a un mismo nivel.
- El avance será ascendente en dirección del buzamiento de la veta, para vetas regulares y la longitud de taladro es de 4 pies.
- El avance será en realce en dirección del rumbo de la veta y la longitud de taladro será de 4 pies.
- Equipo de limpieza: Scoop tram de 4.2 – 2.5 Yd<sup>3</sup>.
- Sostenimiento con pernos split set, helicoidales según la recomendación Geomecánica.
- Cuando el fracturamiento del techo es intenso, usar cuadro de madera como soporte.
- Pilares laterales: Pilar menor 3x4 m y Pilar mayor 3x6 m.
- Finalizada la explotación, rellenar los espacios vacíos con relleno detrítico.

### 2.2.1.4. Ciclo de Minado – Operaciones Unitarias.

El ciclo de minado se inicia con la perforación, para lo cual se usa "Jumbo" Electrohidráulico y maquina jack leg.

Figure 3. Ciclo de Minado método de minado Corte & Relleno Ascendente Semimecanizado.



Fuente: Departamento Planeamiento e Ingeniería U.E.A Heraldos Negros

### Perforación en frentes con Jumbo.

La perforación de los frentes se realiza de acuerdo al tipo de roca la distribución de los taladros de acuerdo a la malla de perforación con barras cónicas de 13 pies de longitud. VER

Table 1. Distribución de taladros-Explosivos para P/V Jumbo.

| DESCRIPCION  | N° TAL    | N°TAL CARG | CART/TAL | TOTAL      | Semexa 65    |
|--------------|-----------|------------|----------|------------|--------------|
|              |           |            |          |            | 1 1/2 X 12   |
|              |           |            |          |            | TOTAL KG     |
| Alivio       | 1         |            |          |            |              |
| Arranque     | 4         | 4          | 11       | 44         | 16.2         |
| Ayuda        | 4         | 4          | 11       | 44         | 16.2         |
| Cuadradores  | 6         | 4          | 11       | 44         | 16.2         |
| Corona       | 3         | 5          | 11       | 55         | 20.2         |
| Produccion   | 8         | 8          | 11       | 88         | 32.4         |
| Arrastre     | 5         | 5          | 11       | 55         | 20.2         |
| <b>TOTAL</b> | <b>31</b> | <b>30</b>  |          | <b>330</b> | <b>121.3</b> |

|                     |           |
|---------------------|-----------|
| Longitud de taladro | 3.65 m    |
| Avance Lineal       | 3.30 m    |
| Ancho               | 3 m       |
| Altura              | 3 m       |
| Factor de carga     | 36.7 Kg/m |

Fuente: Departamento Perforación/Voladura U.E.A Heraldos negros

### Perforación en frentes con Jack Leg.

La perforación de los frentes se realiza de acuerdo al tipo de roca la distribución de los taladros de acuerdo a la malla de perforación con barras cónicas de 4 y 6 pies de longitud. VER

Table 2. Distribución de taladros-Explosivos para P/V Jack Leg.

| DESCRIPCION  | N° TAL    | N°TAL CARG | CART/TAL | TOTAL      | Semexa 65   |
|--------------|-----------|------------|----------|------------|-------------|
|              |           |            |          |            | 7/8x7       |
|              |           |            |          |            | TOTAL KG    |
| Alivio       | 5         |            |          |            |             |
| Arranque     | 4         | 4          | 6        | 24         | 1.9         |
| 1° Ayuda     | 4         | 4          | 6        | 24         | 1.9         |
| Cuadradores  | 4         | 4          | 6        | 24         | 1.9         |
| Corona       | 7         | 5          | 6        | 30         | 2.4         |
| Produccion   | 12        | 12         | 6        | 72         | 5.7         |
| Arrastre     | 5         | 5          | 6        | 30         | 2.4         |
| <b>TOTAL</b> | <b>41</b> | <b>34</b>  |          | <b>204</b> | <b>16.1</b> |

|                     |          |
|---------------------|----------|
| Longitud de taladro | 1.8 m    |
| Avance Lineal       | 1.65 m   |
| Ancho               | 3 m      |
| Altura              | 3 m      |
| Factor de carga     | 9.8 Kg/m |

Fuente: Departamento Perforación/Voladura U.E.A Heraldos Negros

### Perforación de tajos en realce con Jack Leg.

La perforación en los tajos se realiza de acuerdo al tipo de roca la distribución de los taladros de acuerdo a la malla de perforación con barras cónicas de 2 y 4 pies de longitud. VER

Table 3. Distribución de taladros-Explosivos para P/V en Tajos con Jack Leg.

|             |        |            |          |       | Semexa 65<br>7/8x7 |
|-------------|--------|------------|----------|-------|--------------------|
| DESCRIPCION | N° TAL | N°TAL CARG | CART/TAL | TOTAL | TOTAL KG           |
| Produccion  | 50     | 50         | 5        | 250   | 19.8               |
| total       |        |            |          |       | 19.8               |

|                     |           |
|---------------------|-----------|
| Longitud de taladro | 1.2 m     |
| Factor de potencia  | 0.5 Kg/Tn |

Fuente: Departamento Perforación/Voladura U.E.A Heraldos negros

### Perforación de chimeneas.

La perforación en chimeneas se realiza de acuerdo al tipo de roca, la distribución de los taladros de acuerdo a la malla de perforación con barras cónicas de 1 y 4 pies de longitud. Ver

Table 4. Distribución de taladros-Explosivos para P/V en Chimeneas con Jack Leg.

|             |        |            |          |       | Semexa 65<br>7/8x7 |
|-------------|--------|------------|----------|-------|--------------------|
| DESCRIPCION | N° TAL | N°TAL CARG | CART/TAL | TOTAL | TOTAL KG           |
| Alivio      | 5      |            |          |       |                    |
| Arranque    | 4      | 4          | 5        | 20    | 1.6                |
| Ayuda       | 4      | 4          | 5        | 20    | 1.6                |
| Produccion  | 4      | 4          | 5        | 20    | 1.6                |
| Cuadradores | 4      | 4          | 5        | 20    | 1.6                |
| TOTAL       | 21     | 16         | 20       | 80    | 6.3                |

|                     |           |
|---------------------|-----------|
| Longitud de taladro | 1.2       |
| Avance Lineal       | 1.1       |
| factor de carga     | 5.68 Kg/m |

Fuente: Departamento Perforación/Voladura U.E.A Heraldos Negros

## Voladura.

La voladura se realiza de forma convencional y mecanizada.

**Mecha Rápida Z-18:** es un componente del sistema tradicional de iniciación de voladuras, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico.

**El Carmex®:** está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida.

Table 5. Costo de Perforación y Voladura por TM Producido

|                      |       |    |                      |                               |
|----------------------|-------|----|----------------------|-------------------------------|
| Producción mineral:  | 12140 | TM | M. Perforadoras      | 9 un                          |
| Producción desmonte: | 7880  | TM | P.U. (prom)          | 4050 USD (\$)                 |
| Total de producción: | 20020 | TM | Vida útil            | 150000 pies                   |
| Stripping ratio:     | 0.65  | TM | Total de pies perf.  | 6150 pies/mes (41 tal. 5pies) |
|                      |       |    | Costo por mes (perf) | 166.05 USD (\$)/mes (un)      |
|                      |       |    | Costo por mes (perf) | 1494.5 USD (\$)/mes (tot)     |
|                      |       |    | Disp. Mec.           | 80%                           |
|                      |       |    | Costo por mes (perf) | 1195.6 USD (\$)/mes           |

| Perforación  | USD (\$)        | USD\$/TM <sup>(1)</sup> | USD\$/TM <sup>(2)</sup> |
|--|-----------------|-------------------------|-------------------------|
| Mano de obra y supervisión                                     | 19184.9         |                         |                         |
| Equipo de protección personal                                  | 908.6           |                         |                         |
| Aceros de perforación  | 5998.7          |                         |                         |
| Equipos  | 1195.6          |                         |                         |
| Mantenimiento  | 3794.2          |                         |                         |
| Materiales y herramientas                                      | 2537.4          |                         |                         |
| <b>Total</b>   | <b>33619.31</b> | <b>2.77</b>             |                         |
| Voladura   | USD (\$)        |                         |                         |
| Mano de obra y supervisión                                     | 9592.4          |                         |                         |
| Equipo de protección personal                                  | 454.3           |                         |                         |
| Explosivos   | 22109.6         |                         |                         |
| Accesorios   | 13341.6         |                         |                         |
| <b>Total</b>   | <b>45497.97</b> | <b>3.75</b>             |                         |
| <b>Total de perforación y voladura</b>                         | <b>79117.28</b> | <b>6.52</b>             |                         |
| <b>Costo total de perforación y voladura por TM de mineral</b> |                 | <b>6.52</b>             |                         |
| Costo total incluido el IGV(18%)                               |                 |                         |                         |
| <b>Costo total de perforación y voladura por TM de mineral</b> |                 | <b>7.69</b>             |                         |

Fuente: Departamento de Productividad U.E.A Heraldos Negros

El costo de perforación y voladura es de **7.69 US\$/TM.**

## Ventilación.

### Requerimiento de aire.

Según el Decreto Supremo 023-2017-EM, el caudal requerido por persona es de 6 m<sup>3</sup>/min, si la mina está por encima de los 4,000 m.s.n.m. (U.E.A. Heraldos Negros con cota 4,890 m.s.n.m.) Se considera a la Guardia B por ser la más numerosa.

Table 6. *Calculo de Caudal Requerido en Mina.*

#### REQUERIMIENTO DE AIRE PARA PERSONAL

| DESCRIPCION                  | N° PERS/TURNO | D.S. 023 | m <sup>3</sup> /min | cfm         |
|------------------------------|---------------|----------|---------------------|-------------|
| PERSONAL MINA SUBTERRANEA    | 30            | 6        | 180                 | 6357        |
| INGRESO DE PERSONAL EVENTUAL | 3             | 6        | 18                  | 636         |
| INGRESO DE OTROS 5%          | 1             | 6        | 6                   | 212         |
| <b>TOTAL</b>                 | <b>34</b>     |          | <b>204</b>          | <b>7204</b> |

#### REQUERIMIENTO DE AIRE PARA EQUIPOS

| DESCRIPCION          | CANTIDAD | HP/Equipo | HP Total | HP Desarrollado | D.S. 023 m <sup>3</sup> /min/HP | Eficiencia Equipo (%) | Hora neto trabajo (hr) | m <sup>3</sup> /min | cfm          |
|----------------------|----------|-----------|----------|-----------------|---------------------------------|-----------------------|------------------------|---------------------|--------------|
| SCOOP R1300G         | 1        | 220       | 220      | 124             | 3                               | 100%                  | 4.5                    | 371                 | 13110        |
| SCOOP R1300G         | 1        | 220       | 220      | 138             | 3                               | 100%                  | 5                      | 413                 | 14567        |
| JUMBO J-1            | 1        | 62        | 62       | 16              | 3                               | 100%                  | 2                      | 47                  | 1642         |
| CAMIONETA TOYOTA 4x4 | 1        | 55        | 55       | 26              | 3                               | 100%                  | 3.8                    | 78                  | 2768         |
| <b>TOTAL</b>         |          |           |          |                 | <b>303</b>                      |                       |                        | <b>909</b>          | <b>32087</b> |

#### REQUERIMIENTO DE AIRE PARA DILUIR GASES DE VOLADURA

##### Caudal para Dilución de Explosivos

| N° Niveles | Veloc. m/min | Área, m <sup>2</sup> | Caudal requerido    |                   |        |
|------------|--------------|----------------------|---------------------|-------------------|--------|
|            |              |                      | m <sup>3</sup> /min | m <sup>3</sup> /s | cfm    |
| 2          | 20           | 11.6375              | 466                 | 8                 | 16,439 |

#### COBERTURA GENERAL DE AIRE EN MINA

| REQUERIMIENTO DE AIRE  | m <sup>3</sup> /min | cfm          |
|--|---------------------|--------------|
| TOTAL DE AIRE REQUERIDO PARA EL PERSONAL (Q1)                | 204                 | 7204         |
| TOTAL DE AIRE REQUERIDO PARA EQUIPOS DIESEL (Q2)             | 909                 | 32087        |
| TOTAL DE AIRE REQUERIDO PARA DILUCION DE GASES DE EXPLOSIVOS | 466                 | 16,439       |
| <b>TOTAL REQUERIMIENTO DE AIRE Q<sub>T</sub> =</b>           | <b>1578</b>         | <b>55730</b> |

Fuente: Departamento de Ventilación U.E.A Heraldos Negros

Requerimos un caudal de aire limpio de 55 730 cfm.

En cuanto a la ventilación la necesidad de aire es de 55730 CFM, se utilizarían 4 ventiladores y mangas de 36" de Ø.:

- 2 ventiladores de 50 000 cfm.
- 2 ventiladores de 30 000 cfm.
- 2 ventiladores de 30 000 cfm (stand by)

### Ingreso de aire limpio:

El ingreso de aire limpio será por la Bocamina en Nv. 4980 N, la toma de aire limpio será en la Rp (-) 920.

El alcance de este ventilador será 200 m de longitud, con mangas de 36 pulgadas de diámetro; luego de este avance se colocará un segundo ventilador de 30,000 cfm (19 m<sup>3</sup>/s) instalado en serie.

### Evacuación de aire contaminado

El flujo del aire contaminado se evacuó a través de la Ch.840 hacia Boca mina Nv. 4980 S.

En Boca mina Nv. 4980, se encuentra un ventilador de 50,000 cfm (71 m<sup>3</sup>/s), el cual trabajará como extractor.

### Circuitos Secundarios

#### By Pass Principal:

El aire limpio proveniente de la Rp(-) 920, se inyectará a los frentes de las alas norte y sur mediante ventiladores de 30,000 cfm (19 m<sup>3</sup>/s).

Table 7. Costo de Ventilación por TM Producido

|                      |       |    |                      |       |              |
|----------------------|-------|----|----------------------|-------|--------------|
| Producción mineral:  | 12140 | TM | Ventiladores         | 6     | un           |
| Producción desmonte: | 7880  | TM | P.U. (prom)          | 30000 | USD (\$)     |
| Total de producción: | 20020 | TM | Vida útil            | 5     | años         |
| Stripping ratio:     | 0.65  | TM | Costo por vent (mes) | 500   | USD (\$)/mes |
|                      |       |    | Costo por vent (mes) | 3000  | USD (\$)/mes |
|                      |       |    |                      | 360   | días         |

| Ventilación   | USD (\$)       | USD(\$)/TM <sup>(1)</sup> | USD(\$)/TM <sup>(2)</sup> |
|---|----------------|---------------------------|---------------------------|
| Mano de obra y supervisión                          | 4796.2         |                           |                           |
| Equipo de protección personal                       | 227.2          |                           |                           |
| Manga de ventilación                                | 0.0            |                           |                           |
| Ventiladores  | 6500.0         |                           |                           |
| <b>Total en ventilación</b>                         | <b>11523.4</b> | <b>0.9</b>                |                           |
| <b>Costo total de ventilación por TM de mineral</b> |                | <b>0.9</b>                |                           |
| Costo total incluido el IGV (18%)                   |                |                           |                           |
| <b>Costo total de ventilación por TM de mineral</b> |                | <b>1.12</b>               |                           |

Fuente: Departamento de Ventilación U.E.A Heraldos Negros

El costo de ventilación de **1.12 US\$/TM**.

### Limpieza, Carguio y Extracción de Mineral a Superficie.

Para poder determinar el costo que genera el acarreo de mineral se ha tomado tiempos del ciclo de carguío precisamente en la Gal 865 N, teniendo que controlar en que tiempo demora en limpiar el scoop de la contrata un frente de perforación con 6ft de avance, y analizar cuanto tonelaje puede mover en las horas de trabajo.

En lo siguiente tenemos las características de los equipos que trabajan en interior mina.

- Scoop de 4.2 Yd<sup>3</sup>
- Volquete 15 m<sup>3</sup>

El consumo de combustible promedio de ambos equipos es de 5 gal/hora, en el que se han programado primero la limpieza de los frentes con el scoop hacia el Ore pass 040 y luego se procede al carguío al volquete para sacar el mineral hacia la superficie

Table 8. Costo de Extracción de Mineral a Superficie por TM Producido

|   |       |    |                 |                                  |                                  |
|---|-------|----|-----------------|----------------------------------|----------------------------------|
| Producción mineral:   | 12140 | TM | 20771.62        | Variados                         |                                  |
| Producción desmonte:  | 7880  | TM | 45778.96        | Equipo pesado (contratas)        |                                  |
| Total de producción:  | 20020 | TM |                 |                                  |                                  |
| Stripping ratio:  | 0.65  | TM |                 |                                  |                                  |
|   |       |    | Volvo           | 1 un                             |                                  |
|   |       |    | P.U. (prom)     | 110000 USD (\$)                  |                                  |
|   |       |    | Vida útil       | 7.5 años                         |                                  |
|   |       |    | Costo mensual   | 1222.2 USD (\$)/mes (un)         |                                  |
| <b>Carguío y acarreo</b>  |       |    | <b>USD (\$)</b> | <b>USD(\$)/TM <sup>(1)</sup></b> | <b>USD(\$)/TM <sup>(2)</sup></b> |
| Mano de obra y supervisión  |       |    | 19184.9         |                                  |                                  |
| Equipo de protección personal   |       |    | 908.6           |                                  |                                  |
| Combustible   |       |    | 17182.2         |                                  |                                  |
| Lubricantes   |       |    | 1241.7          |                                  |                                  |
| Equipos automotriz y repuestos  |       |    | 153.7           |                                  |                                  |
| Filtro para equipos   |       |    | 116.9           |                                  |                                  |
| Llantas y accesorios  |       |    | 0.0             |                                  |                                  |
| Equipos pesados (contratistas)  |       |    | 41201.1         |                                  |                                  |
| <b>Total</b>  |       |    | <b>79988.97</b> | <b>6.59</b>                      |                                  |
| <b>Extracción</b>   |       |    | <b>USD (\$)</b> | <b>USD(\$)/TM <sup>(1)</sup></b> | <b>USD(\$)/TM <sup>(2)</sup></b> |
| Mano de obra y supervisión  |       |    | 4796.2          |                                  |                                  |
| Equipo de protección personal   |       |    | 227.2           |                                  |                                  |
| Combustible   |       |    | 1909.1          |                                  |                                  |
| Lubricantes   |       |    | 138.0           |                                  |                                  |
| Equipos automotriz y repuestos  |       |    | 17.1            |                                  |                                  |
| Filtro para equipos   |       |    | 13.0            |                                  |                                  |
| Llantas y accesorios  |       |    | 0.0             |                                  |                                  |
| Equipos pesados (contratistas)  |       |    | 4577.9          |                                  |                                  |
| Equipo pesado (volquete)  |       |    | 1222.2          |                                  |                                  |
| <b>Total</b>  |       |    | <b>12900.62</b> | <b>1.06</b>                      |                                  |
| <b>Total de carguío, acarreo y extracción</b>                         |       |    | <b>92889.59</b> | <b>7.65</b>                      |                                  |
| <b>Costo total de carguío, acarreo y extracción por TM de mineral</b> |       |    |                 | <b>7.65</b>                      |                                  |
| Costo total incluido el IGV (18%)                                     |       |    |                 |                                  |                                  |
| <b>Costo total de carguío, acarreo y extracción por TM de mineral</b> |       |    |                 | <b>9.03</b>                      |                                  |

Fuente: Departamento de Productividad U.E.A Heraldos Negros

El costo de limpieza, carguío y transporte de mineral a superficie de **9.03 US\$/TM.**

La extracción se realiza desde el “Ore Pass 040” con “Scooptram 4.2 Yd<sup>3</sup>” hasta la Cámara de carguío N°02 en el nivel 4890.

El transporte de mineral del nivel 4890 se realiza con volquetes V-11, a través de la Rp (+) 390 hacia superficie, es una de las maneras de mecanizar el sistema de acarreo del mineral.

El transporte con volquetes tiene las siguientes características:

- Requiere de buenas vías para minimizar los costos por llantas.
- Trabajamos por rampas de +12% como máximo.
- Están limitados a distancias menores de 4 Km.
- Tienen gran flexibilidad para el transporte.

Figure 4. Volquete V-11 (Cámara de carguío N°02)



Fuente: Elaboración Propia

### **Transporte de mineral a Planta Concentradora “ San Pedro”**

El mineral es cargado nuevamente a los volquetes de 30tn para el envío hacia la planta concentradora San Pedro.

La distancia de la U.E.A Heraldos Negros hacia planta Concentradora San Pedro es 50 km.

Table 9. Costos de transporte de mineral a planta concentradora por TM Producido

|                      |       |    |
|----------------------|-------|----|
| Producción mineral:  | 12140 | TM |
| Producción desmonte: | 7880  | TM |
| Total de producción: | 20020 | TM |

Stripping ratio: 0.65 TM

| Transporte de mineral   | USD (\$)      | USD(\$)/TM <sup>(1)</sup> | USD(\$)/TM <sup>(2)</sup> |
|---|---------------|---------------------------|---------------------------|
| T transporte de mineral                                       | 165702.00     |                           |                           |
| <b>Total en transporte de mineral</b>                         | <b>165702</b> | <b>13.65</b>              |                           |
| <b>Costo total de transporte de mineral por TM de mineral</b> |               | <b>13.65</b>              |                           |
| Costo total incluido el IGV (18%)                             |               |                           |                           |
| <b>Costo total de transporte de mineral por TM de mineral</b> |               | <b>16.11</b>              |                           |

Fuente: Departamento de Productividad U.E.A Heraldos Negros

El costo de transporte de mineral hacia planta concentradora de **16.11 US\$/TM.**

#### Sostenimiento de labores Mineras.

En los elementos de sostenimiento se considera:

- Split set de 5'
- Split set de 7'
- Mini split set 1'
- Perno helicoidal 5'
- Perno helicoidal 7'
- Malla electrosoldada de 2'x2' y 4'x4' de área
- Semcon
- Resina
- Madera para la rehabilitación de labores y avances ocasionalmente.

Table 10. Costos de Sostenimiento por TM Producido

|                      |       |    |                      |                               |
|----------------------|-------|----|----------------------|-------------------------------|
| Producción mineral:  | 12140 | TM | M. Perforadoras      | 9 un                          |
| Producción desmonte: | 7880  | TM | P.U. (prom)          | 4050 USD (\$)                 |
| Total de producción: | 20020 | TM | Vida útil            | 150000 pies                   |
| Stripping ratio:     | 0.65  | TM | Total de pies perf.  | 2700 pies/mes (41 tal. 5pies) |
|                      |       |    | Costo por mes (perf) | 72.9 USD (\$)/mes (un)        |
|                      |       |    | Costo por mes (perf) | 656.1 USD (\$)/mes (tot)      |
|                      |       |    | Disp. Mec.           | 80%                           |
|                      |       |    | Costo por mes (perf) | 524.88 USD (\$)/mes           |

| Sostenimiento   | USD (\$)        | USD(\$)/TM <sup>(1)</sup> | USD(\$)/TM <sup>(2)</sup> |
|---|-----------------|---------------------------|---------------------------|
| Mano de obra y supervisión                            | 23981.1         |                           |                           |
| Equipo de protección personal                         | 1135.8          |                           |                           |
| Aceros de perforación                                 | 55.3            |                           |                           |
| Equipos   | 524.9           |                           |                           |
| Mantenimiento   | 557.0           |                           |                           |
| Pemos split set 5'                                    | 5237.0          |                           |                           |
| Pemos split set 7'                                    | 183.6           |                           |                           |
| Malla electrosoldada                                  | 1878.5          |                           |                           |
| Madera (rehabilitación de labores y avances)          | 10982.0         |                           |                           |
| <b>Total en sostenimiento</b>                         | <b>44535.09</b> | <b>3.67</b>               |                           |
| <b>Costo total desostenimiento por TM de mineral</b>  |                 | <b>3.67</b>               |                           |
| Costo total incluido el IGV (18%)                     |                 |                           |                           |
| <b>Costo total de sostenimiento por TM de mineral</b> |                 | <b>4.33</b>               |                           |

Fuente: Departamento de Productividad U.E.A Heraldos Negros

El costo por sostenimiento de **4.33 US\$/TM.**

### Relleno de tajos.

El relleno de los tajos sera con relleno detritico provenientes:

- labores de preparación
- ventanas de acceso

Table 11. Costo de Relleno de Tajos por TM Producido

| Producción mineral:                                      | 12140           | TM                        | Suministros               | 11853.59 |
|--|-----------------|---------------------------|---------------------------|----------|
| Producción desmonte:                                     | 7880            | TM                        |                           |          |
| Total de producción:                                     | 20020           | TM                        |                           |          |
| Stripping ratio:   | 0.65            | TM                        |                           |          |
| Relleno  | USD (\$)        | USD(\$)/TM <sup>(1)</sup> | USD(\$)/TM <sup>(2)</sup> |          |
| Mano de obra y supervisión                               | 9592.4          |                           |                           |          |
| Equipo de protección personal                            | 454.3           |                           |                           |          |
| Combustible  | 10894.7         |                           |                           |          |
| Lubricantes  | 787.3           |                           |                           |          |
| Equipos automotriz y repuestos                           | 97.4            |                           |                           |          |
| Filtro para equipos                                      | 74.1            |                           |                           |          |
| Llantas y accesorios                                     | 0.0             |                           |                           |          |
| Equipos pesados (contratistas)                           | 26124.4         |                           |                           |          |
| <b>Total de relleno de tajos</b>                         | <b>48024.68</b> | <b>3.96</b>               |                           |          |
| <b>Costo total de relleno de tajos por TM de mineral</b> |                 | <b>3.96</b>               |                           |          |
| Costo total incluido el IGV (18%)                        |                 |                           |                           |          |
| <b>Costo total de relleno de tajos por TM de mineral</b> |                 | <b>4.67</b>               |                           |          |

Fuente: Departamento de Productividad U.E.A Heraldos Negros

El costo de relleno de tajos de **4.67 US\$/TM.**

### Servicios generales y auxiliares.

- Las valvulas principales de agua y aire deben estar ubicados en el ingreso de la galería principal de acceso al block.
- Las tuberías de servicios iran al lado opuesto de los cables eléctricos.

### Servicios mina (bombeo de agua de mina)

El drenaje de agua residual de mina sera atraves de 4 bombas. Las cuales estan ubicadas en el BP 390 y en la RP(+) 390 mediante esta a superficie (PETAM 01).

- 1 Bomba Master
- 1 Bomba Matador
- 1 Bomba Major (stand by)
- 1 Bomba Fligth (stand by)

Table 12. Costo de bombeo de agua de mina por TM Producido

|  |       |    |                 |                                  |                                  |          |
|--|-------|----|-----------------|----------------------------------|----------------------------------|----------|
| Producción mineral:                                    | 12140 | TM | Bombas          | 4 und                            |                                  |          |
| Producción desmonte:                                   | 7880  | TM | Bomba Major     | 4600 USD (\$)                    | 5 h/gdia                         | 10 h/día |
| Total de producción:                                   | 20020 | TM | Bomba Master    | 7450 USD (\$)                    | 5 h/gdia                         | 10 h/día |
| Stripping ratio:                                       | 0.65  | TM | Bomba Matador   | 11500 USD (\$)                   | 3 h/gdia                         | 6 h/día  |
|  |       |    | Bomba Fligth    | 25000 USD (\$)                   | 8 h/gdia                         | 16 h/día |
|  |       |    | Tiempo de vida  | 5 años                           | 1800 días                        |          |
| <b>Relleno</b>   |       |    | <b>USD (\$)</b> | <b>USD(\$)/TM <sup>(1)</sup></b> | <b>USD(\$)/TM <sup>(2)</sup></b> |          |
| Mano de obra y supervisión                             |       |    | 2398.1          |                                  |                                  |          |
| Equipo de protección personal                          |       |    | 113.6           |                                  |                                  |          |
| Equipo de bombeo                                       |       |    | 409.4           |                                  |                                  |          |
| Mantenimiento de bomba                                 |       |    | 787.3           |                                  |                                  |          |
| <b>Total de servicios mina</b>                         |       |    | <b>3708.38</b>  | <b>0.31</b>                      |                                  |          |
| <b>Costo total de servicios mina por TM de mineral</b> |       |    |                 | <b>0.31</b>                      |                                  |          |
| <b>Costo total incluido el IGV (18%)</b>               |       |    |                 |                                  |                                  |          |
| <b>Costo total de servicios mina por TM de mineral</b> |       |    |                 | <b>0.36</b>                      |                                  |          |

Fuente: Departamento de Productividad U.E.A Heraldos Negros

El costo de bombeo de agua de mina de **0.36 US\$/TM**.

### ENERGÍA ELÉCTRICA

La enegia eléctrica que se consume es propiedad de CIA Minera San Valentin.

- Consumo eléctrico: 347845 kw
- Precio eléctrico: 0.07 US\$/kw

Table 13. Costo de Energía por TM Producido

|   |       |    |                   |                                  |                                  |
|---|-------|----|-------------------|----------------------------------|----------------------------------|
| Producción mineral:   | 12140 | TM | Consumo eléctrico | 347845                           | kw                               |
| Producción desmonte:  | 7880  | TM | Precio eléctrico  | 0.07                             | USD (\$)/kw                      |
| Total de producción:  | 20020 | TM | Costo eléctrico   | 24349.2                          |                                  |
| Stripping ratio:  | 0.65  | TM |                   |                                  |                                  |
| <b>Energía - mto eléctrico</b>                                  |       |    | <b>USD (\$)</b>   | <b>USD(\$)/TM <sup>(1)</sup></b> | <b>USD(\$)/TM <sup>(2)</sup></b> |
| Mano de obra y supervisión                                      |       |    | 2398.11           |                                  |                                  |
| Equipo de protección personal                                   |       |    | 113.58            |                                  |                                  |
| Consumo eléctrico   |       |    | 24349.15          |                                  |                                  |
| <b>Total en energía - mto eléctrico</b>                         |       |    | <b>26860.83</b>   | <b>2.21</b>                      |                                  |
| <b>Costo total de energía - mto eléctrico por TM de mineral</b> |       |    |                   | <b>2.21</b>                      |                                  |
| Costo total incluido el IGV (18%)                               |       |    |                   |                                  |                                  |
| <b>Costo total de energía - mto eléctrico por TM de mineral</b> |       |    |                   | <b>2.61</b>                      |                                  |

Fuente: Departamento de Productividad U.E.A Heraldos Negros

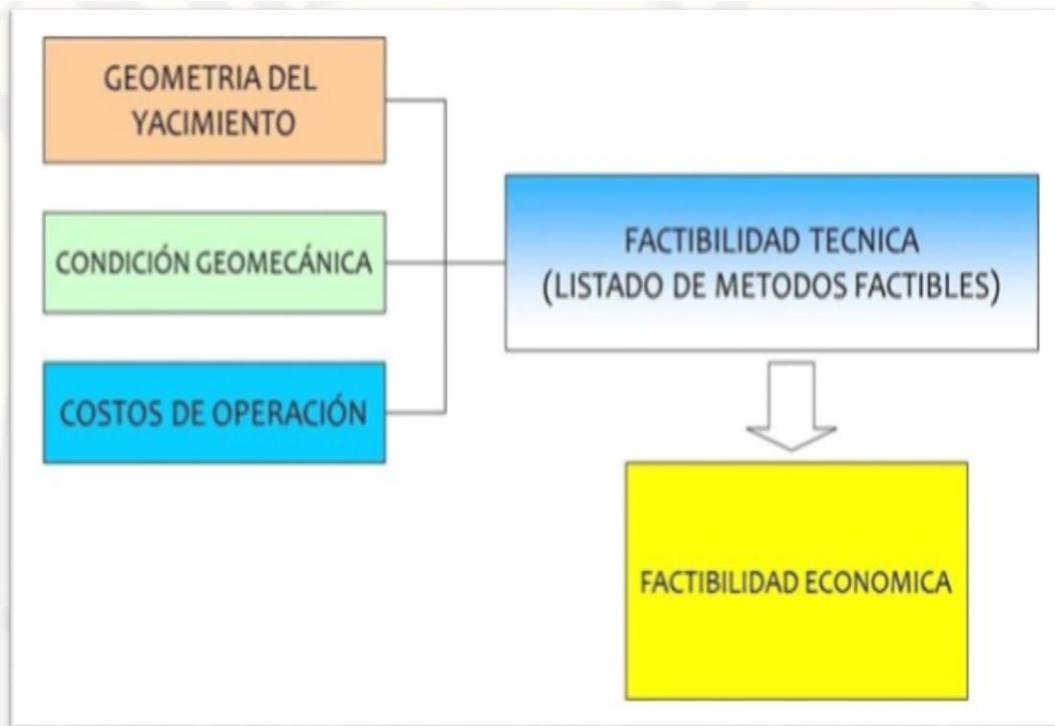
El costo por consumo de energía es de **2.01 US\$/TM.**

## 2.2.2. Metodología de selección según David E. Nicholas (aproximación numérica).

Este sistema de clasificación (Nicholas 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 la estructura mineralizada y en las paredes 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.

Los siguientes parámetros son considerados en la metodología:

Figure 5. Consideraciones en la metodología de David E. Nicholas



Fuente: David E. Nicholas (1981)

### 2.2.3. Parámetros a tener en cuenta.

#### 2.2.3.1. Geometría del Yacimiento.

##### 2.2.3.1.1. Descripción de la Geología del Yacimiento.

- Yacimiento Equidimensional o masivo: dimensiones similares en todas las direcciones.
- Yacimiento tabular o elongado: dos direcciones son predominantes.
- Yacimiento Irregular: dimensiones del yacimiento varían en distancias cortas

##### 2.2.3.1.2. Descripción de la Geometría del Yacimiento.

- Baja potencia: 0- 10 m
- Potencia Intermedia: 10-30 m
- Potente: 30-100 m
- Muy potente: > 100 m

#### **2.2.3.1.3. Descripción de la inclinación del yacimiento.**

- Horizontal: 0- 20°
- Intermedio: 20°-55°
- Vertical > 55°

#### **2.2.3.1.4. Descripción de la profundidad del yacimiento.**

- Esfuerzo vertical:  $S_v=0.027 \cdot H$   
H = profundidad (m)

#### **2.2.3.1.5. Descripción de la distribución de leyes en el yacimiento**

- Uniforme : Leyes diseminadas en el yacimiento.
- Gradacional: Existen distintas leyes que gradualmente cambian en el espacio.
- Errática : Existen bolsones de ley sin un claro patrón.

#### **2.2.3.2. Características técnicas del proyecto.**

Se caracteriza el mineral, caja techo y caja piso.

##### **2.2.3.2.1. Resistencia de la Roca Intacta.**

- Poco competente  $UCS/s_v \leq 8$
- Competencia intermedia:  $8 < UCS/s_v \leq 15$
- Competencia alta  $UCS/s_v > 15$

##### **2.2.3.2.2. Número de estructuras.**

- Muy fracturado  $ff/m: > 16$  ff/m
- Fracturado  $ff/m: 10-16$  ff/m
- Poco fracturado  $ff/m: 3 - 10$  ff/m
- Muy poco fracturado  $ff/m: < 3$  ff/m

##### **2.2.3.2.3. Condición de las estructuras.**

- Poco Competente: estructuras sin relleno o con relleno con una resistencia menor a la roca intacta.
- Competente: estructuras sin relleno con superficie rugosa.

- Muy Competente: estructuras con relleno de mayor resistencia que la roca intacta.

Figure 6. Tablas de Valoración de David E. Nicholas

| 1. Yacimiento<br>Metodo explotación | Forma general yacimiento |               |           | Potencia del yacimiento |            |      |          |
|-------------------------------------|--------------------------|---------------|-----------|-------------------------|------------|------|----------|
|                                     | Masiva                   | Tabular/platy | Irregular | Baja                    | Intermedia | Alta | Muy alta |
| Rajo Abierto                        | 3                        | 2             | 3         | 2                       | 3          | 4    | 4        |
| Block Caving                        | 4                        | 2             | 0         | -49                     | 0          | 2    | 4        |
| Sublevel Stopping                   | 2                        | 2             | 1         | 1                       | 2          | 4    | 3        |
| Sublevel Caving                     | 3                        | 4             | 1         | -49                     | 0          | 4    | 3        |
| Longwall mining                     | -49                      | 4             | -49       | 4                       | 0          | -49  | -49      |
| Room and Pillar                     | 0                        | 4             | 2         | 4                       | 2          | -49  | -49      |
| Shrinkage Stopping                  | 2                        | 2             | 1         | 1                       | 1          | 2    | 4        |
| Cut and Fill Stopping               | 0                        | 4             | 2         | 4                       | 4          | 0    | 0        |
| Top Slicing                         | 3                        | 3             | 0         | -49                     | 0          | 3    | 4        |
| Square Set                          | 0                        | 2             | 4         | 4                       | 4          | 4    | 1        |

| 1. Yacimiento<br>Metodo explotación | Orientación |            |          | Distribución de las leyes |             |          |
|-------------------------------------|-------------|------------|----------|---------------------------|-------------|----------|
|                                     | Horizontal  | Intermedia | Vertical | Uniforme                  | Gradacional | Errático |
| Rajo Abierto                        | 3           | 3          | 4        | 3                         | 3           | 3        |
| Block Caving                        | 3           | 2          | 4        | 4                         | 2           | 0        |
| Sublevel Stopping                   | 2           | 1          | 4        | 3                         | 3           | 1        |
| Sublevel Caving                     | 1           | 1          | 4        | 4                         | 2           | 0        |
| Longwall mining                     | 4           | 0          | -49      | 4                         | 2           | 0        |
| Room and Pillar                     | 4           | 1          | 0        | 3                         | 3           | 3        |
| Shrinkage Stopping                  | 2           | 1          | 4        | 3                         | 2           | 1        |
| Cut and Fill Stopping               | 0           | 3          | 4        | 3                         | 3           | 3        |
| Top Slicing                         | 4           | 1          | 2        | 4                         | 2           | 0        |
| Square Set                          | 2           | 3          | 3        | 3                         | 3           | 3        |

| Condiciones mineral<br>Metodo explotación | Competencia Roca Intacta |         |      |
|---|--------------------------|---------|------|
|   | Baja                     | Mediana | Alta |
| Rajo Abierto                              | 3                        | 4       | 4    |
| Block Caving                              | 4                        | 1       | 1    |
| Sublevel Stopping                         | -49                      | 3       | 4    |
| Sublevel Caving                           | 0                        | 3       | 3    |
| Longwall mining                           | 4                        | 1       | 0    |
| Room and Pillar                           | 0                        | 3       | 4    |
| Shrinkage Stopping                        | 1                        | 3       | 4    |
| Cut and Fill Stopping                     | 3                        | 2       | 2    |
| Top Slicing                               | 2                        | 3       | 3    |
| Square Set                                | 4                        | 1       | 1    |

| Pared Colgante<br>Metodo explotación | Competencia Roca Intacta |   |   | Espaciamiento Fracturas |    |   |    | Resistencia estructuras |   |   |
|--------------------------------------|--------------------------|---|---|-------------------------|----|---|----|-------------------------|---|---|
|                                      | B                        | M | A | MC                      | PE | E | ME | B                       | M | A |
| Rajo Abierto                         | 3                        | 4 | 4 | 2                       | 3  | 4 | 4  | 2                       | 3 | 4 |
| Block Caving                         | 4                        | 2 | 1 | 3                       | 4  | 3 | 0  | 4                       | 2 | 0 |
| Sublevel Stopping                    | -49                      | 3 | 4 | -49                     | 0  | 1 | 4  | 0                       | 2 | 4 |
| Sublevel Caving                      | 3                        | 2 | 1 | 3                       | 4  | 3 | 1  | 4                       | 2 | 0 |
| Longwall mining                      | 4                        | 2 | 0 | 4                       | 4  | 3 | 0  | 4                       | 2 | 0 |
| Room and Pillar                      | 0                        | 3 | 4 | 0                       | 1  | 2 | 4  | 0                       | 2 | 4 |
| Shrinkage Stopping                   | 4                        | 2 | 1 | 4                       | 4  | 3 | 0  | 4                       | 2 | 0 |
| Cut and Fill Stopping                | 3                        | 2 | 2 | 3                       | 3  | 2 | 2  | 4                       | 3 | 2 |
| Top Slicing                          | 4                        | 2 | 1 | 3                       | 3  | 3 | 0  | 4                       | 2 | 0 |
| Square Set                           | 3                        | 2 | 2 | 3                       | 3  | 2 | 2  | 4                       | 3 | 2 |

$$\text{Rating (Yacimiento)} = \text{Forma} + \text{Potencia} + \text{Orientación} + \text{Distribución.}$$

| Condiciones mineral<br>Metodo explotación | Espaciamiento Fracturas |             |            |                | Resistencia estructuras |         |      |
|---|-------------------------|-------------|------------|----------------|-------------------------|---------|------|
|   | muy cercanas            | poco espac. | Espaciadas | muy espaciadas | Baja                    | Mediana | Alta |
| Rajo Abierto                              | 2                       | 3           | 4          | 4              | 2                       | 3       | 4    |
| Block Caving                              | 4                       | 4           | 3          | 0              | 4                       | 3       | 0    |
| Sublevel Stopping                         | 0                       | 0           | 1          | 4              | 0                       | 2       | 4    |
| Sublevel Caving                           | 0                       | 2           | 4          | 4              | 0                       | 2       | 2    |
| Longwall mining                           | 4                       | 4           | 0          | 0              | 4                       | 3       | 0    |
| Room and Pillar                           | 0                       | 1           | 2          | 4              | 0                       | 2       | 4    |
| Shrinkage Stopping                        | 0                       | 1           | 3          | 4              | 0                       | 2       | 4    |
| Cut and Fill Stopping                     | 3                       | 3           | 2          | 2              | 3                       | 3       | 2    |
| Top Slicing                               | 1                       | 1           | 2          | 4              | 1                       | 2       | 4    |
| Square Set                                | 4                       | 4           | 2          | 1              | 4                       | 3       | 2    |

| Pared Pendiente<br>Metodo explotación | Competencia Roca Intacta |   |   | Espaciamiento Fracturas |    |   |    | Resistencia estructuras |   |   |
|---------------------------------------|--------------------------|---|---|-------------------------|----|---|----|-------------------------|---|---|
|                                       | B                        | M | A | MC                      | PE | E | ME | B                       | M | A |
| Rajo Abierto                          | 3                        | 4 | 4 | 2                       | 3  | 4 | 4  | 2                       | 3 | 4 |
| Block Caving                          | 2                        | 3 | 3 | 1                       | 3  | 3 | 3  | 1                       | 3 | 3 |
| Sublevel Stopping                     | 0                        | 2 | 4 | 0                       | 0  | 2 | 4  | 0                       | 1 | 4 |
| Sublevel Caving                       | 0                        | 2 | 4 | 0                       | 1  | 3 | 4  | 0                       | 2 | 4 |
| Longwall mining                       | 2                        | 3 | 3 | 1                       | 2  | 4 | 3  | 1                       | 3 | 3 |
| Room and Pillar                       | 0                        | 2 | 4 | 0                       | 1  | 3 | 3  | 0                       | 3 | 3 |
| Shrinkage Stopping                    | 2                        | 3 | 3 | 2                       | 3  | 3 | 2  | 2                       | 2 | 3 |
| Cut and Fill Stopping                 | 4                        | 2 | 2 | 4                       | 4  | 2 | 2  | 4                       | 4 | 2 |
| Top Slicing                           | 2                        | 3 | 3 | 1                       | 3  | 3 | 3  | 1                       | 2 | 3 |
| Square Set                            | 4                        | 2 | 2 | 4                       | 4  | 2 | 2  | 4                       | 4 | 2 |

| Factores de peso                        |      |
|---|------|
| Geometria yacimiento                    | 1    |
| Condiciones geomecánicas mineral        | 0,75 |
| Condiciones geomecánicas pared colgante | 0,6  |
| Condiciones geomecánicas pared yacente  | 0,38 |

Fuente: David E. Nicholas (1981)

Rating métodos

$$Ranking = A * K1 + B * K2 + C * K3 + D * K4$$

## 2.2.4. Geología.

### 2.2.4.1. Geología Regional.

De la correlación de imágenes satelitales, de los planos geológicos regionales y planos de distribución de los principales yacimientos o centros mineros en producción, se ha concluido que en las altas cumbres de la Cordillera Occidental, de los Andes centrales del Perú, existe un gran número de yacimientos polimetálicos que están ubicados dentro de una zona de fallamiento longitudinal de alto ángulo. Esta zona de falla, es el rasgo estructural regional lineal más importante y continuo que controla no solamente la ubicación de diversos yacimientos o distritos mineros sino también la localización de stocks intrusivos, pligs y centros volcánicos Neógenos.

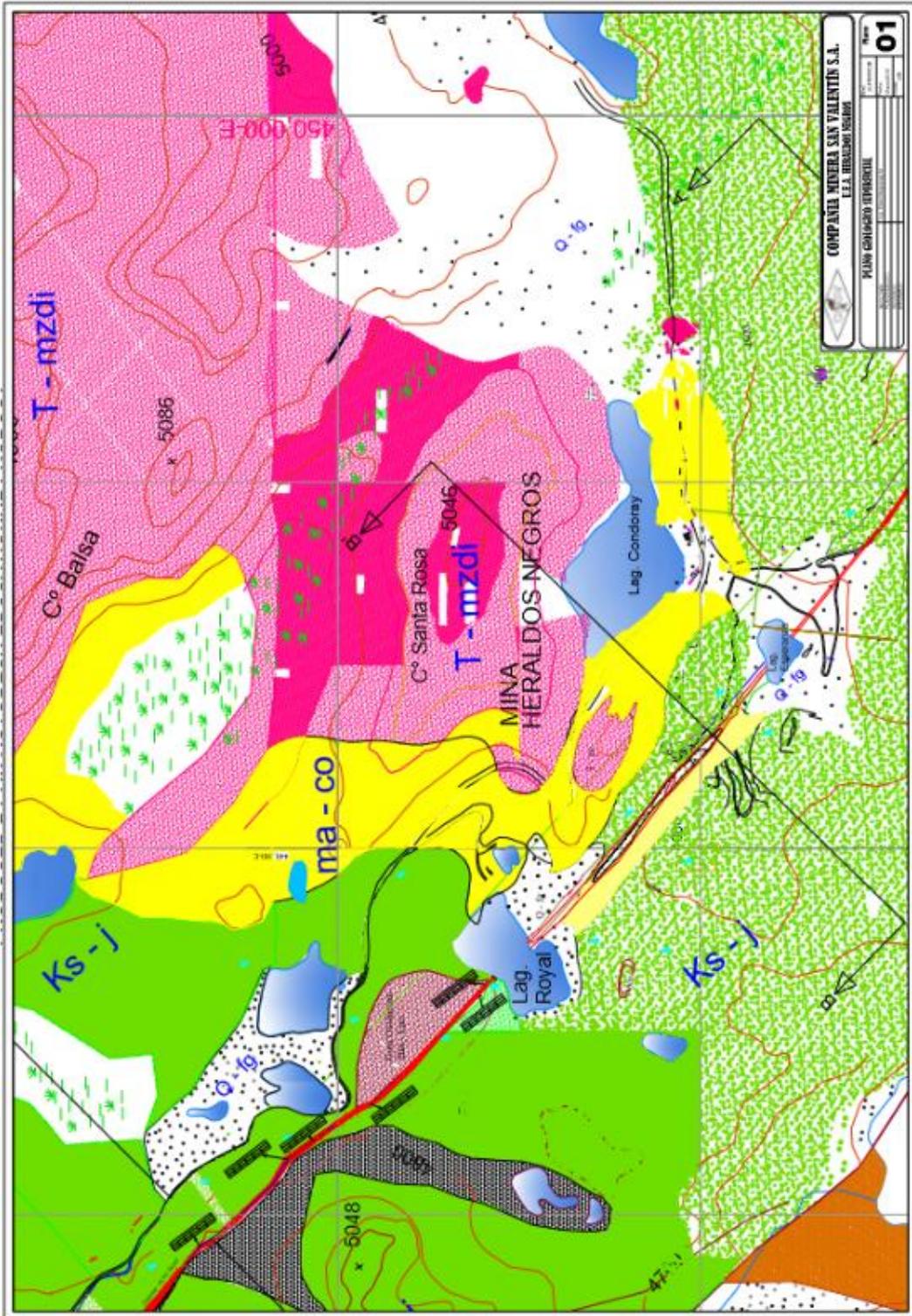
Tomando como referencia al Prospecto Heraldos Negros, la zona de fallamiento incluye hacia el noreste a los yacimientos polimetálicos de San Valentín (antes Satanás), Yauricocha, San Cristóbal y Morococho; hacia el sur este a los distritos mineros de Castrovirreyna, Huachocolpa, Julcani y San Genaro, entre otros.

La zona de falla regional mencionada líneas arriba fue mapeada con el nombre de "Falla Chonta", de alto ángulo, en el área de San Genaro, habiéndose podido seguirla con imágenes satelitales hasta su extremo noreste.

La zona de "Falla Chonta" en Heraldos Negros, coincide con la traza de la Veta, falla Esperanza (hoy veta Bomboncito). En la Mina San Valentín.

En la mina Yauricocha, con las fallas verticales y brechas longitudinales, que en conjunto forman la zona de falla Yauricocha - Kilkasca, se alojan cuerpos mineralizados donde se realizan explotación subterránea.

Figure 7. Plano Geológico Regional U.E.A Heraldos Negros



Fuente: Dpto. Geología U.E.A Heraldos Negros.

#### **2.2.4.2. Geología Local.**

En el área de Heraldos Negros, afloran calizas grises y gris claro del mesozoico con rumbo N° 24° W y 58° W .de buzamiento y rocas volcánicas andesítica piritizadas, estas rocas han sido atravesadas por pequeños intrusivos de composición monzonítica, las mismas que han originado la piritización de las rocas adyacentes estando los depósitos minerales económicos relacionados a éstos intrusivos.

Las formaciones Jumasha y Pariatambo sobre yacen concordantemente a otras más antiguas formando un anticlinal, abierto con lineamiento andino.

El cerro del Nevado Condoray, dentro de la concesión Heraldos Negros, el plano axial del anticlinal antes indicado, fue roto y fallado formando esencialmente una brecha que aloja a los cuerpos mineralizados entre dos fisuras que son la veta Heraldos y la veta Bomboncito (antes la veta Esperanza) y un sistema conjugado de fracturas transversales que alojan vetillas de calcita con algunos sulfuros. Existe también en este punto un lineamiento transversal coincidente con las vetillas de calcita, que hemos denominado lineamiento "Río Virgen".

En el flanco noreste del anticlinal, justamente en el lado noreste de la laguna Condoray, un Stock monzodiorítico instruye a las calizas de la Formación Jumasha formando una aureola de calcita marmolizada, de igual modo, un pórfido cuarcífero con intensa disseminación de piritita aflora al este de la laguna Condoray.

El mineral de Heraldos Negros, se encuentra constituida por Vetas distribuidas en dos estructuras principales: Heraldos y Bomboncito, con contenido de plomo y zinc, algo de cobre y plata; además otros cuerpos mineralizados como stockwork como veta Anquisha, Melissa, Débora, Vanessa.

### **2.2.4.3. Geología Estructural.**

Estructuralmente La vetas de mina Heraldos Negros forma parte de la falla regional "CHONTA"; el cual es una falla regional de alto ángulo, cuya traza de la falla Esperanza (veta Bomboncito) coincide, con dicha falla cuyo rumbo varia de N58°W, N60°W, N45°W y N50°W.

Estos tipos de fallas no solo controlan yacimiento de minerales si también stock de intrusivos y centros volcánicos neógenos.

Las formaciones Jumasha y Pariatambo sobreyacen concordante y forman un anticlinal cuyo eje axial fue roto y fallado formando una zona de brecha a donde aloja cuerpos mineralizados entre estas dos fisuras, veta Heraldos Negros y veta Esperanza(bomboncito), además existe un sistema transversal de fracturas con relleno de sulfuros y calcita como las vetas Débora, Melissa, Vanessa y Angelita.

Hacia el este de la veta Heraldos existe un sistema de vetas longitudinales antiguamente explotado (veta Chismosa) y vetillas transversales con relleno de calcita.

#### **Estatigrafia:**

La estratigrafía, esta conformada con la formación Jumasha (Ks) el cual descansa en concordancia sobre la formación Pariatambo (Ki) en un anticlinal de lineamiento andino cuyo eje se inclina levemente al NW.

La formación Jumasha, aflora en toda el área de Heraldos Negros, tiene una potencia aproximada de 400 m. y sobreyace concordante a las calizas y lutitas de formación Pariatambo. Esta potencia consiste de intercalaciones de calizas de color gris a calizas marmolizadas de color gris amarillento a blanco.

Formación Pariatambo, es una formación bituminosa y con nódulos de chert, consiste de una intercalación de 50 a 60 m. de potencia compuesta de estratos delgados de calizas con algunos horizontes de lutitas y limonitas calcáreas.

#### 2.2.4.4. Recurso Mineral:

**Veta Bomboncito:** Estructura mineralizada emplazada en la falla principal Chonta, cuya longitud representativa en los niveles 4930 y 4980 con 200 metros de exposición, presentándose como Veta y lazos cimoides con potencias que llegan a los 3 metros. Aparentemente con un plunge NW-SE. La mineralización se presenta con esfalerita rubia, galena, calcopirita y pirita, en matriz brechosa y panizada, a veces como mineral deleznable.

#### 2.2.4.5. Mineralogía.

##### Minerales de Mena:

Esfalerita rubia (SZn), Galena Argentífera (SPbAg), Calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>)

##### Minerales de Ganga:

Pirita (S<sub>2</sub>Fe), Calcita (SOCa), Baritina (SOBa)

##### Zona de Oxidación:

La oxidación está representada por minerales hematina, goethita, limonita, Cerusita, Cincita; en los niveles de profundización van disminuyendo de intensidad.

Figure 8. Cuadro de Identificación



Fuente: Australasian code for reporting of identified mineral resources and ore reserves, "The Jorc Code (2004)"

### 2.2.4.6. Estimación de reservas Geológicas.

La Falla Esperanza se conoce desde superficie. En el nivel superior se desarrolló, preparo y exploto esta estructura mineralizada. Luego por la información de los sondajes diamantinos se decidió realizar el Xc 865 desarrollando la falla Esperanza en roca sedimentaria de la formación Jumasha y Pariatambo. Con una cubicación de 291 360 tm de mineral en la veta Bomboncito.

Table 14. Cubicación Veta Bomboncito

| BLOCK    | CATEGORIA | TM       | %ZN  | %PB  | Oz Ag/TM |
|----------|-----------|----------|------|------|----------|
| BM - 532 | PROBADO   | 77504.25 | 5.86 | 1.39 | 0.46     |
| BM - 534 | PROBADO   | 88653.25 | 6.59 | 0.93 | 0.46     |
| BM - 536 | PROBABLE  | 63464.25 | 6.68 | 1.5  | 0.63     |
| BM - 548 | PROBABLE  | 61738.25 | 6.61 | 1.08 | 0.5      |
| TOTAL    |           | 291360   | 6.44 | 1.23 | 0.53     |

Fuente: Dpto. Geología Exploraciones U.E.A Heraldos Negros.

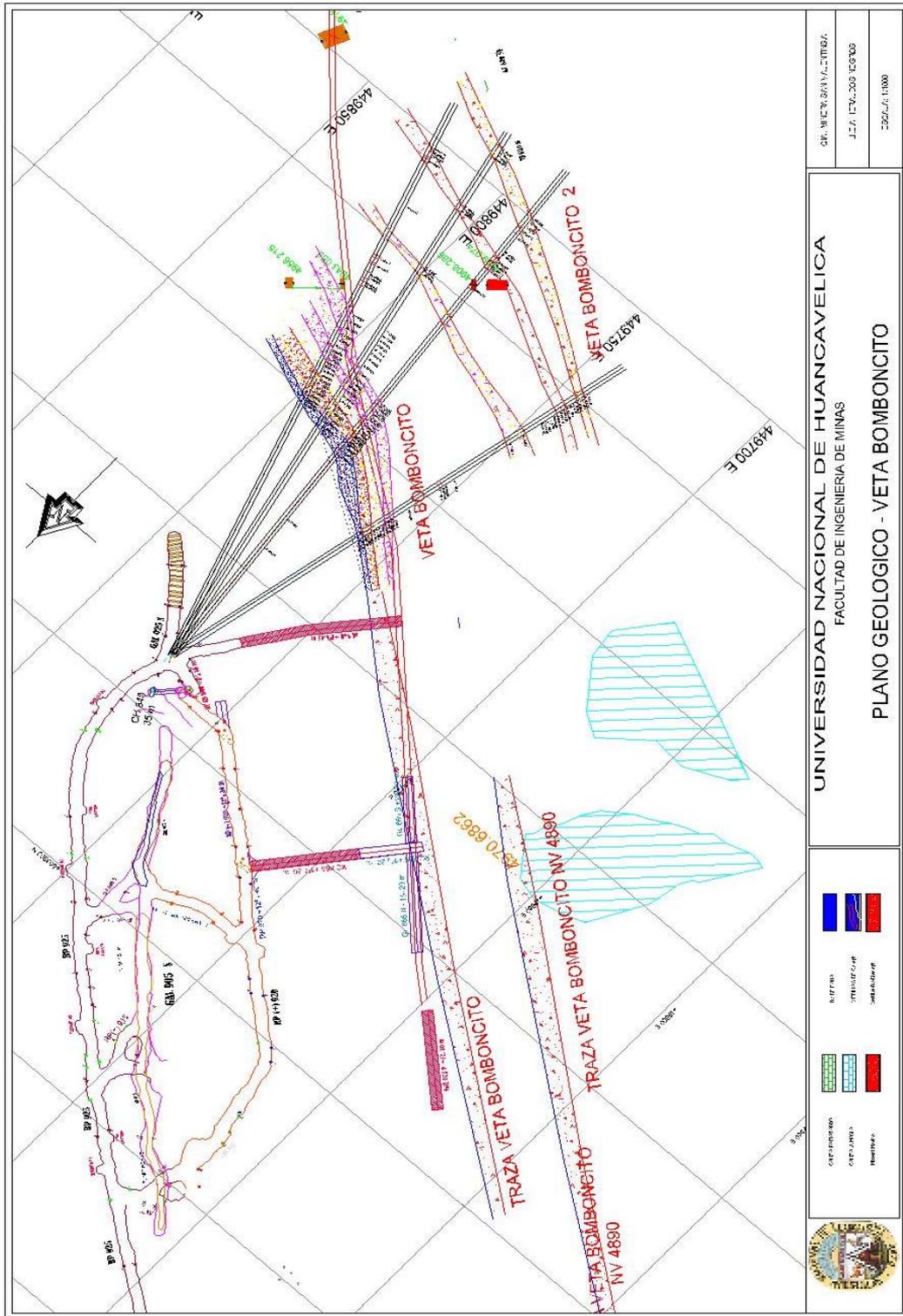
Table 15. Reservas Geológicas Vetas Heraldos - Vanessa

| CUMSV   |       | CIA. MINERA SAN VALENTIN |           |          |               |                  |                 |             |             |             |             |                  |                |             |                |
|---|-------|--------------------------|-----------|----------|---------------|------------------|-----------------|-------------|-------------|-------------|-------------|------------------|----------------|-------------|----------------|
| <b>CALCULO DE ANCHO MINABLE O'HARA</b>        |       |                          |           |          |               |                  |                 |             |             |             |             |                  |                |             |                |
| RESERVAS MINABLES                             |       |                          |           |          |               |                  |                 |             |             |             |             |                  |                |             |                |
| RESERVAS DE MINERALES VETA HERALDOS - VANESSA |       |                          |           |          |               |                  |                 |             |             |             |             |                  |                |             |                |
| PROBADO ECONÓMICO                             |       |                          |           |          |               |                  |                 |             |             |             |             |                  |                |             |                |
| Block   | Nivel | Cuerpo                   | Clase     | Certeza  | Accesib.      | %Zn              | %Pb             | Oz Ag/TCS   | %Cu         | Pot. Veta   | Buz. Veta   | ANCHO            | BLOCK          |             |                |
|   |       |                          |           |          |               |                  |                 |             |             |             |             | MINABLE          | TMS            |             |                |
| 6   | 4965  | Heraldos                 | Económico | Probado  | Ev-Accessible | 5.50             | 1.54            | 0.59        | 0.22        | 2.27        | 80          | 2.43             | 121,262        |             |                |
| 7   | 4965  | Heraldos                 | Económico | Probado  | Ev-Accessible | 8.07             | 1.59            | 0.54        | 0.08        | 2.88        | 80          | 3.06             | 103,751        |             |                |
| 21  | 4965  | Heraldos                 | Económico | Probado  | Ev-Accessible | 5.16             | 2.15            | 0.80        | 0.08        | 2.50        | 80          | 2.67             | 71,301         |             |                |
| 22  | 4965  | Heraldos                 | Económico | Probado  | Ev-Accessible | 5.16             | 2.15            | 0.80        | 0.08        | 2.50        | 80          | 2.67             | 71,301         |             |                |
|   |       |                          |           |          |               | <b>Económico</b> | <b>Probado</b>  | <b>6.14</b> | <b>1.79</b> | <b>0.65</b> | <b>0.13</b> | <b>2.54</b>      | <b>80</b>      | <b>2.71</b> | <b>367,614</b> |
| PROBABLE ECONÓMICO                            |       |                          |           |          |               |                  |                 |             |             |             |             |                  |                |             |                |
| 9-A   | 4965  | Vanessa                  | Económico | Probable | Ev-Accessible | 8.07             | 1.59            | 0.42        | 0.05        | 1.80        | 80          | 1.95             | 152,645        |             |                |
| 24-A  | 4965  | Vanessa                  | Económico | Probable | Ev-Accessible | 5.16             | 2.15            | 0.80        | 0.08        | 2.50        | 80          | 2.67             | 48,147         |             |                |
| 23-A  | 4965  | Vanessa                  | Económico | Probable | Ev-Accessible | 5.16             | 2.15            | 0.80        | 0.08        | 2.50        | 80          | 2.67             | 58,620         |             |                |
|   |       |                          |           |          |               | <b>Economico</b> | <b>Probable</b> | <b>6.97</b> | <b>1.80</b> | <b>0.57</b> | <b>0.06</b> | <b>2.27</b>      | <b>80</b>      | <b>2.43</b> | <b>259,412</b> |
|   |       |                          |           |          |               |                  |                 |             |             |             |             | <b>BLOCK TMS</b> | <b>627,026</b> |             |                |

Fuente: U.E.A Heraldos Negros

Fuente: Dpto. Geología U.E.A Heraldos Negros.

Figure 9. Plano Geológico Veta Bomboncito



Fuente: Dpto. Geología y Exploraciones U.E.A Heraldos Negros.

## 2.2.5. Dimencionamiento de Tajeos – Veta Bomboncito.

La metodología propuesta por Rimas Pakalnis (2008), considera las variables que influyen en la estabilidad, dentro de ellas se encuentran las gráficas de diseño empírico, tales como: La gráfica de estabilidad modificada ( $N'$ ), que analiza la estabilidad del tajeo.

### 2.2.5.1. Número de Estabilidad Modificado.

El “número de estabilidad modificado ( $N'$ )” se obtiene con la siguiente ecuación:

$$N' = Q' * A * B * C$$

Donde:

$Q'$  = Índice de calidad de roca de Barton (1974), con  $J_w = 1$  y  $SRF = 1$ .

$A$  = Factor de condición de esfuerzos

$B$  = Factor de orientación de estructuras

$C$  = Factor de componente gravitacional

➤ **El factor “A”:**

Generalmente igual a 1 para las paredes laterales de los tajeos, dado que ésta se halla en un estado de relajamiento debido a la excavación, por ende el mecanismo de falla observado es el desprendimiento de las paredes laterales más no el de la falla por esfuerzos.

➤ **El Factor “B”:**

Es una medida de la orientación relativa de las estructuras dominantes con respecto a la superficie de excavación.

➤ **El factor “C”:**

Es una medida de la influencia gravitatoria sobre la estabilidad de las superficies de excavación a ser consideradas.

### 2.2.5.2. Clasificación “Q”.

El índice de Calidad Tunelera modificado Q', es calculado a partir de los resultados del mapeo estructural de la masa rocosa, exactamente de la misma forma que la clasificación de la masa rocosa NGI (Bartón et. al., 1974) estándar, excepto que el factor de reducción del SRF es fijado 1.00. El sistema no ha sido aplicado en condiciones con agua subterránea significativa, de tal manera que el factor de reducción por agua en juntas  $J_w$  es comúnmente 1.0. En el caso de Heraldos Negros, la presencia de agua no es significativa.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} + \frac{J_r}{J_a}$$

El **RQD**, promedio del yacimiento, medido en los testigos de las perforaciones diamantinas de exploración, es de 45%.

Basado en una detallada inspección de la masa rocosa en las labores de preparación de la Gal 865 N y otras áreas locales de las excavaciones de desarrollo, se establece que no todos los 5 sistemas de discontinuidades ocurren en todos los lugares, y que una descripción razonable del diaclasamiento es “Dos sistemas de juntas mas juntas aleatorias”. Para esta descripción, el cuadro de valoraciones del Sistema Q de Barton, indica que  **$J_n = 6$** .

Según los registros y las constataciones efectuadas en el campo, el número de rugosidad de las juntas  $J_r$ , son ligeramente rugosas, correspondiéndole a  **$J_r = 1.5$** . Similarmente, el número de alteración  **$J_a = 4$** , puesto que presenta partículas arenosas, libre de arcilla.

Se debe indicar que los valores arriba señalados para los diferentes parámetros considerados del Sistema Q, son valores representativos de las condiciones promedias de la masa rocosa.

Los valores de  $Q'$ , estimados para las condiciones promedias de la masa rocosa.

Figure 10. Correlación de Clasificación del macizo rocoso.

| Macizo rocoso       | Valoración de la masa rocosa |      |     |          |             |
|---------------------|------------------------------|------|-----|----------|-------------|
|                     | RMR (1989)                   | Tipo | GSI | Índice Q | Descripción |
| Caja piso           | 63                           | II   | 58  | 8.26     | Buena       |
| Cuerpo mineralizado | 41                           | III  | 36  | 4.72     | Regular     |
| Caja techo          | 61                           | II   | 56  | 6.61     | Buena       |

Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A Heraldos Negros.

### 2.2.5.3. Factor Esfuerzo en la Roca.

El factor de esfuerzo en la roca "A", refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia comprensiva no confinada de la roca intacta " $\sigma_c$ " y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración " $\sigma_1$ ". El factor de esfuerzo de la roca "A", es por lo tanto determinado a partir de la relación  $\sigma_c / \sigma_1$  (resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido) sobre el borde de la abertura.

- Para  $\sigma_c / \sigma_1 < 2$  :  $A = 0.1$
- Para  $2 < \sigma_c / \sigma_1 < 10$  :  $A = 0.1125 (\sigma_c / \sigma_1) - 0.125$
- Para  $\sigma_c / \sigma_1 > 10$  :  $A = 1.0$

Figure 11. Factor "A" de Esfuerzo en la roca para diferentes valores de  $\sigma_c / \sigma_1$ .



Fuente: Potvin 1998.

Para establecer el Factor A, debe tenerse los datos numéricos de las componentes señaladas anteriormente, los cuales están referidas a “la resistencia a la compresión de la roca intacta “ $\sigma_c$ ”, la cual se obtiene por medio de ensayos de laboratorio o por medio de pruebas de golpe con el martillo de Smith, para nuestro caso se ha aplicado esta última para determinar la resistencia a la compresión, en la cual se han realizado pruebas de golpe que arrojan un determinado número de rebotes, los cuales son aplicados en una fórmula que relaciona el ángulo de impacto y el número de rebotes, obteniéndose de esta manera la resistencia a la compresión de la roca intacta.

Para obtener los resultados del esfuerzo máximo inducido, se emplea el criterio de rotura de Hoek & Brown, para esto se utiliza el programa de computo RocLab.

Figure 12. Análisis de Criterio de Falla, utilizando RocLab, para mineral.

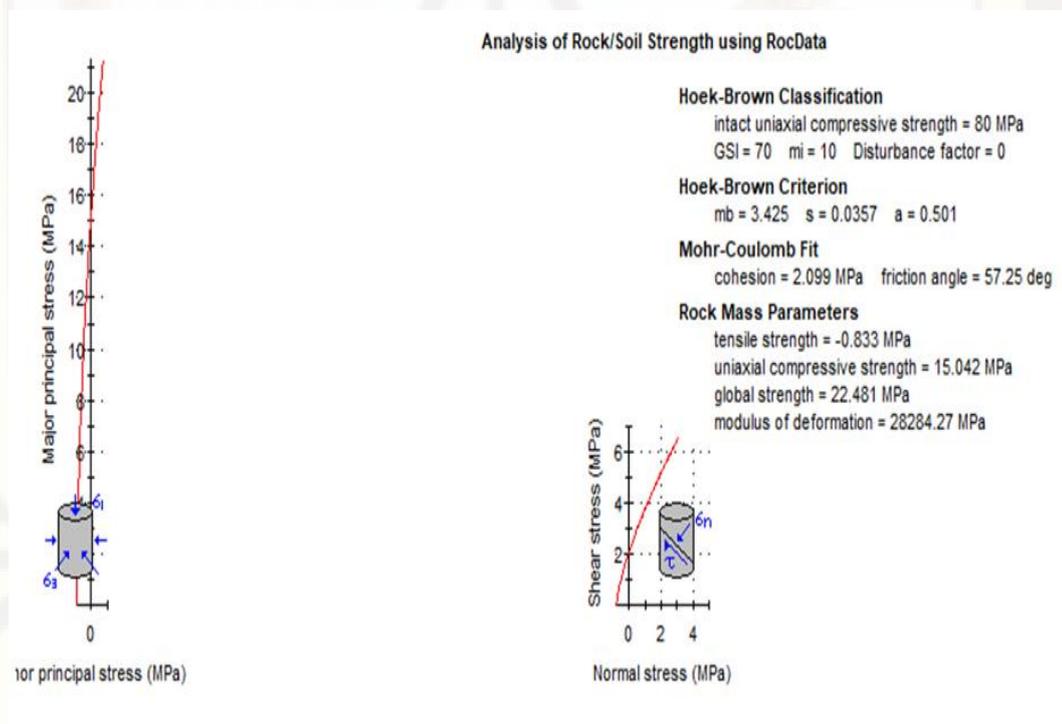
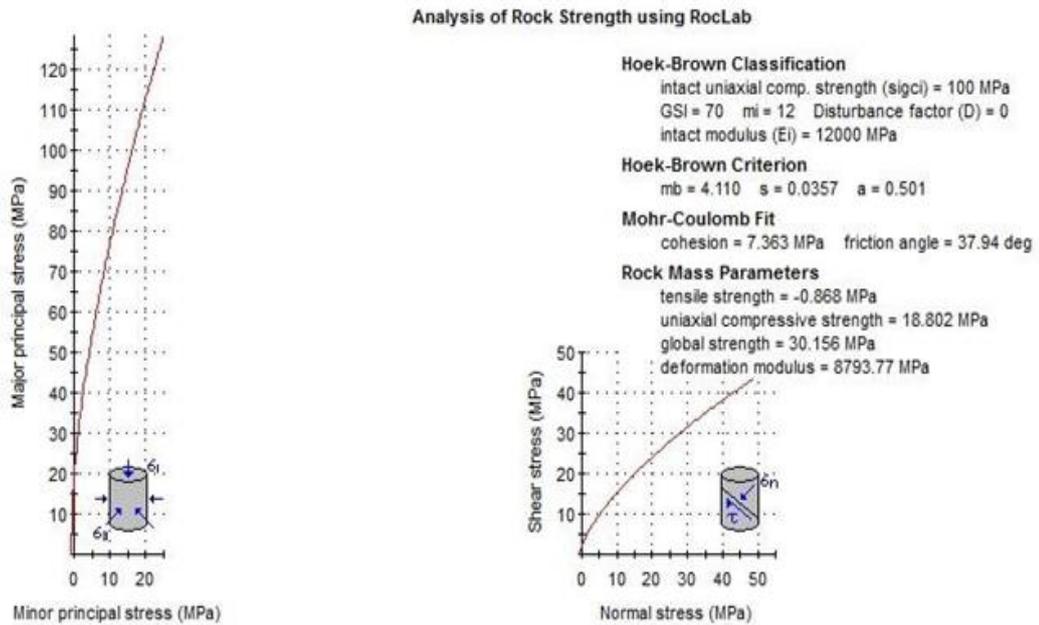
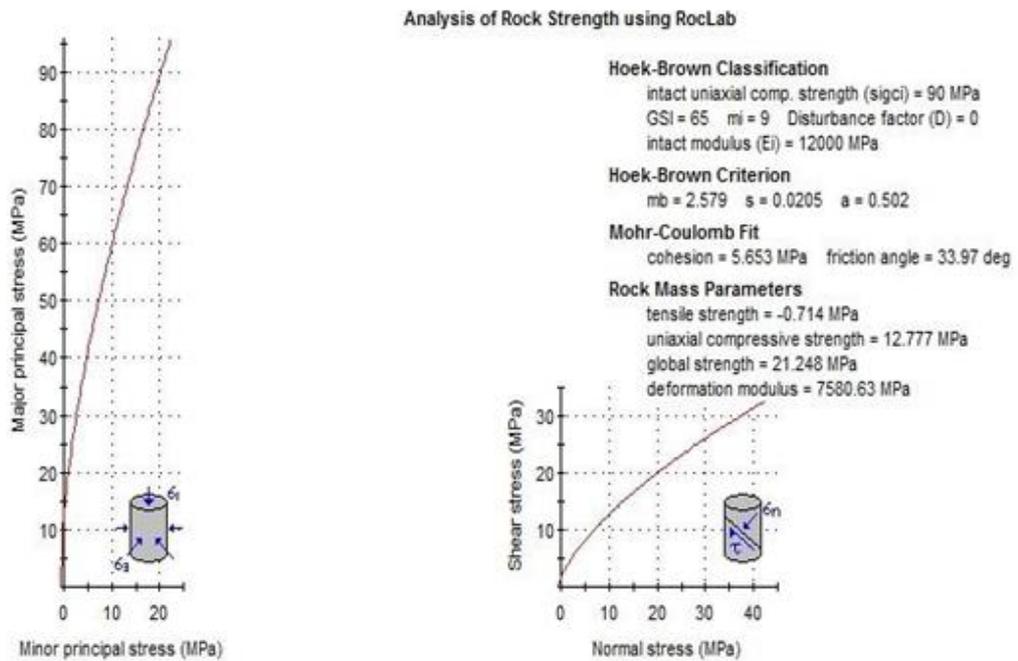


Figure 13. Análisis de Criterio de Falla, utilizando RocLab, para Caja Piso.



Fuente: Elaboración Propia.

Figure 14. Análisis de Criterio de Falla, utilizando RocLab, para Caja Techo.



Fuente: Elaboración Propia.

Table 16. Características de la Roca Intacta

| Ubicación  | sigci MPa | mi |
|------------|-----------|----|
| Caja Techo | 90        | 9  |
| Veta       | 80        | 10 |
| Caja Piso  | 100       | 12 |

Fuente: Elaboración Propia.

Table 17. Detalla las propiedades mecánicas del macizo rocoso, obtenidas mediante caracterización geomecánica y empleando el criterio de falla o rotura empleado por HOEK y BROWN.

| Propiedad                               | Unid              | C. Techo | Veta  | C. Piso |   |
|---|-------------------|----------|-------|---------|---|
| RMR de Bieniawski 1989                  |                   | 70       | 75    | 75      |   |
| Resistencia a la compresión r.i         | MPa               | 90       | 80    | 100     |   |
| Constante "m" r.i.                      |                   | 9        | 10    | 12      | (*) Constante m de roca intacta                 |
| Densidad                                | MN/M <sup>3</sup> | 0.026    | 0.027 | 0.027   |   |
| <b>Resultados Criterio HOEK - BROWN</b> |                   |          |       |         |   |
| Constante "mb"                          |                   | 2.58     | 3.43  | 4.11    | (*) Constante m de roca disturbada              |
| Constante "sd"                          |                   | 0.02     | 0.04  | 0.04    | (*) Constante s de roca disturbada              |
|   | MPa.              | 12.78    | 15.04 | 18.8    | (*) Resistencia compresiva del macizo rocoso    |
|   | MPa.              | -0.71    | -0.83 | -0.87   | (*) Resistencia a la tracción del macizo rocoso |
|   | MPa.              | 5.62     | 2.99  | 6.38    | (*) Esfuerzo principal menor inducido           |
|   | MPa.              | 43.82    | 35.27 | 60.85   | (*) Esfuerzo principal mayor inducido           |

Fuente: Elaboración Propia.

Para determinar la magnitud de esfuerzos insitu (esfuerzo vertical y horizontal), estos son calculados utilizando el concepto de carga litostática desarrollado para casos geostáticos, el cual supone que la roca durante su historia geológica ha estado sometida solamente a cargas litostática, por ende los esfuerzos geostáticos producidos son debidos al peso propio del macizo rocoso y pueden variar con la profundidad.

Para lo cual el esfuerzo vertical esta dado por la siguiente:

$$k = 0.25 + 7Eh(0.001 + \frac{1}{z})$$

En esta expresión; “σv” es el esfuerzo vertical in-situ dado en MPa, “γ” es el peso unitario promedio de la roca sobreyacente (2.57 Tn/m³) y “Z” representa la carga litostática expresada en metros (600 m). Desarrollando esta ecuación se obtiene el valor del **esfuerzo vertical in-situ de 16.2 Mpa.**

Con el esfuerzo vertical in-situ, se procede a estimar el esfuerzo horizontal in-situ en función del producto del esfuerzo vertical y la constante de SHOREY (1994) o coeficiente de distribución de esfuerzos “K”. Para determinar la constante de Shorey, se considera la curvatura terrestre, las variaciones de las constantes elásticas, la densidad y los coeficientes de expansión térmica a través de la expresión:

$$\sigma_h = k\sigma_v = k \gamma z$$

Para esta expresión se tienen conocidas las variables “E” modulo de elasticidad promedio de la roca GPa (17 GPa) y “z” profundidad desde la superficie 600 m (zona más baja del estudio). Despejando los valores anteriores en la ecuación se estima **que el valor del coeficiente de distribución de esfuerzos o constante de Shorey “k” es igual a 0.60.** Conocidas las variables de esfuerzo vertical in-situ y la constante de Shorey “k”, se obtiene la magnitud del **esfuerzo horizontal in-situ de 9.191 Mpa.**

Table 18. Esfuerzo del macizo rocoso.

| Zona  | Roca Intacta                 | Esfuerzos In - situ<br>Vertical (Mpa) | Esfuerzos Inducidos |              |              |
|-------|------------------------------|---------------------------------------|---------------------|--------------|--------------|
|       | Resistencia Compresión (Mpa) |                                       | Horizontal (Mpa)    | Máximo (Mpa) | Mínimo (Mpa) |
| Techo | 90                           | 16.2                                  | 9.7                 | 43.82        | 5.62         |
| Veta  | 80                           |                                       |                     | 35.27        | 2.99         |
| Piso  | 100                          |                                       |                     | 60.85        | 6.38         |

Fuente: Elaboración Propia.

Para calcular el valor del Factor A, se emplean los datos expuestos anteriormente en la Tabla 18.

Table 19. Factor "A".

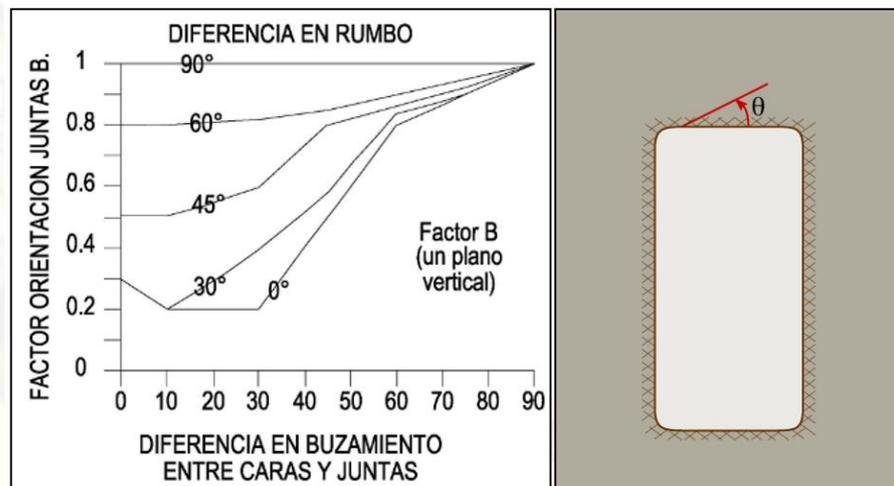
|                     |            | Relacion $\sigma_c / \sigma_1$ | Factor "A" |
|---------------------|------------|--------------------------------|------------|
| <b>Tipo de Zona</b> | Caja Techo | 2.05                           | 0.12       |
|                     | Veta       | 2.27                           | 0.14       |
|                     | Caja Piso  | 1.164                          | 0.1        |

Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A Heraldos Negros.

#### 2.2.5.4. Factor "B" o factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades.

El factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades, B, toma en cuenta la influencia de estas sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructuralmente controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre. Mientras el ángulo entre la discontinuidad y la superficie sea más pequeño, será más fácil que el puente de roca intacta, mostrado en la ilustración. 16, se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades.

Figure 15. Factor "B" de orientación de estructuras.



Fuente: Potvin 1998.

Cuando el ángulo  $\theta$  se aproxima a 0, ocurre un ligero incremento de la resistencia, desde que los bloques de roca diaclasada actúan como una viga

o losa. La influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de la excavación, es más alto cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es más pequeño cuando los planos son perpendiculares entre sí.

El factor B, que depende de la diferencia entre la orientación de la discontinuidad crítica a cada cara del tajeo.

Table 20. Factor "B" de orientación de estructuras.

|              |            | Sistemas Discontinuidades | Dif. en el Rumbo | Dif en el Buzamiento | Factor "B" |
|--------------|------------|---------------------------|------------------|----------------------|------------|
| Tipo de zona | Caja Techo | 2                         | 0                | 52                   | 0.64       |
|              | Veta       | 1                         | 5                | 45                   | 0.42       |
|              | Caja Piso  | 1                         | 5                | 18                   | 0.2        |

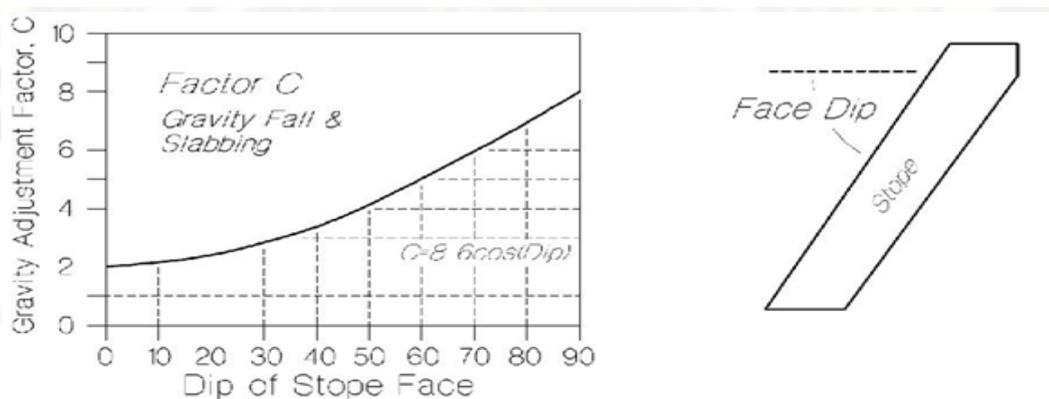
Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A Heraldos Negros.

### 2.2.5.5. Factor "C" o factor de ajuste por efecto de la gravedad.

El factor C, es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o, desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

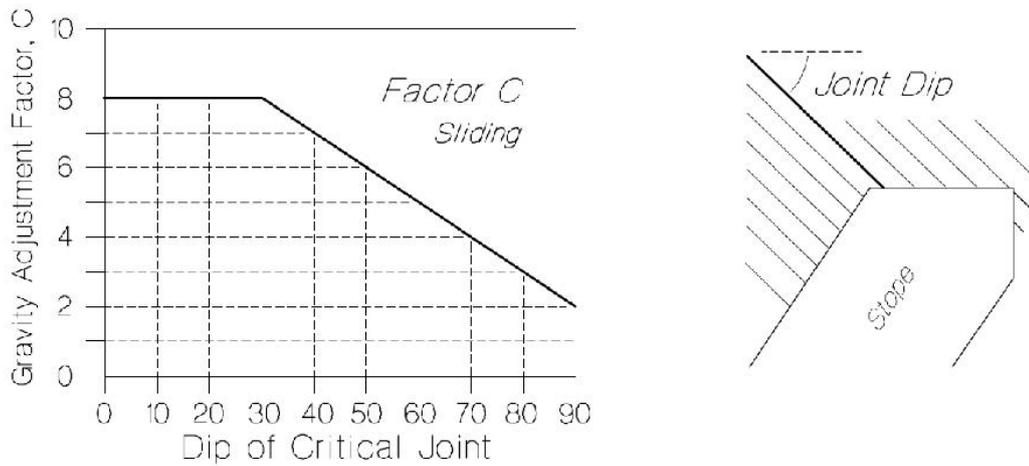
Potvin (1988), sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamientos, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo  $C = 8 - 6 \cos \alpha$ . Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de tajeos.

Figure 16. Factor de ajuste por Gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos.



Fuente: Potvin 1998.

Figure 17. Factor de ajuste por gravedad C, para falla por deslizamiento



Fuente: Potvin 1998.

Table 21. Factor de ajuste por gravedad C.

| Ubicación  | Tipo de Caída                     | Inclinación de la superficie del tajeo | Inclinación de la junta crítica | Factor "C" |
|------------|-----------------------------------|--|---------------------------------|------------|
| Caja Techo | Caídas por gravedad o lajamientos | 80                                     | -                               | 6.96       |
| Veta       |                                   | 72                                     | -                               | 6.15       |
| Caja Piso  | Deslizamiento                     | 70                                     | 40                              | 7.05       |

Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A Heraldos Negros.

Luego, los factores de ajuste por gravedad, serían:  $C = 6.96$ , para el caja techo del tajeo,  $C = 6.15$ , para la veta y  $C = 7.05$  para el piso.

### 2.2.5.6. El método gráfico de estabilidad.

Según el procedimiento de diseño señalado en la introducción y utilizando los datos desarrollados previamente, se ha calculado el número de estabilidad  $N'$  para la Caja techo, Veta y Caja piso del Tajeo de la Veta Bomboncito.

Table 22. Número de estabilidad "N".

| UBICACIÓN  | Q'   | A     | B     | C    | N'  |
|------------|------|-------|-------|------|-----|
| Caja Techo | 6.67 | 0.119 | 0.63  | 6.96 | 3.5 |
| Veta       | 2.8  | 0.139 | 0.415 | 6.15 | 1.0 |
| Caja Piso  | 4.69 | 0.1   | 0.2   | 7.05 | 0.7 |

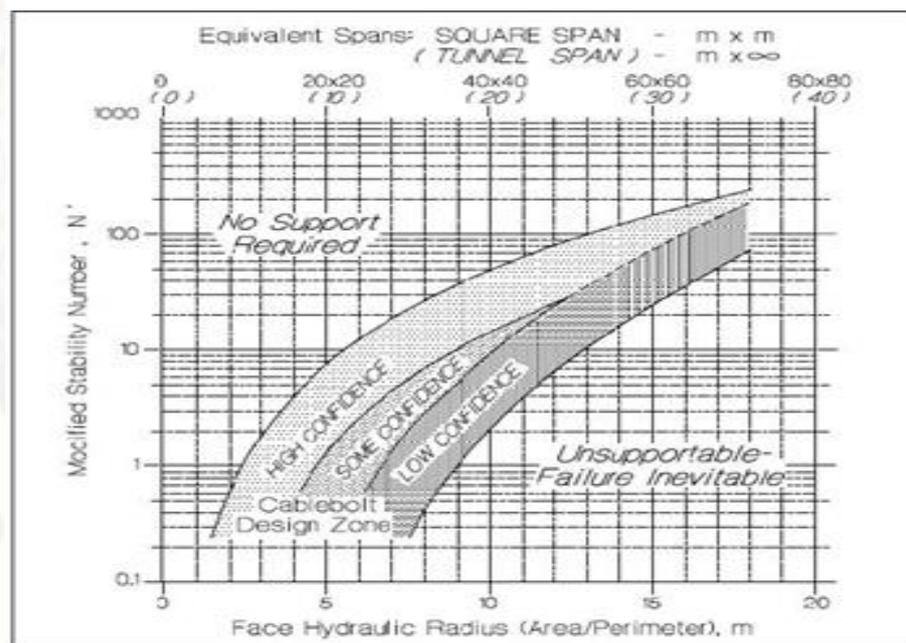
Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A Heraldos Negros.

Para iniciar con la iteración sucesiva, Se requiere los valores del Número de estabilidad “N” y el Radio Hidráulico.

### 2.2.5.7. Radio Hidráulico

Conocidos los parámetros que fueron definidos en la etapa de planeamiento y diseño, los cuales son altura de bloque (H) y potencia de la veta (p). Lo que se quiere con este método es conocer la tercera dimensión que tendrá nuestro tajo, de manera tal que sea seguro y productivo. Para estimar este valor, analizamos la ecuación de RH. En dos incógnitas las cuales son la longitud del tajeo (L) en el rumbo de la veta y el valor del radio hidráulico “S”. Considerando esta restricción y habiendo ya determinado el Número de Estabilidad, se procede a determinar el Radio Hidráulico, el procedimiento del cálculo consiste en ingresar con el número de estabilidad N’ máximo hallado anteriormente, ala tabla N°22, en la cual, para los valores N’ determinados, los correspondientes valores de Radio Hidráulico S para los tajeos estables sin sostenimiento, en zona de transición y en zona estable con sostenimiento son:

Figure 18. Gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. Según Potvin (1988), modificado por Nickons (1992).



Fuente: Potvin 1998 – Nickons 1992.

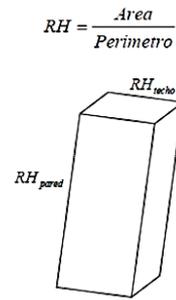
$$RH \text{ o } S = (W \times H / 2 \times (W + H))$$

Donde:

W: Longitud del tajeo en el rumbo de la estructura.

H: Altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles)

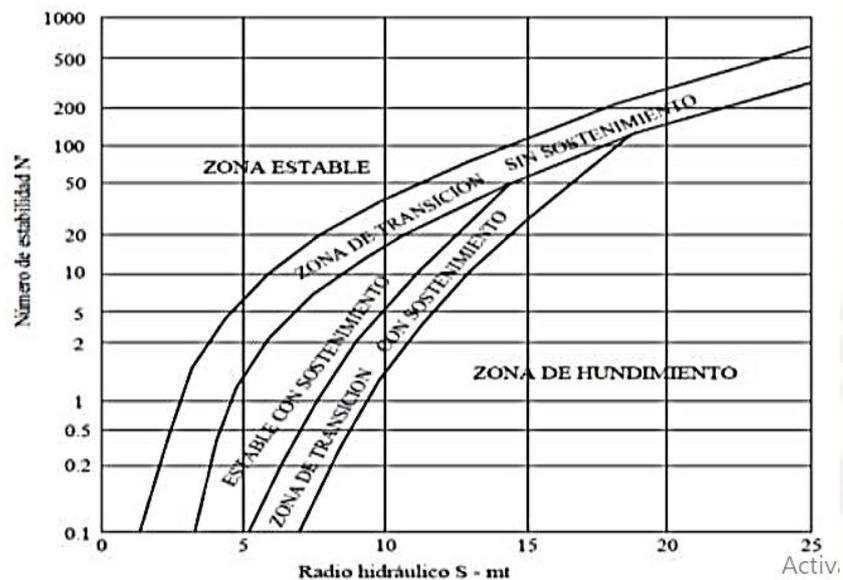
Figure 19. Radio Hidráulico.



Fuente: Montenegro, 2010.

Pero para definir el valor optimo de S' y con este sacar el mejor provecho a las dimensiones del tajeo en el rumbo de la veta, se debe respetar una premisa de la minera, "producción con seguridad y rentabilidad", para lo cual el diseño se encontrará en el límite del autosoporte, aprovechando al máximo las propiedades del macizo rocoso.

Figure 20. Gráfico de estabilidad Modificado.



Fuente: Nickson, 1992.

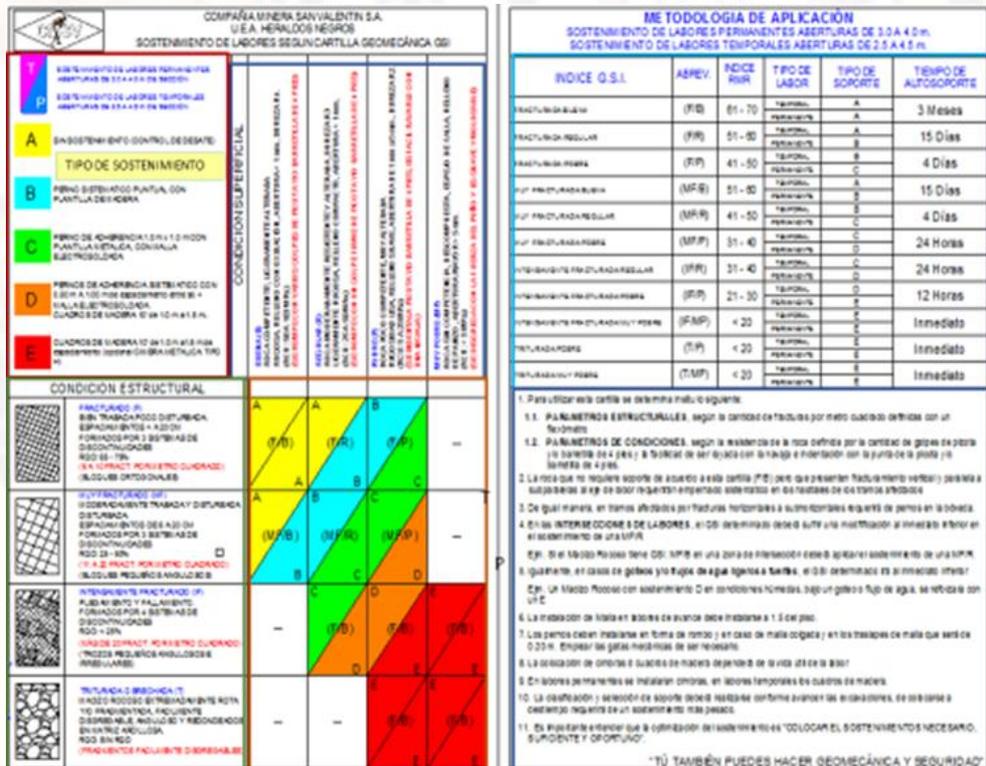
Conociendo el Radio Hidráulico, la potencia de la veta y la altura de diseño del tajeo 4 metros, el diseño consiste en determinar la tercera dimensión en el rumbo de la estructura mineralizada. En el cálculo se asume que la altura de diseño es la diferencia de niveles, la cual está estimada en 45 metros de longitud.

### 2.2.5.8. Clasificación Geomecánica GSI.

Hoek et al, (1995) han propuesto un índice geológico de resistencia, GSI (geological strength index), que evalúa la calidad del macizo rocoso en función del grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades.

En la U.E.A Heraldos Negros, tenemos la cartilla GSI elaborada en base a estudios de las características del terreno, al reverso el ábaco el tiempo de autoaporte.

Figure 21. Cartilla Geomecánica.



Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A Heraldos Negros.

Según el mapeo geomecánico encontramos:

➤ **Para la zona mineralizada:**

9 fracturas por metro cuadrado.

Se rompe con un golpe de picota y/o barrerilla de 4 pies.

**Fracturada/Regular (F/R).**

➤ **Para la roca encajonante:**

9 fracturas por metro cuadrado.

Se rompe con varios golpes de picota y/o barrerilla de 4 pies.

**Fracturada/Buena (F/B).**

**2.2.5.9. Recomendación de sostenimiento:**

➤ **Longitud de perno según el método empírico Q:**

$$LP (m) = \frac{2 + 0.15 B}{ESR}$$

$$LP (m) = \frac{2 + 0.15 (3)}{1.6}$$

$$LP (m) = 1.5$$

**Donde:**

B: ancho de la excavación

LP: longitud de perno

ESR: Excavation Support Ratio

Longitud mínima de pernos a utilizar será de 1.5 metros.

➤ **Para la zona mineralizada:**

**Fracturada/ Regular (F/R).**

La longitud mínima de pernos a utilizar será de 1.5 metros (Empernado sistemático, espaciado 1.2 m) y en intersección de labores pernos combinados de 1.5 metros y 2.1 metros con malla electrosoldada con un radio de 3 metros de la intersección.

➤ **Para la roca encajonante:**

**Fracturada/Buena (F/B).**

Labor de control con desatado y en intersección de labores pernos combinados de 1.5 metros y 2.1 metros con malla electrosoldada con un radio de 3 metros de la intersección.

➤ **Abertura máxima sin sostenimiento según el método empírico Q:**

$$CLARO (m) = 2 * ESR * Q^{0.4}$$

$$CLARO (m) = 2 * 1.6 * 5.2^{0.4}$$

$$CLARO (m) = 6.19$$

**Donde:**

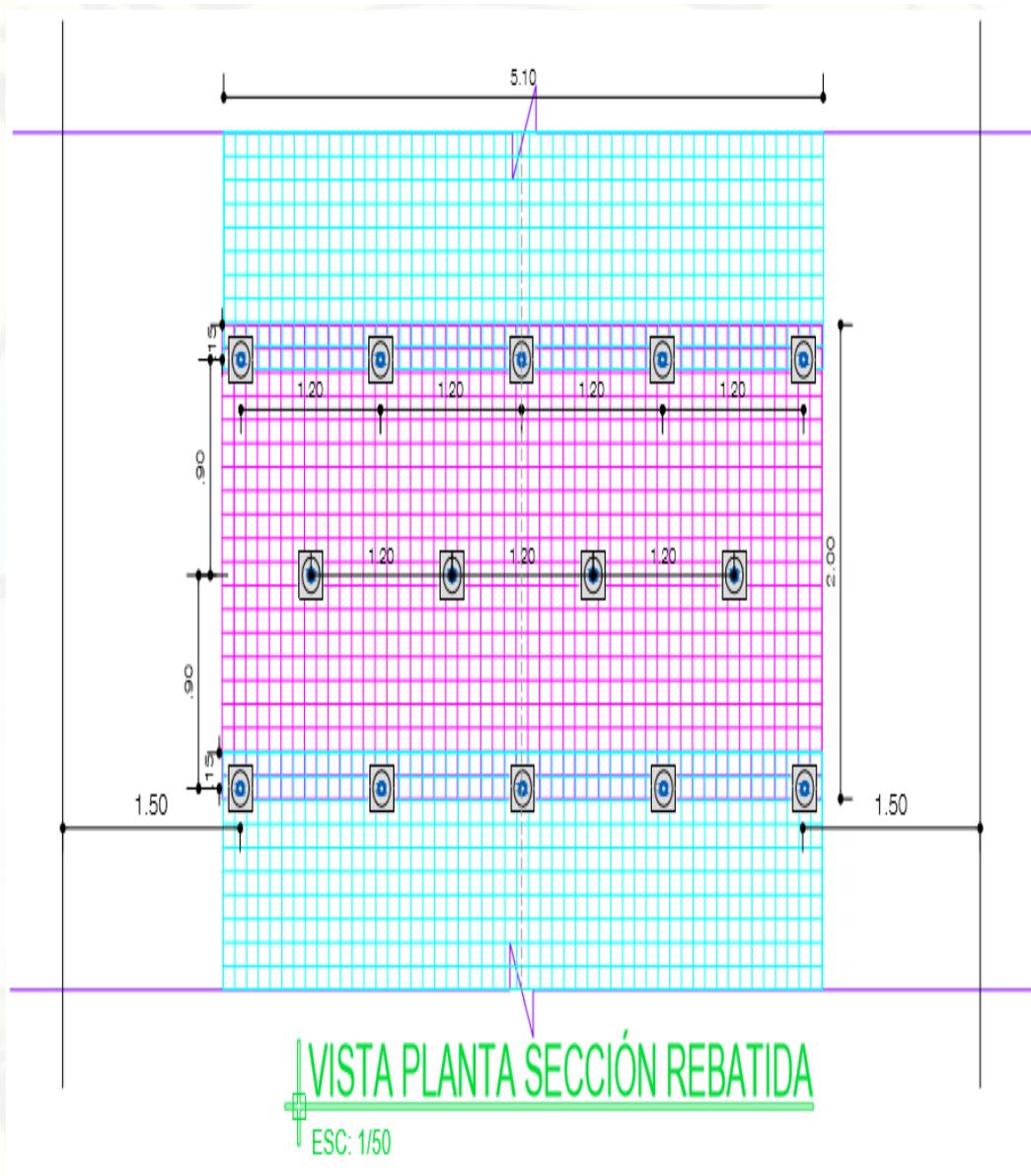
Claro: Longitud sin sostenimiento

ESR: Excavation Support Ratio

Q: Tunnel Quality Index

La longitud máxima sin sostener es de 6.19 metros, pero en nuestro caso será labor sostenida al tope por temas de política de la empresa.

Figure 22. Malla de sostenimiento sección 3 x 3 m.



Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A Heraldos Negros.

### 2.3. HIPÓTESIS:

#### 2.3.1. Hipótesis General:

El método óptimo de minado según el análisis técnico económico de la veta Bomboncito es **Corte & Relleno Ascendente Mecanizado**; en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.

#### 2.3.2. Hipótesis Específicas:

- a. Las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada y el macizo rocoso que involucra a la veta Bomboncito son favorables para la aplicación del método Corte & Relleno Ascendente Mecanizado, en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.
- b. El resultado del análisis técnico de la veta Bomboncito son positivos para la aplicación del método Corte & Relleno Ascendente Mecanizado, en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.
- c. El resultado del análisis económico del método de minado Corte & Relleno Ascendente Mecanizado, son favorables para la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.

### 2.4. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.

- ✓ **Método de Minado:** Técnica utilizada para explotar un tipo de mineral económicamente valioso.
- ✓ **Mena:** Se denomina así a toda acumulación de mineral con contenido valioso recuperable por algún proceso metalúrgico.
- ✓ **Mineral:** Es todo compuesto químico inorgánico, que tiene propiedades particulares en cuyo origen no han intervenido los seres orgánicos, y se encuentran en lo interior o en la superficie de la tierra, tales como metales, piedras, etc.

- ✓ **Mineral probable:** Es aquel cuya continuidad puede inferirse con algún riesgo, en base a las características geológicas conocidas de un yacimiento.
- ✓ **Mineral probado:** Es aquel que como consecuencia de las labores realizadas, de los muestreos obtenidos y de las características geológicas conocidas, no prevé riesgo de la discontinuidad.
- ✓ **Pilar:** Bloque sólido de mineral o de roca dejado en un lugar para sostener la estructura del pozo, de las paredes o del techo de la mina.
- ✓ **Radio de concentración:** Se define como la relación entre el peso de mineral al peso del concentrado. Dicho de otra manera, el radio de concentración indica las toneladas de mineral de cabeza necesarias para producir una tonelada de concentrado. No tiene unidades.
- ✓ **U.E.A:** Son las siglas de Unidad Económica Administrativa. El agrupamiento de concesiones mineras constituye una unidad económica administrativa.
- ✓ **Vetas:** Cuerpos de mineral en forma alargada, limitados por planos irregulares de rocas denominadas "cajas". Generalmente una veta es muy parada o vertical. Cuando la veta aparece tendida o echada en el Perú se le llama "manto".
- ✓ **Anfo:** Acrónimo de (ammoniumnitrate and fuel oil) nitrato de amonio y óleo combustible, **mezcla** utilizada en muchas minas como agente detonador.
- ✓ **Atacar:** Hace actuar sobre un mineral ciertos reactivos químicos, con el objeto de obtener elementos en solución.
- ✓ **Atacado:** Es usado en la parte sin carga superior del taladro y consiste de arena seca, detrito o similares. El propósito del atacado es, por ejemplo, evitar que al momento de la detonación los gases se dirijan hacia arriba arrastrando partículas de roca alrededor del collar (boca) del taladro.
- ✓ **Broca:** Extremidad cortante de un taladro, generalmente hecha de un material muy duro, como diamante industrial o carburo de tungsteno.
- ✓ **Cara libre:** Se llama cara libre de labor a una zona o roca que se quiere volar, a cada uno de los lados que están en contacto con el aire, según un cubo imaginario tomado para comparación.
- ✓ **Carga específica:** Es la cantidad de explosivo usada por m<sup>3</sup> de roca volada.

- ✓ **Carga de fondo:** Es la carga más potente que es requerida en el fondo del taladro, debido a que la roca es más resistente en esa parte.
- ✓ **Carga de columna:** Es la carga encima de la carga de fondo. Puede ser de menor potencia ya que la roca, en esta parte, no es tan resistente.
- ✓ **Costos fijos:** Aquellos costos cuyo total permanece constante en un nivel dado de producción, mientras que el costo unitario varía con la producción.
- ✓ **Costos indirectos:** Costos que son comunes a muchos artículos y que por lo tanto son directamente asociables a un artículo o área específico.

## 2.5. DEFINICIÓN OPERATIVA DE VARIABLES E INDICADORES.

Para la selección de un método de Minado apropiado para la veta Bomboncito se tiene variables dependientes e independientes:

### 2.5.1. Variable Independiente:

**X** = Análisis técnico económico de la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.

### 2.5.2. Variable Dependiente:

**Y** = Método óptimo de minado en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.

| VARIABLE INDEPENDIENTE  | DEFINICIÓN CONCEPTUAL   | DEFINICIÓN OPERATIVA  | INDICADORES   |
|---|---|---|---|
| <b>X:</b> Análisis técnico económico de la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A.- Huancavelica. | Consiste en una serie de procesos, empleo de técnicas y recolección de datos para evaluar mediante un análisis minucioso de la información, las características de la veta y los costos de operación. | Es la determinación de la técnica de minado según las características insitu del cuerpo mineralizado (veta bomboncito U.E.A Heraldos Negros.) | <b>Long. Veta:</b> m.<br><b>Bz. Veta:</b> °<br><b>Prof. Mina:</b> m.<br><b>Diseño:</b> m.<br><b>Sección:</b> m <sup>2</sup><br><b>Ley:</b> %<br><b>Dilución:</b> %<br><b>Geomecánica:</b> % |
| VARIABLE DEPENDIENTE  | DEFINICIÓN CONCEPTUAL   | DEFINICIÓN OPERATIVA  | INDICADORES   |
| <b>Y:</b> Método óptimo de minado en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.                          | Consisten en el empleo de técnicas de minado que se ajusten a la necesidad insitu de la U.E.A Heraldos Negros.  | Técnicas de minado usadas para la explotación racional y responsable del recurso mineral.   | <b>Sección:</b> m <sup>2</sup><br><b>Volumen:</b> m <sup>3</sup><br><b>Material roto:</b> tmh.<br><b>Costos:</b> \$/Tm  |

## CAPÍTULO III

### METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

#### 3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN.

##### TIPO DE INVESTIGACIÓN

La presente investigación, es de tipo **Aplicada**, de acuerdo a la clasificación que según Ander – Eggy Bunge.

El tipo de ensayos que se realizará será de una estrategia, de Causa - Efecto, la causa básica será la selección de un método de minado que busca como efecto un minado económicamente rentable, seguro y geomecánicamente estable.

##### NIVEL DE INVESTIGACIÓN.

Es el **Descriptivo**. Según Restituto Sierra Bravo (2002), Describen fenómenos en su circunstancia real en un tiempo y en un área geográfica determinada. Desde el punto de vista cognoscitivo su finalidad es la de describir variables.

#### 3.2. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.

a. **Método General:** En la presente investigación; Se utilizará el **Método Científico**.

En la actualidad según **Cataldo, (1992:26)**: “El estudio del método científico es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos”.

A decir de **Kerlinger, F., y otros (2002:124)** “el método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica”.

**b. Método Específico:** Según Mayer, J. (2005:32): “El método experimental es un proceso lógico, sistemático que responde a la incógnita: ¿Si esto es dado bajo condiciones cuidadosamente controladas; qué sucederá?”.

Asimismo se hará uso del método estadístico. Según Ary, Donald y otros (1993:76) “Los métodos estadísticos describen los datos y características de la población o fenómeno en estudio. Este nivel de Investigación responde a las preguntas: quién, qué, dónde, cuándo y cómo”.

### 3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.

El diseño general viene a ser **NO EXPERIMENTAL – TRANSVERSAL . DESCRIPTIVO.**

Según Kerlinger y Lee (2002): "

Estudios que se realizan sin la manipulación deliberada de variables y en los que solo se observan los fenómenos en su ambiente natural para después analizarlos.

Asimismo, Según Roberto Hernández Sampieri, se usó el diseño no experimental, descriptivo transversal porque consiste en describir las variables en una sola muestra y buscar su relación, cuyo diagrama es:

m X  Y R

**Donde:**

m: Muestra de la Veta Bomboncito

X: Variable Independiente

Y: Variable Dependiente

R = Relación entre X, Y

### **3.4. POBLACIÓN, MUESTRA, MUESTREO.**

#### **3.4.1. Población.**

En el caso de nuestra investigación la población será la **U.E.A Heraldos Negros** – Compañía Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.

#### **3.4.2. Muestra.**

En el caso de nuestra investigación la muestra será la estructura mineralizada (**Veta Bomboncito**) en la U.E.A Heraldos Negros – Compañía Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.

#### **3.4.3. Muestreo**

El tipo de muestreo es el No Probabilístico, es decir la muestra fue tomada de forma intencionada (Dentro de la Veta Bomboncito) en la U.E.A Heraldos Negros – Compañía Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.

### **3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.**

#### **3.5.1. Técnicas.**

Las técnicas usadas en la presente investigación serán: (Datos de campo, las observaciones, Tesis bibliográficas, monografías de las minas, eventos de actualización, trabajos inéditos).

Según **Oseda, Dulio (2008)** la observación “Es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis”.

En el presente trabajo de investigación se aplicarán las siguientes técnicas:

**Entrevista:** Mediante esta técnica se recolectó información preliminar de la muestra (Entrevista a los geólogos de operación y exploración)

**Observación directa:** Esta técnica nos permitió inspeccionar y evaluar la Veta Bomboncito y la roca encajonante.

La técnica e instrumentos que se usarón para la recolección de datos fuerón seleccionados de manera que nos permitieron realizar el trabajo en forma ordenada y metódica.

Consideramos los siguientes:

**a) Plano Topográfico**

Para la ubicación de las muestras, las cuales han sido claramente identificadas, de manera que permita su ubicación exacta en muestreos futuros, es accesible y representativo, evitando las zonas de embalse o turbulencias no característicos del cuerpo de agua.

Todos los puntos están georeferenciados y plasmado en el plano, de manera que se pueda retornar a ellos con facilidad.

**b) Ficha de Registro de Datos de Campo**

Una vez ubicada la muestra, se procedió a rellenar los diferentes fichas de registro como son:

- Mapeo geomecánico.
- Formatos establecidos para elección de los Métodos de Explotación.
- Comparaciones estadísticas de rendimientos.
- Análisis en los costos de minado de los métodos de explotación subterránea.

**c) Análisis de la Muestra**

Las muestras tomadas de la roca se llevarón al laboratorio de petrología y mineralogía para realizar las diferentes pruebas, para obtener finalmente la calidad de la roca (Geomecánica).

**d) Análisis en Gabinete**

Finalmente en el gabinete se analizaron los diferentes aspectos Geomecánicos, Técnicos y Económicos para dar con la mejor elección del método más óptimo de explotación.

**e) Materiales utilizados**

- ✓ Brújula Bruntón

- ✓ Picota de geólogo
- ✓ Petrófono
- ✓ Computadora
- ✓ Etc.

### 3.5.2. Validación de Instrumento:

Los instrumentos usados en la presente investigación serán: Datos de campo (in situ).

- Análisis en los costos de minado de los métodos de explotación subterránea.

### 3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.

El Procedimiento para la recolección de datos fueron los siguientes:

- ✓ Elección e identificación de la muestra a ser estudiada.
- ✓ Obtención de los cálculos de reservas y otros aspectos geológicos.
- ✓ Rellenado de los diferentes formatos (Parámetros Geomecánicos) mediante el mapeo geológico de la Veta Bomboncito (estructura mineralizada y sus rocas encajonantes). Tablas adjunto en Anexos.
- ✓ Análisis técnico económico (rellenado de formatos) cálculos de costos de extraer una tonelada, cálculo del cut off.
- ✓ Los datos recolectados fueron organizados en cuadros estadísticos algunos de doble entrada para su mejor comprensión. Asimismo, se utilizaron los programas Excel, Word, AutoCAD, para el procesamiento de los datos.
- ✓ Se procesaron y analizaron datos que realizaron la empresa sobre informes, calculo de reservas, análisis económico entre otros.
- ✓ Se utilizo el software Mineseigth 6.10, para el modelamiento de la mina.
- ✓ Cálculos de eficiencias, rendimientos y costos unitarios de labores mineras.
- ✓ Evaluación económica del “VAN” y “TIR”
- ✓ Procesadores de Texto.
- ✓ Hojas de Cálculo.
- ✓ Bases de Datos.
- ✓ Graficadores: Autocad, Excel, etc.

## CAPÍTULO IV RESULTADOS

### 4.1. PRESENTACIÓN DE DATOS.

#### 4.1.1. Ubicación y Accesibilidad.

Mina Heraldos Negros, propiedad de la Compañía Minera San Valentín S.A., comprende las concesiones, Heraldos Negros, Heraldos Negros N° 2, y Heraldos Negros N° 5, se desarrolla en el departamento de Huancavelica, provincia de Huancavelica, en el distrito de Acobambilla, en la Comunidad de Acobambilla, en el paraje del Cerro Condoray, a una altitud de 4700 a 5250 m.s.n.m. ubicada a 117 km desde Huancayo y desde la ciudad de Lima por la ciudad de Cañete, se ubica a 411 km alrededor de las siguientes coordenadas UTM.

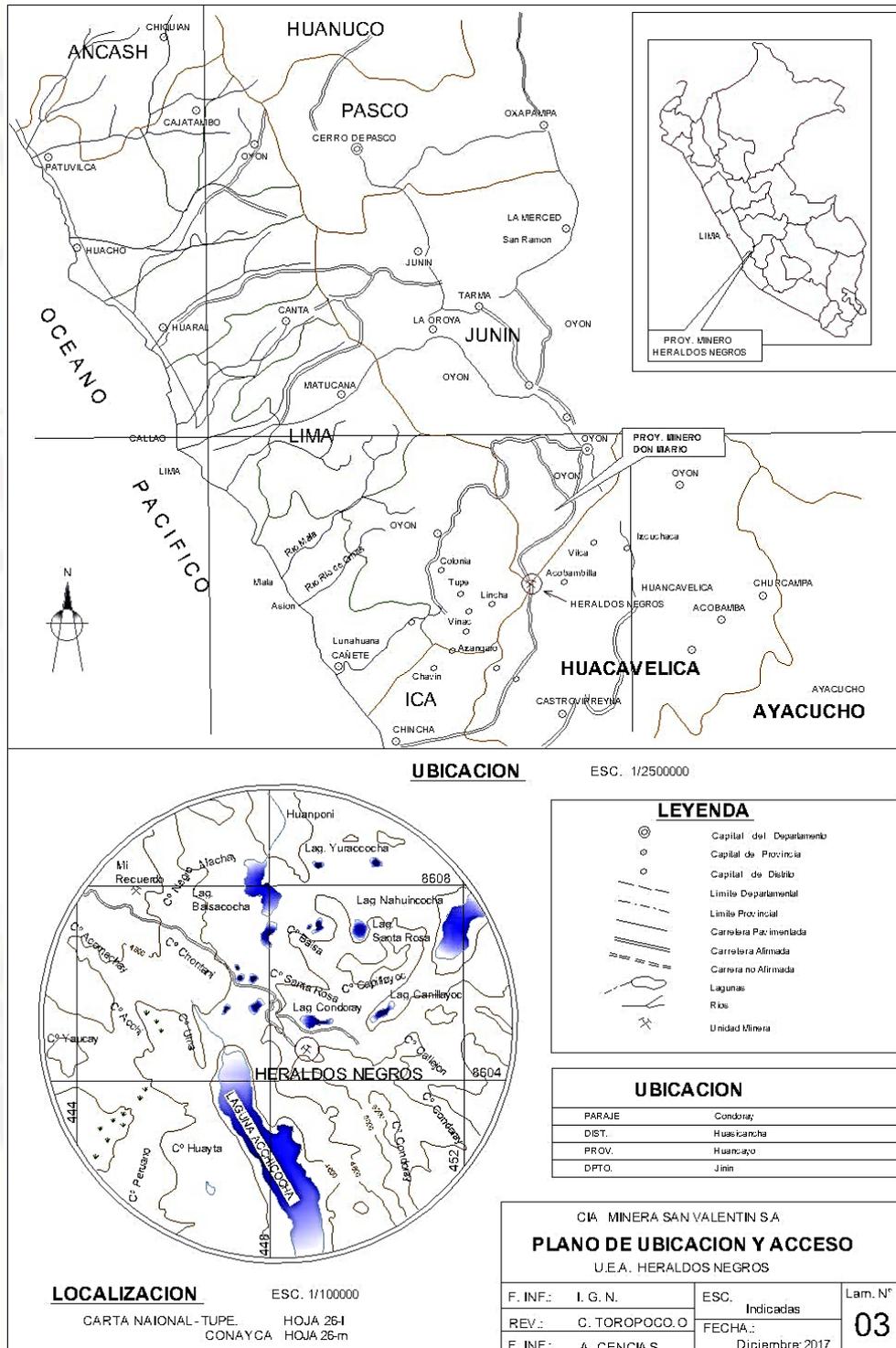
- ✓ 8 604 825.998 N
- ✓ 450912.781 E

Concesión Heraldos Negros N° 5, actualmente donde se realiza la investigación.

#### Heraldos Negros N° 5 (UTM).

|                  | NORTE         | ESTE       |
|------------------|---------------|------------|
| <b>Vértice 1</b> | 8 603 534.724 | 453795.364 |
| <b>Vértice 2</b> | 8 601 546.919 | 453597.116 |
| <b>Vértice 3</b> | 8 602 042.539 | 448627.604 |
| <b>Vértice 4</b> | 8 604 030.344 | 448825.852 |

Figure 23. Ubicación de la Mina Heraldos Negros.



Fuente: Dpto. Geología Heraldos Negros.

#### **4.1.2. Geografía**

La zona en estudio de Heraldos Negros. Presenta características típicas de cordillera alta, con clima frígido y con una topografía agreste. Se puede diferenciar dos estaciones bien marcadas entre noviembre y abril.

Las lluvias y nevadas son frecuentes con abundantes precipitaciones.

Especialmente en los meses de febrero y marzo. Desde mayo a octubre, es la época de sequía y que acompañan constantemente las heladas.

#### **4.1.3. Topografía.**

La topografía, del prospecto se caracteriza, por ser del tipo glaciar con perfiles agudos de erosión glaciar y valles colgados en forma de "U", lagunas escalonadas en el fondo de los valles y depósitos aluviales y glaciares. El área se extiende por un paisaje montañoso, por una cubierta discontinua de suelo escaso, alternando con afloramiento rocoso propio de la cordillera de los andes, donde predominan afloramientos de minerales dentro del área en estudio.

El área está caracterizada por cerros, montañas, lagunas y por valles abruptamente cortados y topografía accidentada con valles y planicie y valles de origen glaciar.

#### **4.1.4. Marco Geológico.**

##### **Veta Bomboncito, Heraldos y Stock Work.**

- ❖ **La Veta Bomboncito** es una estructura mineralizada emplazada en la falla "Esperanza", cuya longitud más representativas es en el nivel 4930 con 200 metros de exposición aproximadamente, presentándose como vetas y lazos cimoides con potencias de 3 metros en promedio. Aparentemente con un plunge SE-NW. La mineralización se presenta con esfalerita rubia y galena en matriz brechada, raras veces como mineral deleznable.
- ❖ **Veta Heraldos Negros:** Está formado por una mineralización de sulfuros de Pirita, esfalerita, galena, galena-argentífera, calcopirita; formando estructuras tipo rosario. Con potencias variables desde el 3.50 metros hasta estrangularse; Además en algunas zonas presenta calizas

fuertemente fracturadas rellenas con calcita y con sulfuros de zinc y plomo. Los hastiales son calizas bituminosas de la formación Pariatambo.

❖ **Stock Work (veta Angelita, Vanessa, Melissa y Débora):** En la zona de superficie existe una zona de vetilleo entre las fallas Heraldos Negros y Esperanza (Bomboncito) en un ancho de 90 metros, todo emplazado en la formación Jumasha, este vetilleo al pasar a la formación Pariatambo se comienzan a estrangularse y empobrecerse.

En superficie se observa fracturas con relleno de calcita estas además presenta venillas y diseminaciones de esfalerita y galena separados por brechas de calizas pobres.

#### 4.1.5. Reservas Geológicas de la Veta Bomboncito.

La información de los sondajes diamantinos realizados en la Camara 07 fue desarrollando la falla Esperanza en roca sedimentaria de la formación Jumasha y Pariatambo se ha calculado la siguiente reserva de mineral de 291 360 Tm.

Table 23. Registro de sondajes Diamantinos Maquina RL – 30 (Camara-07).

| RL - 30 CÁMARA 07 |           |           |           |          |        |                     |
|-------------------|-----------|-----------|-----------|----------|--------|---------------------|
| TALADRO           | UBICACIÓN | X (E)     | Y (N)     | Z        | AZIMUT | BUZAMIENTO APARENTE |
| DDH1              | COLLAR    | 449056.86 | 8604283.8 | 4908.755 | 93.00  | 31.14               |
|                   | COLA      | 449056.54 | 8604283.8 | 4908.951 |        |                     |
| DDH1-2            | COLLAR    | 449057.92 | 8604285   | 4908.591 | 84.23  | -35.62              |
|                   | COLA      | 449057.44 | 8604285   | 4908.933 |        |                     |
| DDH1A             | COLLAR    | 449058.23 | 8604285.1 | 4907.935 | 82.57  | 48.63               |
|                   | COLA      | 449058.16 | 8604285   | 4908.014 |        |                     |
| DDH1B             | COLLAR    | 449057.85 | 8604285   | 4908.117 | 81.65  | -55.45              |
|                   | COLA      | 449057.74 | 8604285   | 4908.277 |        |                     |
| TALADRO S/N       | COLLAR    | 449057.01 | 8604283.8 | 4907.68  | 91.75  | 59.61               |
|                   | COLA      | 449056.12 | 8604283.8 | 4909.188 |        |                     |
| DDH-05            | COLLAR    | 449057.16 | 8604283.8 | 4908.16  | 92.01  | -44.27              |
|                   | COLA      | 449056.3  | 8604283.8 | 4908.995 |        |                     |
| DDH-07            | COLLAR    | 449058.56 | 8604287.7 | 4907.343 | 59.64  | 48.59               |
|                   | COLA      | 449058.49 | 8604287.7 | 4907.435 |        |                     |
| DDH-08            | COLLAR    | 449057.53 | 8604287.2 | 4907.512 | 65.51  | -57.65              |
|                   | COLA      | 449056.98 | 8604287   | 4908.468 |        |                     |
| DDH-09            | COLLAR    | 449057.1  | 8604287   | 4907.909 | 65.95  | 69.34               |
|                   | COLA      | 449056.85 | 8604286.9 | 4908.638 |        |                     |

Fuente: Dpto. Geología U.E.A Heraldos Negros.

Table 24. Reservas Geológicas de la Veta Bomboncito.

| BLOCK    | CATEGORIA | TM       | %ZN  | %PB  | Oz Ag/TM |
|----------|-----------|----------|------|------|----------|
| BM - 532 | PROBADO   | 77504.25 | 5.86 | 1.39 | 0.46     |
| BM - 534 | PROBADO   | 88653.25 | 6.59 | 0.93 | 0.46     |
| BM - 536 | PROBABLE  | 63464.25 | 6.68 | 1.5  | 0.63     |
| BM - 548 | PROBABLE  | 61738.25 | 6.61 | 1.08 | 0.5      |
| TOTAL    |           | 291360   | 6.44 | 1.23 | 0.53     |

Fuente: Dpto. Geología Exploraciones U.E.A Heraldos Negros.

## 4.2. ANÁLISIS DE DATOS.

### 4.2.1. Análisis Geomecánico de la veta Bomboncito.

El levantamiento de información en campo se realizó en las labores de preparación de la Veta tales como Galerías, Rampas, Cruceros, etc.

Para iniciar la evaluación Geomecánica se detalla las características Geomecánicas, orientación y buzamiento de la veta Bomboncito.

Table 25. Características de la Veta Bomboncito.

| Ancho (m) | Altura (m) | Longitud (m) | Rumbo | Buzamiento |
|-----------|------------|--------------|-------|------------|
| 3         | 50         | 200          | NW-SE | 82° NE     |

Fuente: Dpto. Geología U.E.A Heraldos Negros.

### Caracterización del macizo rocoso RMR 89 – GAL 865 N.

Como parte del modelado y diseño del método de minado se ha elaborado la caracterización del macizo rocoso bajo análisis.

Para la caracterización del macizo rocoso se ha realizado un mapeo geomecánico según el criterio de clasificación de Z.T. Bieniawski. Clasificaremos las zonas según RMR de Bieniawski, Q de Barton y lo correlacionaremos con la clasificación GSI las mismas que se resumirán en una Tabla.

Sin embargo, hay que considerar los factores influyentes: como el flujo de agua, presencia de esfuerzos, orientación de las excavaciones, esfuerzos inducidos, profundidad de la excavación, en tales circunstancias las clasificaciones Geomecánicas pueden variar notablemente Para la clasificación Geomecánica RMR hemos tomado en cuenta:

Table 26. Caracterización Geomecánica de la Caja Techo.

| N°                                     | Parámetro         | Condicio                        | Valoración |
|--|-------------------|---------------------------------|------------|
| 1                                      | UCS               | 3 golpe se rompe (50 - 100 Mpa) | 7          |
| 2                                      | RQD               | 50 - 75                         | 16         |
| 3                                      | Espaciamento      | 0.06 -                          | 9          |
| 4                                      | Condición de roca |                                 | 20         |
| 4.1                                    | Persistencia      | 1 - 3 m                         | 4          |
| 4.2                                    | Apertura          | 0.1 - 1                         | 5          |
| 4.3                                    | Rugosida          | Ligeramente rugosa              | 4          |
| 4.4                                    | Relleno           | Duro -                          | 4          |
| 4.5                                    | Alteración        | Ligeramente alterada            | 7          |
| 5                                      | Condición de agua | Húmedo                          | 10         |
| Valoración RMR                         |                   |                                 | 66         |
| Corrección                             |                   |                                 | -5         |
| <b>Valoración RMR corregido (1989)</b> |                   |                                 | <b>61</b>  |

Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A H.N.

Table 27. Caracterización Geomecánica del cuerpo mineralizado.

| N°                                     | Parámetro         | Condicio                       | Valoración |
|--|-------------------|--------------------------------|------------|
| 1                                      | UCS               | 1 golpe se rompe (25 - 50 Mpa) | 4          |
| 2                                      | RQD               | 25 - 50                        | 8          |
| 3                                      | Espaciamento      | 0.06 -                         | 8          |
| 4                                      | Condición de roca |                                | 12         |
| 4.1                                    | Persistencia      | 3 - 10 m                       | 2          |
| 4.2                                    | Apertura          | 0.1 - 1                        | 4          |
| 4.3                                    | Rugosida          | Ligeramente rugosa             | 3          |
| 4.4                                    | Relleno           | Semiduro - Calcita             | 4          |
| 4.5                                    | Alteración        | Moderadamente alterada         | 3          |
| 5                                      | Condición de agua | Húmedo                         | 10         |
| Valoración RMR                         |                   |                                | 46         |
| Corrección                             |                   |                                | -5         |
| <b>Valoración RMR corregido (1989)</b> |                   |                                | <b>41</b>  |

Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A H.N.

Table 28. Caracterización Geomecánica de la Caja Piso.

| N°                                     | Parámetro         | Condicio                        | Valoración |
|--|-------------------|---------------------------------|------------|
| 1                                      | UCS               | 3 golpe se rompe (50 - 100 Mpa) | 7          |
| 2                                      | RQD               | 50 - 75                         | 17         |
| 3                                      | Espaciamento      | 0.06 -                          | 9          |
| 4                                      | Condición de roca |                                 | 20         |
| 4.1                                    | Persistencia      | 1 - 3 m                         | 5          |
| 4.2                                    | Apertura          | 0.1 - 1                         | 5          |
| 4.3                                    | Rugosida          | Ligeramente rugosa              | 4          |
| 4.4                                    | Relleno           | Duro -                          | 4          |
| 4.5                                    | Alteración        | Ligeramente alterada            | 7          |
| 5                                      | Condición de agua | Húmedo                          | 10         |
| Valoración RMR                         |                   |                                 | 68         |
| Corrección                             |                   |                                 | -5         |
| <b>Valoración RMR corregido (1989)</b> |                   |                                 | <b>63</b>  |

Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A H.N.

Teniendo como base el criterio de clasificación de Z. T. Bieniawski, se ha establecido una correlación entre diferentes criterios ampliamente aplicados en el Perú.

Table 29. Correlación de clasificación del macizo rocoso.

| Macizo rocoso       | Valoración de la masa rocosa |      |     |          |             |
|---------------------|------------------------------|------|-----|----------|-------------|
|                     | RMR (1989)                   | Tipo | GSI | Índice Q | Descripción |
| Caja piso           | 63                           | II   | 58  | 8.26     | Buena       |
| Cuerpo mineralizado | 41                           | III  | 36  | 4.72     | Regular     |
| Caja techo          | 61                           | II   | 56  | 6.61     | Buena       |

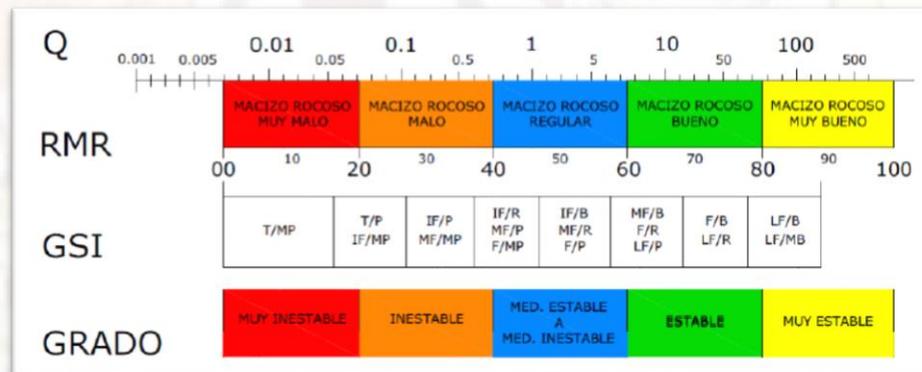
Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A H.N.

### Clasificación Geomecánica GSI.

Hoek et al, (1995) han propuesto un índice geológico de resistencia, GSI (geological strength index), que evalúa la calidad del macizo rocoso en función del grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades.

En la U.E.A Heraldos Negros, tenemos la cartilla GSI elaborada en base a estudios de las características del terreno, al reverso el ábaco el tiempo de autosuporte.

Figure 24. Relación entre clasificaciones de macizos rocosos y el grado de estabilidad.



Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A H.N.

Según el mapeo geomecánico encontramos:

➤ **Para la zona mineralizada:**

9 fracturas por metro cuadrado.

Se rompe con un golpe de picota y/o barretilla de 4 pies.

**Fracturada/Regular (F/R).**

➤ **Para la roca encajonante:**

9 fracturas por metro cuadrado.

Se rompe con varios golpes de picota y/o barretilla de 4 pies.

**Fracturada/Buena (F/B).**

**Recomendación de sostenimiento:**

- **Longitud de perno según el método empírico Q:**

$$LP (m) = \frac{2 + 0.15 B}{ESR}$$

$$LP (m) = \frac{2 + 0.15 (3)}{1.6}$$

$$LP (m) = 1.5$$

Donde:

B: Ancho de la excavación

LP: Longitud de perno

ESR: Excavation Support Ratio

Longitud mínima de pernos a utilizar será de 1.5 metros.

- **Para la zona mineralizada:**

**Fracturada/ Regular (F/R).**

La longitud mínima de pernos a utilizar será de 1.5 metros (Empernado sistemático, espaciado 1.2 m), en intersección de labores pernos combinados de 1.5 metros, 2.1 metros con malla electrosoldada con un radio de 3 metros de la intersección y en labores permanentes pernos helicoidales de 6 y 8 pies.

- **Para la roca encajonante:**

**Fracturada/Buena (F/B).**

La longitud mínima de pernos a utilizar será de 1.5 metros (Empernado sistemático, espaciado 1.5 m), en intersección de labores, pernos combinados de 1.5 metros, 2.1 metros con malla electrosoldada con un radio de 3 metros de la intersección y en labores permanentes pernos helicoidales de 6 y 8 pies.

➤ **Abertura máxima sin sostenimiento según el método empírico Q:**

$$CLARO (m) = 2 * ESR * Q^{0.4}$$

$$CLARO (m) = 2 * 1.6 * 5.2^{0.4}$$

$$CLARO (m) = 6.19$$

Donde

CLARO: Longitud sin sostenimiento

ESR: Excavation Support Ratio

Q: Tunnel Quality Index

La longitud máxima sin sostener es de 6.19 metros, pero en nuestro caso será labor sostenida al tope por temas de política de la empresa.

**Tiempo de Autoaporte de Labor.**

Para optimizar el tipo de sostenimiento de una mina es importante establecer el estándar de vida útil de la labor. Esto dependerá de los factores influyentes y de la realidad operativa de la mina.

La siguiente tabla puede servir como referencia, siendo los operadores de mina los que decidan su ajuste.

Figure 25. Tiempo de Autoaporte de Labores.

| TEMPORAL : Hasta 12 meses de exposición |                   |                                    |
|---|-------------------|------------------------------------|
| PERMANENTE : De 1 hasta > 10 años       |                   |                                    |
| LABOR TEMPORAL (T)                      |                   | TIPO DE EXCAVACION                 |
| Tipo                                    | Tiempo Exposicion |                                    |
| T1                                      | 0 a 1 mes         | Camaras de Reconocimiento          |
| T2                                      | 1 a 4 mes         | Camara DDH                         |
| T3                                      | 4 a 12 mes        | Cruceros,Subniveles                |
| LABOR PERMANENTE (T)                    |                   | TIPO DE EXCAVACION                 |
| Tipo                                    | Tiempo Exposicion |                                    |
| P1                                      | 1 a 2 años        | Galerias,By pass ,Rampas Tajos     |
| P2                                      | 2 a 10 años       | Pivot, Ventanas, Rampas Secunds.   |
| P3                                      | > 10 años         | Rampa Principal, Talleres,oficinas |

Fuente: Consultores Geotécnicos "GCI".

### Propiedades Geotécnicas de la Roca.

Con la finalidad de obtener propiedades geotécnicas del macizo rocoso, se efectuó una campaña levantamiento de información de la zona, líneas más abajo se detalla dicha información.

### Módulo de Deformación.

El módulo de Young (Módulo de Deformación) es un parámetro que caracteriza el comportamiento elástico de un material, para nuestro caso aplicaremos las correlaciones con respecto al RMR (Serafín & Pereira, 1984).

$$E = 10 * (RMR - 10) / 40$$

$$E = 26 \text{ Gpa (para RMR > 50)}$$

### Resistencia a la Compresión Simple.

Uno de los principales parámetros geomecánicos del macizo rocoso es la resistencia a la compresión simple de la roca intacta y con el objeto de determinar la resistencia a la compresión y para determinar este parámetro se hizo uso del método indirecto.

A continuación, se detalla los resultados realizadas con el martillo de Schmidt de acuerdo a las recomendaciones del International Society of Rock Mechanics (ISRM - modificado de González de Vallejo et al. 2002), fluctuando la resistencia a la compresión de la roca entre 34 MPa hasta 175 MPa, para nuestro caso específicamente 110.43 Mpa (Macizo rocoso: Caliza).

### Estado de Esfuerzos Naturales.

Table 30. Esfuerzo Vertical – Horizontal.

| Zona  | Roca Intacta                 | Esfuerzos In - situ<br>Vertical (Mpa) | Esfuerzos Inducidos |              |              |
|-------|------------------------------|---------------------------------------|---------------------|--------------|--------------|
|       | Resistencia Compresión (Mpa) |                                       | Horizontal (Mpa)    | Máximo (Mpa) | Mínimo (Mpa) |
| Techo | 90                           | 16.2                                  | 9.7                 | 43.82        | 5.62         |
| Veta  | 80                           |                                       |                     | 35.27        | 2.99         |
| Piso  | 100                          |                                       |                     | 60.85        | 6.38         |

Fuente: Dpto. Geomecánica U.E.A H.N.

### Dimensionamiento del Tajo 865 N.

“Método Gráfico de Estabilidad” la cual fue desarrollada por Mathews et al (1980) y modificada por Potvin & Milne (1992) y Nickson (1992), posteriormente tenemos a Stewart & Forsyth (1995), quienes delimitaron zonas potencialmente propensas a estabilidad, falla y hundimiento.

En forma resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

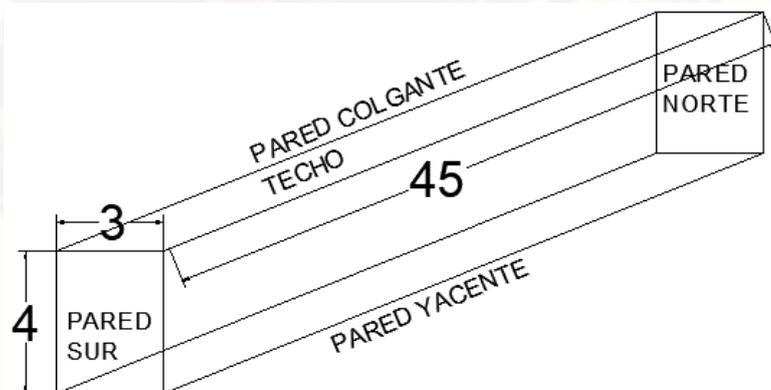
#### Radio Hidráulico.

Conocidos los parámetros que fueron diseñados en los estándares del área planeamiento, los cuales son altura de bloque (H), potencia de la veta (p) y largo de tajeos (L). Lo que se quiere con este método es conocer si con estas dimensiones asumidas empíricamente en nuestros tajeos se mantendrán estables sin sostenimiento, en zona de transición o en zona estable con sostenimiento.

El radio hidráulico o factor de forma, representado por “RH” o “S”, se define según los parámetros del área de Planeamiento (Anexos 01-Estandar) como:

$$RH \text{ o } S = \frac{\text{Área de la sección transversal de la superficie analizada}}{\text{Perímetro de la superficie analizada}}$$

Figure 26. Dimensionamiento del tajeo analizado.



Fuente: Elaboración Propia.

Table 31. Radio Hidráulico en las superficies del tajo.

| Superficie     | Altura (m) | Longitud (m) | Area (m2) | Perimetro (m) | Radio Hidraulico (m) |
|----------------|------------|--------------|-----------|---------------|----------------------|
| Pared Norte    | 4          | 3            | 12        | 14            | 0.9                  |
| Pared Sur      | 4          | 3            | 12        | 14            | 0.9                  |
| Pared Yacente  | 4          | 45           | 180       | 98            | 1.8                  |
| Pared Colgante | 4          | 45           | 180       | 98            | 1.8                  |
| Techo          | 3          | 45           | 135       | 96            | 1.4                  |

Fuente: Elaboración Propia

Las dimensiones de las paredes norte, sur, pared colgante y yacente son de 4 m como máximo (altura de minado), limitado por los estandares del area de planeamiento e Ingenieria.

### Número de Estabilidad modificado (N').

El "número de estabilidad modificado (N') se obtiene con la siguiente ecuación:

$$N' = Q' * A * B * C$$

Donde:

Q' = Índice de calidad de roca de Barton (1974), con Jw =1 y SRF=1.

A = Factor de condición de esfuerzos

B = Factor de orientación de estructuras

C = Factor de componente gravitacional

### Indice de calidad Tunelera Modificada Q'.

El valor modificado de Q' es calculado de los resultados de mapeo geomecánico, exactamente de la misma forma que la clasificación de la masa rocosa NGI, excepto el último término (Jw/SRF) de los esfuerzos activos, como los esfuerzos activos supuestamente serían distintos en túneles que para tajeos, ambos términos Jw y SRF son igualados a la unidad (1).

Table 32. Valores de Q' en las superficies del tajo.

|           | Pared Norte | Pared Sur  | Pared Yacente | Pared Colgante | Techo      |
|-----------|-------------|------------|---------------|----------------|------------|
| RQD       | 60          | 60         | 75            | 70             | 60         |
| Jn        | 4           | 4          | 6             | 6              | 4          |
| Jr        | 3           | 3          | 2             | 3              | 3          |
| Ja        | 4           | 4          | 4             | 3              | 4          |
| <b>Q'</b> | <b>7.6</b>  | <b>7.6</b> | <b>5.9</b>    | <b>13.1</b>    | <b>7.6</b> |

Fuente: Elaboración Propia.

### Factor "A".

Manifiesta los esfuerzos que actúan sobre las caras libres del tajeo abierto en la veta Bomboncito.

La resistencia a la compresión de la roca intacta " $\sigma_c$ ", la cual se obtiene por pruebas de golpe con el martillo de Schmidt en este caso, en la cual se han realizado pruebas de golpe que arrojan un determinado número de rebotes, los cuales son aplicados en una fórmula que relaciona el ángulo de impacto y el número de rebotes, obteniéndose de esta manera la resistencia a la compresión de la roca intacta. Para obtener los resultados del esfuerzo máximo inducido, se realiza mediante las curvas propuestas por Stewart y Forsyth (1995), las cuales tienen como inputs de entrada la relación entre las dimensiones del tajeo y los esfuerzos in-situ. Teniendo datos de profundidad, peso específico y valores de los esfuerzos, vertical y horizontal se estiman los esfuerzos inducidos:

Table 33. Parámetros de profundidad y esfuerzos.

| Profundidad | Peso Específico      | Esfuerzo vertical | Esfuerzo Horizontal |
|-------------|----------------------|-------------------|---------------------|
| 600 metros  | 27 KN/m <sup>3</sup> | 16.2 Mpa          | 9.19 Mpa            |

Fuente: Elaboración Propia.

Table 34. Esfuerzo del macizo rocoso.

| Zona         | Roca Intacta           | Esfuerzos In-situ |                  | Esfuerzos Inducidos |              |
|--------------|------------------------|-------------------|------------------|---------------------|--------------|
|              | Resistencia Compresion | Vertical (Mpa)    | Horizontal (Mpa) | Maximo (Mpa)        | Minimo (Mpa) |
| Pared Colgar | 90                     | 16.2              | 9.7              | 43.82               | 5.62         |
| Techo        | 80                     |                   |                  | 35.27               | 2.99         |
| Pared Yacen  | 100                    |                   |                  | 60.86               | 6.38         |
| Pared Norte  | 90                     |                   |                  | 43.82               | 5.62         |
| Pared Sur    | 90                     |                   |                  | 43.82               | 5.62         |

Fuente: Elaboración Propia.

Para calcular el valor del Factor A, se emplean los datos expuestos anteriormente en la tabla 34, los cuales tienen que estar relacionados de acuerdo a la ecuación siguiente .

$$A = \frac{\sigma_c \text{ "Resistencia a la compresión de la roca intacta" }}{\sigma_1 \text{ "Esfuerzo inducido máximo"}}$$

A continuación se presenta la tabla N°35, donde se resumen los factores "A" obtenidos para el tajo.

Table 35. Factor "A".

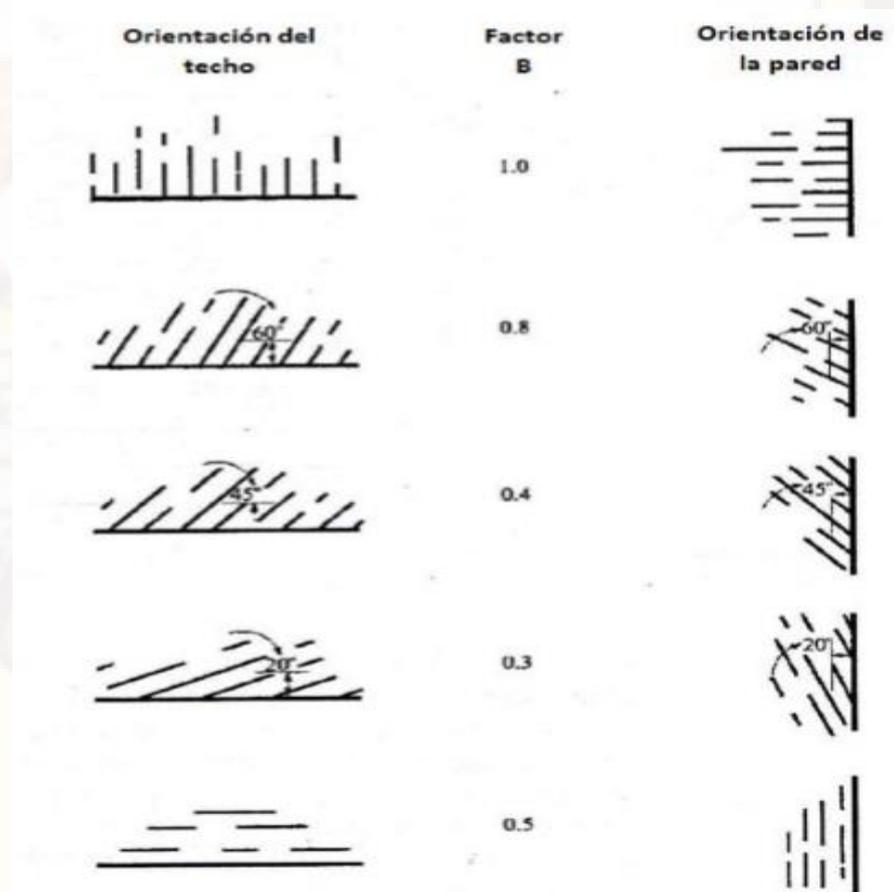
|              |                | Relacion $\sigma_c/\sigma_1$ | Factor "A" |
|--------------|----------------|------------------------------|------------|
| TIPO DE ZONA | Pared Colgante | 2.05                         | 0.12       |
|              | Techo          | 2.27                         | 0.14       |
|              | Pared Yacente  | 1.64                         | 0.1        |
|              | Pared Norte    | 2.05                         | 0.12       |
|              | Pared Sur      | 2.05                         | 0.12       |

Fuente: Elaboración Propia.

### Factor "B".

El factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades "B", toma en cuenta la influencia de estas sobre la estabilidad de las caras del tajo.

Figure 27. Factor de ajuste "B".



Fuente: Mathews (1980).

Table 36.. Factor "B" de las superficies del tajo.

| Superficie     | Orientacion | Factor "B" |
|----------------|-------------|------------|
| Pared Colgante | 0           | 0.5        |
| Techo          | 0           | 0.5        |
| Pared Yacente  | 0           | 0.5        |
| Pared Norte    | 90          | 1          |
| Pared Sur      | 90          | 1          |

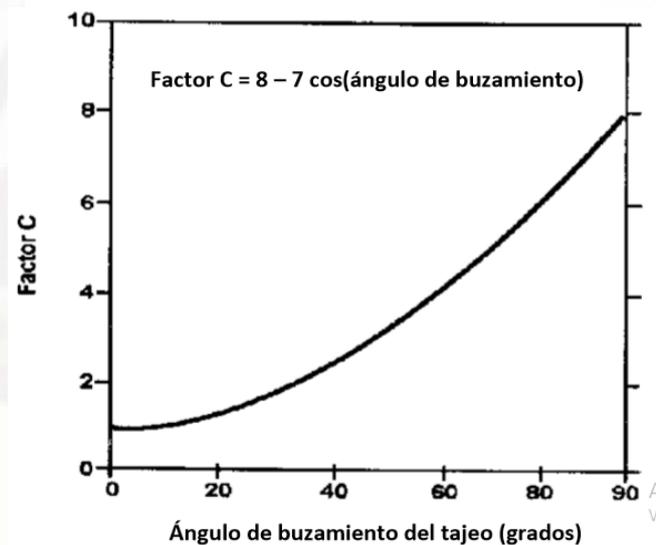
Fuente: Elaboración Propia.

En la Tabla N° 36, se observa que el factor "B" indica que las discontinuidades que forman un ángulo oblicuo poco profundo (0°-30°) con la cara libre son probables que concluyan en zonas inestables por lajamiento o separación. Las juntas que son perpendiculares a la cara son asumidas que tienen la menor influencia sobre la estabilidad.

#### Factor "C".

El factor C es el factor de ajuste por el efecto de la gravedad. La falla puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o, desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos. Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad y como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo ( $\alpha$ ). El factor C para estos casos puede ser calculado a partir del diagrama modificado según Potvin (1988). Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de tajeos.

Figure 28. Factor de ajuste "C".



Fuente: Mathews (1980).

Table 37. Factor "C" de ajuste de las superficies del tajo.

| Superficie     | Inclinación | Factor "C" |
|----------------|-------------|------------|
| Pared Colgante | 90          | 8          |
| Techo          | 90          | 8          |
| Pared Yacente  | 82          | 7          |
| Pared Norte    | 82          | 7          |
| Pared Sur      | 0           | 2          |

Fuente: Mathews (1980).

En la Tabla N° 37, observamos los valores del "Factor C", de acuerdo a Potvin (1988), la cual sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad y como las fallas por lajamiento dependen de la inclinación de la superficie del tajeo ( $\alpha$ ), a mayor inclinación menor tendencia a que ocurra un deslizamiento de cuñas.

#### NÚMERO DE ESTABILIDAD (N').

Según los resultados calculados para los factores Q', A, B y C se ha calculado el número de estabilidad N' para la Pared Norte, Pared Sur, Pared Yacente, Pared Colgante y Techo del Tajeo en la Veta Bomboncito de la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentin S.A.

Los resultados se presentan en la Tabla N° 38.

#### MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD (M.G.E).

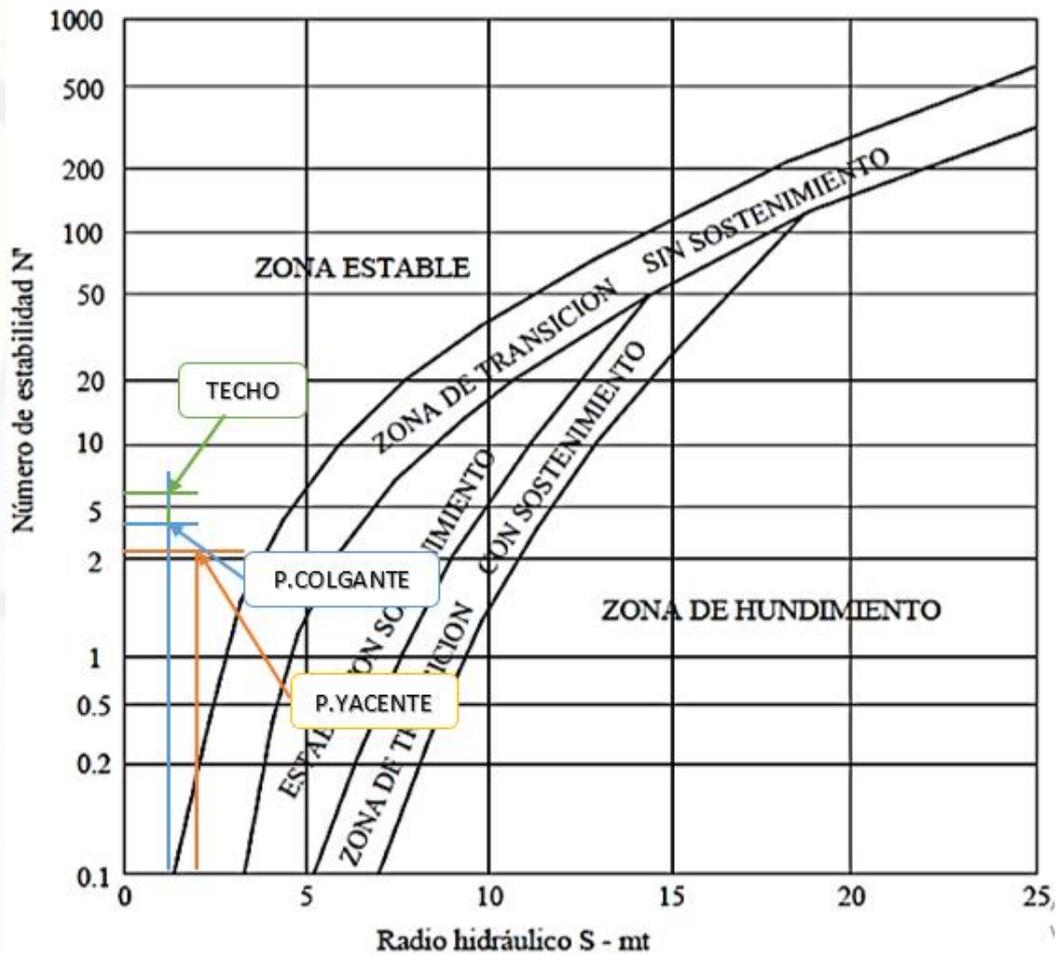
Usando los valores del radio hidráulico (RH o S) y el número de estabilidad N' de la tabla N° 30, la estabilidad del tajeo de la veta Bomboncito se estima en la figura N° 31, se muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento, el gráfico de estabilidad fue propuesto por Potvin (1988) y actualizado por Nickson (1992).

Table 38. Número de estabilidad - Radio hidráulico.

| Superficie     | RH (m) | Q'   | A    | B   | C | NUMERO DE ESTABILIDAD (N') |
|----------------|--------|------|------|-----|---|----------------------------|
| Pared Colgante | 0.9    | 13.1 | 0.12 | 0.5 | 8 | 6.3                        |
| Techo          | 0.9    | 7.6  | 0.14 | 0.5 | 8 | 4.3                        |
| Pared Yacente  | 1.8    | 5.9  | 0.10 | 0.5 | 7 | 2.1                        |
| Pared Norte    | 1.8    | 7.6  | 0.12 | 1   | 7 | 6.4                        |
| Pared Sur      | 1.4    | 7.6  | 0.12 | 1   | 2 | 1.8                        |

Fuente: Elaboración propia.

Figure 29. Gráfico de Estabilidad Modificado, según Nickson (1992).



Fuente: Elaboración propia.

Según el Gráfico de estabilidad analizados con una altura de minado de 4 metros como máximo, ancho de minado de 3 metros y longitud de tajeo de 45 metros, nos muestra las zonas de terreno estable, terreno de hundimiento y terreno con requerimiento de sostenimiento, analizadas para nuestro caso:

- **Techo del tajeo** : se encuentra en “Zona estable”
- **Pared Colgante** : se encuentra en “Zona estable”
- **Pared Yacente** : se encuentra en “Zona estable” con acercamiento a la zona de transición sin sostenimiento.

Las dimensiones de nuestro tajeo se encuentran en Zona Estable.

#### 4.2.2. Selección del Método de Minado.

Para determinar el método de explotación a usar primero analizaremos la selección del método en función de la geometría de la veta, las condiciones geomecánicas presentes y finalmente se analizará económicamente el proyecto.

Se evaluará el margen de utilidad a obtener usando Corte & Relleno Ascendente.

Para seleccionar el método óptimo de minado utilizaremos el criterio planteado por David E. Nicholas.

Table 39. Criterio Nicolás y Marck, Caso de la Veta Bomboncito U.E.A H.N.

| <b>GEOMETRIA DEL YACIMIENTO</b>                 |  |                 |
|---|--|-----------------|
| Forma general del Yacimiento                    | Dimensiones varían en distancias cortas            | Irregular       |
| Potencia del Yacimiento                         | 3 metros   | Angosto         |
| Inclinación Yacimiento                          | 82°  | Vertical        |
| Distribución de leyes en el Yacimiento          | Leyes distintas gradualmente cambian en el espacio | Gradacional     |
| <b>CARACTERISTICAS GEOTECNICAS DEL PROYECTO</b> |  |                 |
| <b>Mineral</b>                                  |  |                 |
| Competencia de la roca Intacta                  | 65 Mpa   | Baja            |
| Espaciamiento de Fracturas                      | 17 f/m   | Muy Cercanas    |
| Resistencia de Estructuras (Condición)          | Sin relleno y/o relleno suave                      | Baja            |
| <b>Caja Techo</b>                               |  |                 |
| Competencia de la roca Intacta                  | 80 Mpa   | Mediana         |
| Espaciamiento de Fracturas                      | 10 f/m   | Poco Espaciadas |
| Resistencia de Estructuras (Condición)          | Relleno Semiduro/Rugosas                           | Mediana         |
| <b>Caja Piso</b>                                |  |                 |
| Competencia de la roca Intacta                  | 70 Mpa   | Mediana         |
| Espaciamiento de Fracturas                      | 11 f/m   | Poco Espaciadas |
| Resistencia de Estructuras (Condición)          | Relleno Semiduro/Rugosas                           | Mediana         |

Fuente: Elaboración Propia.

## Aplicación del Método Cuántico de Nicholas para la determinación del Método de Minado.

Para la realidad de la mina Heraldos Negros, veta Bomboncito:

Table 40 Aplicación del Método Cuántico de Nicholas y Marck.

| YACIMIENTO<br>Método explotación | Geometría del yacimiento |             |           | Potencia del yacimiento |            |       |           | Manteo     |            |          | Distribución de las leyes |             |            |
|----------------------------------|--------------------------|-------------|-----------|-------------------------|------------|-------|-----------|------------|------------|----------|---------------------------|-------------|------------|
|                                  | Masivo                   | Tabular/ply | Irregular | Angosto                 | Intermedia | Ancho | Muy ancho | Horizontal | Intermedio | Vertical | Uniforme                  | Gradacional | Diseminado |
| Tajo Abierto                     | 3                        | 2           | 3         | 2                       | 3          | 4     | 4         | 3          | 3          | 4        | 3                         | 3           | 3          |
| Block Caving                     | 4                        |             |           |                         |            | 2     | 4         | 3          |            |          | 4                         |             | 0          |
| Sublevel Stopping                | 2                        | 2           | 0         | -49                     | 0          | 4     | 3         | 2          | 2          | 4        | 3                         | 2           | 1          |
| Sublevel Caving                  | 3                        |             |           |                         |            | 4     | 3         | 1          |            |          | 4                         |             | 0          |
| Longwall mining                  | -49                      | 2           | 1         | 1                       | 2          | -49   | -49       | 4          | 1          | 4        | 4                         | 3           | 0          |
| Room and Pillar                  | 0                        | 4           | 1         | -49                     | 0          | -49   | -49       | 4          | 1          | 4        | 3                         | 2           | 3          |
| Shrinkage Stopping               | 2                        |             |           |                         |            | 2     | 4         | 2          |            |          | 3                         |             | 1          |
| Cut and Fill Stopping            | 0                        | 4           | -49       | 4                       | 0          | 0     | 0         | 0          | 0          | -49      | 3                         | 2           | 3          |
| Top Slicing                      | 3                        |             |           |                         |            | 3     | 4         | 4          |            |          | 4                         |             | 0          |
| Square Set                       | 0                        | 4           | 2         | 4                       | 2          | 4     | 1         | 2          | 1          | 0        | 3                         | 3           | 3          |

|                       | Competencia Roca Intacta |         |      | Espaciamiento Fracturas |             |            |                | Resistencia estructuras |         |      |
|-----------------------|--------------------------|---------|------|-------------------------|-------------|------------|----------------|-------------------------|---------|------|
|                       | Baja                     | Mediana | Alta | muy cercanas            | poco espac. | Espaciadas | muy espaciadas | Baja                    | Mediana | Alta |
| Tajo Abierto          | 3                        | 4       | 4    | 2                       | 3           | 4          | 4              | 2                       | 3       | 4    |
| Block Caving          |                          | 1       | 1    |                         | 4           | 3          | 0              |                         | 3       | 0    |
| Sublevel Stopping     | 4                        | 3       | 4    | 4                       | 0           | 1          | 4              | 4                       | 2       | 4    |
| Sublevel Caving       |                          | 3       | 3    |                         | 2           | 4          | 4              |                         | 2       | 2    |
| Longwall mining       | -49                      | 1       | 0    | 0                       | 4           | 0          | 0              | 0                       | 3       | 0    |
| Room and Pillar       | 0                        | 3       | 4    | 0                       | 1           | 2          | 4              | 0                       | 2       | 4    |
| Shrinkage Stopping    |                          | 3       | 4    |                         | 1           | 3          | 4              |                         | 2       | 4    |
| Cut and Fill Stopping | 4                        | 2       | 2    | 4                       | 3           | 2          | 2              | 4                       | 3       | 2    |
| Top Slicing           |                          | 3       | 3    |                         | 1           | 2          | 4              |                         | 2       | 4    |
| Square Set            | 0                        | 1       | 1    | 0                       | 4           | 2          | 1              | 0                       | 3       | 2    |

|                       | Competencia Roca Intacta |         |      | Espaciamiento Fracturas |             |            |                | Resistencia estructuras |         |      |
|-----------------------|--------------------------|---------|------|-------------------------|-------------|------------|----------------|-------------------------|---------|------|
|                       | Baja                     | Mediana | Alta | muy cercanas            | poco espac. | Espaciadas | muy espaciadas | Baja                    | Mediana | Alta |
| Tajo Abierto          | 3                        | 4       | 4    | 2                       | 3           | 4          | 4              | 2                       | 3       | 4    |
| Block Caving          | 4                        |         | 1    | 3                       |             | 3          | 0              |                         |         | 0    |
| Sublevel Stopping     | -49                      | 2       | 4    | -49                     | 4           | 1          | 4              | 4                       | 2       | 4    |
| Sublevel Caving       | 3                        |         | 1    | 3                       |             | 3          | 1              |                         |         | 0    |
| Longwall mining       | 4                        | 3       | 0    | 4                       | 0           | 3          | 0              | 0                       | 2       | 0    |
| Room and Pillar       | 0                        | 2       | 4    | 0                       | 4           | 2          | 4              | 4                       | 2       | 4    |
| Shrinkage Stopping    | 4                        |         | 1    | 4                       |             | 3          | 0              |                         |         | 0    |
| Cut and Fill Stopping | 3                        | 2       | 2    | 3                       | 4           | 2          | 2              | 4                       | 2       | 2    |
| Top Slicing           | 4                        |         | 1    | 3                       |             | 3          | 0              |                         |         | 0    |
| Square Set            | 3                        | 3       | 2    | 3                       | 1           | 2          | 2              | 0                       | 2       | 2    |

|                       | Competencia Roca Intacta |         |      | Espaciamiento Fracturas |             |            |                | Resistencia estructuras |         |      |
|-----------------------|--------------------------|---------|------|-------------------------|-------------|------------|----------------|-------------------------|---------|------|
|                       | Baja                     | Mediana | Alta | muy cercanas            | poco espac. | Espaciadas | muy espaciadas | baja                    | mediana | alta |
| Tajo Abierto          | 3                        | 4       | 4    | 2                       | 3           | 4          | 4              | 2                       | 3       | 4    |
| Block Caving          |                          |         |      |                         |             |            |                |                         |         | 3    |
| Sublevel Stopping     | 2                        | 3       | 3    | 1                       | 3           | 3          | 3              | 1                       | 3       | 4    |
| Sublevel Caving       |                          |         |      |                         |             |            |                |                         |         | 4    |
| Longwall mining       | 0                        | 2       | 4    | 0                       | 0           | 2          | 4              | 0                       | 1       | 3    |
| Room and Pillar       | 0                        | 2       | 4    | 0                       | 1           | 3          | 4              | 0                       | 2       | 3    |
| Shrinkage Stopping    |                          |         |      |                         |             |            |                |                         |         | 3    |
| Cut and Fill Stopping | 2                        | 3       | 3    | 1                       | 2           | 4          | 3              | 1                       | 3       | 2    |
| Top Slicing           |                          |         |      |                         |             |            |                |                         |         | 3    |
| Square Set            | 0                        | 2       | 4    | 0                       | 1           | 3          | 3              | 0                       | 3       | 2    |

| Factores de peso                          |      |
|---|------|
| Geometria del Yacimiento                  | 1    |
| Condiciones geomecánicas del mineral      | 0.75 |
| Condiciones geomecánicas de la caja techo | 0.6  |
| Condiciones geomecánicas de la caja piso  | 0.38 |

Fuente: Elaboración Propia.

Reemplazando los valores en la tabulación se determina que el mejor método desde el punto de vista de David E. Niholas es el **Cut and Fill Stopping** seguido por Tajo Abierto y finalmente el Square Set.

Table 41. Resultado de la Aplicación del Método Cuántico de Nicholas y Marck.

| Metodo                | Yacimiento | Mineral  | Caja techo | Caja Piso | Total  |
|-----------------------|------------|----------|------------|-----------|--------|
| Rajo Abierto          | 12         | 5.2      | 6          | 3.8       | 27.05  |
| Block Caving          | -43        | 9        | 4.8        | 3.42      | -25.78 |
| Sublevel Stopping     | 9          | -        | 3          | 1.14      | -23.61 |
| Sublevel Caving       | -42        | 0        | 4.8        | 1.9       | -35.3  |
| Longwall mining       | -92        | 9        | 4.8        | 3.04      | -75.16 |
| Room and Pillar       | 9          | 0        | 3.6        | 2.28      | 14.88  |
| Shrinkage Stopping    | 8          | 0.7      | 4.8        | 3.04      | 16.59  |
| Cut and Fill Stopping | 13         | 6.7<br>5 | 4.8        | 3.8       | 28.35  |
| Top Slicing           | -45        | 3        | 4.2        | 3.04      | -34.76 |
| Square Set            | 14         | 9        | 4.8        | 3.8       | 25.06  |

Fuente: Elaboración Propia.

### Analizando los resultados tenemos:

El método de explotación **Cut and Fill Stopping**, es el que obtiene mayor puntaje por lo cual se ajusta a nuestra realidad y necesidad para la aplicación en la Veta Bomboncito.

**Cut and Fill Stopping:** es un método muy flexible y se adapta a las características de la veta Bomboncito, su recuperación es buena, en Seguridad requiere de un buen sostenimiento en la roca encajonante dependiendo de la evaluación Geomecánica y de una buena disponibilidad de relleno.

#### 4.2.3. Evaluación Económica del Método de Minado.

Con la finalidad de seleccionar el método óptimo para el minado de la veta Bomboncito, se evalúan económicamente el método seleccionado técnicamente. Para ello se toma en consideración la dilución porcentual en la ley del mineral, el ancho de minado y el diseño de los métodos seleccionados; con esta información se determina las reservas minables y el valor del mineral que en suma son la base de la evaluación económica en la selección del método óptimo el minado para la veta Bomboncito.

##### **Reservas Minables.**

Para estimar las reservas minables en cada método de explotación, se sigue un procedimiento el cual consiste en determinar primero la dilución porcentual en la ley del mineral y el ancho de minado. Con estos valores (dilución y ancho de minado) y considerando el mineral que se deja en puentes, pilares y las pérdidas operativas en cada método de explotación se determina las reservas minables y el valor del mineral en cada bloque de explotación.

##### **Dilución Porcentual en la Ley del Mineral (Según O'Hara).**

El valor de dilución para el método "Corte & relleno ascendente" se toma de los estándares del control que realiza el departamento de Geología; los estimados de dilución para los métodos "Corte & almacenamiento provisional" se han tomado de los datos históricos que se investigó respecto a la práctica de estos métodos en las empresas mineras (Casapalca, San Rafael, Raura, Uchucchacua, Atacocha).

$$\%D = \frac{25}{W \exp 0.5 * SenA} = 10\%$$

$$\%D = \frac{25}{3 \exp 0.5 * Sen82} = 10\%$$

Donde:

%D: Porcentaje de dilución

W: Ancho de veta

A: Bz Veta

La dilución en nuestro caso será en un **10%**.

### Ancho de Minado en función al método de minado.

En función a las características geométricas (potencia, inclinación) que presenta la veta Bomboncito y los valores de dilución porcentual de la ley del mineral, se calcula el ancho de minado.

$$\text{Dilución (\%)} = \frac{(\text{Ancho de minado} - \text{Potencia de mineal})}{\text{Ancho de minado}} \times 100$$

$$10\% = \frac{(\text{Ancho de minado} - 3)}{\text{Ancho de minado}} * 100$$

$$\text{Ancho de minado} = 3.0 \text{ metros}$$

### Cálculo de Reservas Minables.

Para hallar el valor de mineral, determinaremos primero el porcentaje de recuperación. Como podemos observar en el cuadro adjunto en el método de corte y relleno la recuperación promedio es de 85% de las reservas geológicas y en almacenamiento provisional se recupera el 90% de las reservas, ya sea por los puentes que quedan hacia el nivel superior o los pilares intermedios para hacer más estables los tajeos y el área de influencia de estas labores.

Table 42. Porcentaje de recuperación de mineral.

| Metodo de minado         | Cut and Fill Stopping |
|--------------------------|-----------------------|
| Reservas Geologicas      | 291 360 TMS           |
| Recuperacion del Mineral | 85%                   |
| Dilucion                 | 10%                   |
| Ley diluida Zn           | 5.16%                 |
| Ley diluida Pb           | 1.17%                 |
| Ley diluida Ag           | 0.15%                 |
| <b>Reservas Minables</b> | <b>247656 TMS</b>     |

Fuente: Informes internos CIA. Minera San Valentin S.A.

Obtenidas las leyes minables y considerando los valores de punto de cada contenido metálico obtendremos el valor del mineral para el método de minado, esto se resume en la tabla que se presenta.

### Balance Metalúrgico.

Realizamos el balance metalúrgico para el siguiente mineral polimetálico cuyo análisis químico de los productos obtenidos en la flotación diferencial son:

Table 43. Balance metalúrgico.

| Producto  | Pesos TMS  | Contenidos Metalicos |    |          |          |       |           |    | RECUPERACION |        |        |        | Radio Concent |       |
|-----------|------------|----------------------|----|----------|----------|-------|-----------|----|--------------|--------|--------|--------|---------------|-------|
|           |            | Ag                   | Oz | Cu       | TM       | Pb    | TM        | Zn | TM           | % Ag   | % Cu   | % Pb   |               | % Zn  |
| Cabeza    | 247,656.00 | 440,194.48           |    | 1,225.79 | 3,323.04 |       | 13,938.19 |    |              | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00        |       |
| Cc Cu     | 3,613.75   | 54,391.63            |    | 810.56   |          | 92.02 | 436.69    |    |              | 12.58  | 63.80  | 2.81   | 3.13          | 68.53 |
| Cc Pb     | 3,595.60   | 195,112.27           |    | 83.21    | 2,267.85 |       | 136.65    |    |              | 45.12  | 6.55   | 69.14  | 0.98          | 68.88 |
| Cc Zn     | 22,323.10  | 96,638.72            |    | 219.83   | 291.56   |       | 11,956.53 |    |              | 22.35  | 17.30  | 8.89   | 85.57         | 11.09 |
| Relave    | 347,446.60 | 84,000.65            |    | 156.82   | 628.72   |       | 1,438.35  |    |              | 19.95  | 12.34  | 19.17  | 10.32         |       |
| Cab. Cal. | 376,979.05 | 430,143.38           |    | 1,270.43 | 3,280.16 |       | 13,938.22 |    |              | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00        |       |

Fuente: Informes internos CIA. Minera San Valentin S.A.

### Ley Mínima de Corte.

Actualmente nuestro costo de producción esta en 83.98 \$/TCS incluyendo depreciación y amortización. Decidido el método de minado y el costo operativo para el proyecto, determinaremos la ley mínima de corte de nuestro proyecto.

Table 44. Ley mínima de Corte.

| LEY MINIMA EXPLOTABLE           |                           |
|---------------------------------|---------------------------|
|                                 | COSTOS                    |
| 1 Mina (costo de operación)     | 53.27 US \$/TMS           |
| 2 Planta de filtrado de relaves | 12.20 US \$/TMS           |
| 3 Planta concentradora          | 5.96 US \$/TMS            |
| 4 Regalias                      | 1.85 US \$/TMS            |
| 5 Exccoperativas                | 3.50 US \$/TMS            |
| 6 Desarrollo comunitario        | 7.20 US \$/TMS            |
| <b>Costo Total</b>              | <b>= 83.98 US \$ /TMS</b> |

Costo Total de la Operación = Ley mínima de Zn X (Valor unit del Zn + Valor Unitario de Pb X Ley de cabeza de Pb / Ley de cabeza de Zn "+ Valor Unitario de Cu X ley de Cabeza de Cu / ley de Cabeza de Zn)

Ley mínima de Pb = Ley mínima de Zn x Ley de cabeza de Pb / ley de cabeza de Zn

Ley mínima de Cu = Ley mínima de Zn x Ley de cabeza de Cu / ley de cabeza de Zn

|                           |               |
|---------------------------|---------------|
| Ley mínima de <b>Zn</b> : | <b>4.00</b> % |
| Ley mínima de <b>Pb</b> : | <b>0.94</b> % |
| Ley mínima de <b>Cu</b> : | <b>0.10</b> % |

Fuente: Informes internos CIA. Minera San Valentin S.A.

## Valor Punto del Mineral (VPN) .

Table 45. Calculo Valor Punto Mineral (VPN).

Cia. Minera San Valentín S.A.

Cálculo del valor de Mineral de Cabeza

| VALORIZACION POR VENTA DE CONCENTRADOS PRODUCCION ENERO 2017 |              |            |           |             |                 |              |             |
|--|--------------|------------|-----------|-------------|-----------------|--------------|-------------|
| <b>Cotizaciones:</b>   | Zn           | Pb         | Cu        | Ag          | Au              |              |             |
|  | US\$/TMF     | US\$/TMF   | US\$/lb   | US\$/onza   | US\$/onza       |              |             |
|  | 3,108.17     | 2,348.19   | 3.061     | 17.3595     | 1308.511        |              |             |
| <b>Leyes Cabeza:</b>   | % Zn         | % Pb       | % Cu      | Ag (oz/TCS) | Au (oz/TCS)     |              |             |
|  | 5.160        | 1.170      | 0.150     | 0.650       | 0.000           |              |             |
| <b>Peso Mineral Cabeza</b>                                   | T.M.H:       |            | T.M.      |             | TRATAMIENTO DIA |              |             |
|  | %            |            | %         |             | TMS/MES         |              |             |
|  | 0.00%        |            | 12,500.00 |             | 12,500.00       |              |             |
| <b>Concentrados Producidos:</b>                              | Zinc         | TMS        | % Zn      | % Pb        | % Cu            | Co (ppm)     | Ag (oz/TCS) |
|  |              | 12140.000  | 55.960    | 0.980       | 0.450           | 278          | 1.650       |
|  | Plomo        | TMS        | % Zn      | % Pb        | % Cu            | Ag (oz/TCS)  |             |
|  |              | 165.766    | 3.900     | 68.260      | 1.200           | 15.560       |             |
|  | Cobre        | TMS        | % Zn      | % Pb        | % Cu            | Ag (oz/TCS)  |             |
|  |              | 0.000      | 0.000     | 0.000       | 0.000           | 0.000        |             |
| <b>Recuperaciones:</b>                                       | Zn           | Pb         | Cu        | Ag          |                 |              |             |
| <b>Conc. Zn:</b>   | 93.58%       | 6.58%      | 21.08%    | 21.98%      |                 |              |             |
| <b>Conc. Plomo:</b>  |              | 79.25%     | 9.72%     | 35.84%      |                 |              |             |
| <b>Conc. Cu:</b>   |              |            | 0.00%     | 0.00%       |                 |              |             |
| <b>TOTALES:</b>  | 93.58%       | 85.83%     | 30.80%    | 57.82%      |                 |              |             |
| <b>Valores Unitarios al 100%</b>                             | 1% Zn        | 1% Pb      | 1% Cu     | 1 Onz/TC Ag |                 |              |             |
|  | US\$         | 31.08      | 23.48     | 67.48       | 17.36           |              |             |
| <b>Valores Pagados según mineral tratado:</b>                | US\$         |            |           |             |                 | TOTAL        | VALOR       |
|  | Zn           | Pb         | Cu        | Ag          | Au              | US\$         | US\$/tms    |
| <b>Conc. Zn:</b>   | 1,094,301.78 |            |           | 0.00        |                 | 1,094,301.78 | 1,014.56    |
| <b>Conc. Plomo:</b>  |              | 157,511.00 |           | 44,735.39   | 0.00            | 202,246.39   | 1,191.17    |
| <b>Conc. Cu:</b>   |              |            | 0.00      | 0.00        | 0.00            | 0.00         | 0.00        |
| <b>TOTALES:</b>  | 1,094,301.78 | 157,511.00 | 0.00      | 44,735.39   | 0.00            | 1,296,548.18 |             |
| <b>Valores Unitarios según mineral tratado:</b>              | 1% Zn        | 1% Pb      | 1% Cu     | 1 Onz Ag    | Au              | TOTAL        |             |
|  | US\$         | 16.97      | 10.77     | 0.00        | 4.99            | US\$/TMS     |             |
|  | US\$/TMS     | 87.54      | 12.60     | 0.00        | 3.58            | 0.00         | 103.72      |

Fuente: Informes internos CIA. Minera San Valentin S.A.

El valor punto promedio de mineral es **103.72 US\$/TMS.**

### **Nivel de Producción y Vida de la Mina.**

Para llevar a cabo una aproximación de la vida de la mina tomaremos el volumen estimado de las reservas minables y el mineral potencial (usando la cubicación nominal de la unidad minera Heraldos Negros).

Reservas minables: 291 360 TN

Recuperando un 85% con Corte & Relleno Ascendente en mina, el volumen del mineral a obtener será:

$$291360 * 0.85 = 247656TM$$

Esta planta posee una capacidad instalada para tratar 12140 Tn/Mes; por tanto, la vida del yacimiento es como sigue:

$$\frac{247656 TM}{12140 TM/mes} = 24 meses = 2 años$$

### **Costo de Operación Mina (USD/TM).**

El costo de operación mina (USD/TM), es el gasto desde la preparación de los bloques de mineral para la explotación del tajeo hasta la puesta del mineral en la tolva de gruesos de la planta concentradora.

El resumen del cálculo del costo de operación mina para el método de explotación se muestra en las tablas N°5 – N°13, en los cuales se consideran los costos unitarios referidos a mano de obra, herramientas - accesorios de perforación, materiales e insumos para la voladura, el sostenimiento, el costo de los equipos de acarreo interior mina, el costo de transporte Mina- Planta y el costo de los servicios e instalaciones mineras.

## Recuperación Metalúrgica.

Table 46. Costo de operación mina (US\$/TM) – “Corte & Relleno Ascendente Mecanizado”

### PRODUCCION PROYECTADOS POR MES PARA EL PROYECTO

|                                 |              |           |
|---------------------------------|--------------|-----------|
| 1.1 Producción mineral:         | 12140        | TM        |
| 1.2 Producción desmonte:        | 7880         | TM        |
| <b>1.3 Total de producción:</b> | <b>20020</b> | <b>TM</b> |
| 1.4 Stripping ratio:            | 0.65         | TM        |

### Resumen de costo total de operación

| Ítem         | Operación unitaria             | Costo total USD(\$)/TM |
|--------------|--------------------------------|------------------------|
|              |                                | M.P.                   |
| 2.1          | Perforación y voladura         | 7.69                   |
| 2.2          | Ventilación                    | 1.12                   |
| 2.3          | Sostenimiento                  | 4.33                   |
| 2.4          | Carguío, acarreo y extracción  | 9.03                   |
| 2.5          | Relleno                        | 4.67                   |
| 2.6          | Servicios mina                 | 0.36                   |
| 2.7          | Energía                        | 2.61                   |
| 2.8          | Geología                       | 2.53                   |
| 2.9          | Empresa contratista Ejmac      | 3.91                   |
| 2.10         | Medio ambiente                 | 0.92                   |
| <b>Total</b> |                                | <b>37.16</b>           |
| 2.11         | Transporte de mineral a planta | 16.11                  |
| <b>Total</b> |                                | <b>53.27</b>           |

Fuente: Elaboración Propia

De la tabla N° 46, se obtiene el costo de operación mina para el método de Corte & Relleno Ascendente es **53.27 US\$/TM**.

### Costo de Producción (US\$/TM).

Al costo de operación mina obtenido en las tablas N° 46, se le suma los costos generales para obtener el costo de producción (US\$/TM). El resultado de esta operación se muestra en la tabla N° 47.

Table 47. Costo de producción (USD/TM) por método de explotación Veta Bomboncito

| Centro de Costos                  | Corte & Relleno Ascen. |
|-----------------------------------|------------------------|
|                                   | US\$/TM                |
| Mina (Costo de Operación)         | 53.27                  |
| Planta de filtrado de relaves     | 12.2                   |
| Planta concentradora              | 5.96                   |
| Regalias                          | 1.85                   |
| Ex cooperativas                   | 3.5                    |
| Desarrollo comunitario            | 7.2                    |
| <b>Costo de Operación US\$/TM</b> | <b>83.98</b>           |

Fuente: Dpto. Planeamiento e Ingeniería U.E.A. H.N.

Por lo tanto, de acuerdo al costo de producción hallado para el método de minado, se obtiene el margen de utilidad. En la Tabla N° 48 se detalla el resultado.

Table 48. Margen de Utilidad

| MARGEN DE UTILIDAD POR TMS         |              |
|------------------------------------|--------------|
| CORTE & RELLENO ASCENDENTE         | US\$/TMS     |
| Costo de Produccion US\$/TMS       | 83.98        |
| Valor de Mineral US\$/TMS (VPT)    | 103.72       |
| <b>MARGEN DE UTILIDAD US\$/TMS</b> | <b>19.74</b> |

Fuente: Elaboración Propia.

Por lo tanto, usando el método de minado Corte & Relleno Ascendente Semimecanizado obtenemos un margen de utilidad de **19.74 US\$/TM** producida.

Por consiguiente, el empleo del método de minado “**Corte & Relleno Ascendente Mecanizado**”, en la Veta Bomboncito es exitoso.

## Cronograma para la Preparación del Proyecto Veta Bomboncito.

Table 49. Cronograma de Preparación - Veta Bomboncito.

| CRONOGRAMA DE PREPARACION - VETA BOMBONCITO 2017 |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
|--|------------|---------------|-----|-------|-----|------|-----|-------|-----|------|-----|
| SEPTIEMBRE                                       |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| OCTUBRE  |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| NOVIEMBRE  |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| DICIEMBRE  |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>CONSTRUCCION DEL NIVEL INFERIOR</b>           |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>NIVEL 480</b>                                 | MIS        | M8            | DAS | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA |
| Ca865N   | 50         | 585           | 15  |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Ca865S   | 50         | 585           | 15  |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Ca840N   | 50         | 585           |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Ca840S   | 50         | 585           |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>TOTAL</b>                                     | <b>200</b> | <b>Metros</b> |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>CONSTRUCCION DE CHIMENEAS</b>                 |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>NIVEL 485</b>                                 | MIS        | M8            | DAS | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA |
| Ch8401ETA  | 15x11.5    | 43375         | 8   |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Ch8402ETA  | 15x11.5    | 102375        | 18  |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>TOTAL</b>                                     | <b>50</b>  | <b>Metros</b> |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>CONSTRUCCION DE CRUCEROS</b>                  |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>NIVEL 485</b>                                 | MIS        | M8            | DAS | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA |
| Xc-865   | 3.0x3.0    | 30            | 10  |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Xc-840   | 3.0x3.0    | 40            | 14  |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Xc-900   | 3.0x3.0    | 30            | 10  |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Xc-842   | 3.0x3.0    | 40            | 14  |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>TOTAL</b>                                     | <b>140</b> | <b>Metros</b> |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>CONSTRUCCION RAMPA (15%)</b>                  |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>NIVEL 500</b>                                 | MIS        | M8            | DAS | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA |
| Rp-11900   | 3.0x3.0    | 200           | 35  |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>TOTAL</b>                                     | <b>200</b> | <b>Metros</b> |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>CONSTRUCCION DE VENTANAS DE ACCESO</b>        |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>NIVEL 485</b>                                 | MIS        | M8            | DAS | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA |
| Vt-1   | 3.0x3.0    | 10            | 4   |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Vt-2   | 3.0x3.0    | 10            | 4   |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Vt-3   | 3.0x3.0    | 10            | 4   |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Vt-4   | 3.0x3.0    | 10            | 4   |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Vt-5   | 3.0x3.0    | 10            | 4   |       |     |      |     |       |     |      |     |
| Vt-6   | 3.0x3.0    | 10            | 4   |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>TOTAL</b>                                     | <b>60</b>  | <b>Metros</b> |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>TALADO PRIMERA REVANADA</b>                   |            |               |     |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>NIVEL 485</b>                                 | MIS        | M8            | DAS | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA | 1ER A | 2DA | 3ERA | 4TA |
| Tl-840N  | 3.0x3.0    | 50            | 30  |       |     |      |     |       |     |      |     |
| <b>TOTAL</b>                                     | <b>650</b> | <b>Metros</b> |     |       |     |      |     |       |     |      |     |

Fuente: Elaboración Propia.

Para la preparación del método, contamos con diversas labores con un total de 650 metros, tal como se muestra en la tabla N° 49.

## Costo de Inversión para el Proyecto Veta Bomboncito.

Table 50. Costos de Inversión.



### COSTO DE INVERSION - VETA BOMBONCITO

#### COSTO DE PREPARACION

| Nv. 4930               | Unid | Cantidad | Sección   | PU US\$/. | US\$/.            |
|------------------------|------|----------|-----------|-----------|-------------------|
| Xc - 865               | mts  | 30.00    | 3.0 X 3.0 | 305.60    | 9,168.00          |
| Xc - 840               | mts  | 40.00    | 3.0 X 3.0 | 305.60    | 12,224.00         |
| Xc - 920               | mts  | 30.00    | 3.0 X 3.0 | 305.60    | 9,168.00          |
| Xc - 842               | mts  | 40.00    | 3.0 X 3.0 | 305.60    | 12,224.00         |
| Gal 865 N              | mts  | 50.00    | 3.0 X 3.0 | 305.60    | 15,280.00         |
| Gal 865 S              | mts  | 50.00    | 3.0 X 3.0 | 305.60    | 15,280.00         |
| Gal 840 N              | mts  | 50.00    | 3.0 X 3.0 | 305.60    | 15,280.00         |
| Gal 840 S              | mts  | 50.00    | 3.0 X 3.0 | 305.60    | 15,280.00         |
| Ch 840 1 ETA           | mts  | 15.00    | 1.5 X 1.5 | 178.59    | 2,678.85          |
| Ch 840 2 ETA           | mts  | 35.00    | 1.5 X 1.5 | 178.59    | 6,250.65          |
| Vt (1, 2, 3, 4, 5 y 6) | mts  | 60.00    | 3.0 X 3.0 | 305.60    | 18,336.00         |
| Rp (-) 920             | mts  | 200.00   | 3.0 X 3.0 | 397.50    | 79,500.00         |
|                        |      |          |           | US\$/.    | <b>106,765.50</b> |

#### COSTO DE EQUIPOS

| NIVEL 4930                           | Unid | Cantidad | Sección | PU US\$/.  | US\$/.           |
|--------------------------------------|------|----------|---------|------------|------------------|
| Jumbo Electrohidraulico (Boomer)     | Und. | 1.00     |         | 100,000.00 | 100,000.00       |
| Bomba Mayor                          | Und. | 1.00     |         | 4,600.00   | 4,600.00         |
| Bomba Master                         | Und. | 1.00     |         | 7,450.00   | 7,450.00         |
| Bomba Matador                        | Und. | 1.00     |         | 11,500.00  | 11,500.00        |
| Bomba Fligth                         | Und. | 1.00     |         | 25,000.00  | 25,000.00        |
| Ventilador de 40 000 cfm, 100HP.     | Und. | 4.00     |         | 8,750.00   | 35,000.00        |
| Arrancador para Ventilador de 100HP. | Und. | 5.00     |         | 1,200.00   | 6,000.00         |
| Manga de ventilacion 36" de ø.       | Mts  | 1,000.00 |         | 3.30       | 3,300.00         |
| Ductos de succion rigidos 36" de ø.  | Und. | 75.00    |         | 7.00       | 525.00           |
|                                      |      |          |         | US\$/.     | <b>93,375.00</b> |

#### COSTO DE ENERGIA

|                                    | Unid  | Cantidad | Sección | PU US\$/. | US\$/.          |
|------------------------------------|-------|----------|---------|-----------|-----------------|
| Compresora Atlas Copco XATS 900E   | Kw-hr | 7,200.00 |         | 0.27      | 1,944.00        |
| Compresora Atlas Copco XAS 185 JD7 | Kw-hr | 8,880.00 |         | 0.27      | 2,397.60        |
|                                    |       |          |         | US\$/.    | <b>4,341.60</b> |

|                    |               |                   |
|--------------------|---------------|-------------------|
| <b>COSTO TOTAL</b> | <b>US\$/.</b> | <b>204,482.10</b> |
|--------------------|---------------|-------------------|

Fuente: Elaboración Propia.

Para la preparación del método Corte & Relleno Ascendente Semimecanizado contamos con diversas labores y la inversión es de US\$ 204 482.10 como se muestra en la tabla N° 50.

## Flujo de Fondo Neto del Proyecto Minero.

Table 51. Flujo de Fondo Neto del Proyecto.

CIA. MINERA SAN VALENTIN S.A.  
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA



| EVALUACION ECONOMICA VETA BOMBONCITO         |                  |                  |                 |                        |
|--|------------------|------------------|-----------------|------------------------|
| NOMBRE DEL PROYECTO:                         | VETA BOMBONCITO  |                  |                 |                        |
| VIDA UTIL DEL PROYECTO                       | 2 Años           |                  |                 |                        |
| CARACTERISTICAS:                             | DESCRIPCION      | UNIDAD DE MEDIDA | VALOR UNITARIO  | VALOR TOTAL            |
| DESARROLLO HORIZONTAL (m)                    |                  |                  |                 | \$ 97,836.00           |
| DESARROLLO VERTICAL (m)                      |                  |                  |                 | \$ 8,929.50            |
| ENERGIA - EQUIPOS (BOMBAS, VENTILADOR, etc.) |                  |                  |                 | \$ 97,716.60           |
| <b>Total</b>                                 |                  |                  |                 | <b>\$ 204,482.10</b>   |
|  | Mineral          | TMS              | 24,000          |                        |
|  | Valor de Mineral | TMS              | \$ 103.72       |                        |
|  | C. Directo       | TMS              | \$ 8.52         | \$ 204,482.10          |
|  | <b>Total</b>     | TMS              | <b>\$ 8.52</b>  | <b>\$ 204,482.10</b>   |
| <b>INGRESOS</b>                              |                  | <b>TMS</b>       | <b>103.72</b>   | <b>\$ 2,489,280.00</b> |
|  | C. Mina          | TMS              | \$ 53.27        | \$ 1,278,480.00        |
|  | C. Planta        | TMS              | \$ 18.16        | \$ 435,840.00          |
|  | C. Mantenimiento | TMS              | \$ 7.20         | \$ 172,800.00          |
|  | C. Indirectos    | TMS              | \$ 5.35         | \$ 128,400.00          |
|  | <b>C. Total</b>  | TMS              | <b>\$ 83.98</b> | <b>\$ 2,015,520.00</b> |
| <b>RESULTADO BRUTO</b>                       |                  |                  |                 | <b>\$ 473,760.00</b>   |
| <b>AMORTIZACIONES</b>                        |                  |                  |                 | <b>\$ 102,241.05</b>   |
| <b>RESULTADO ANTES DE IMPUESTOS</b>          |                  |                  |                 | <b>\$ 371,518.95</b>   |
| <b>IMPUESTOS SOBRE EL BENEFICIO (29.5%)</b>  |                  |                  |                 | <b>\$ 109,598.09</b>   |
| <b>RESULTADO NETO</b>                        |                  |                  |                 | <b>\$ 261,920.86</b>   |
| <b>AMORTIZACIONES</b>                        |                  |                  |                 | <b>\$ 102,241.05</b>   |
| <b>FLUJO DE FONDO NETO</b>                   |                  |                  |                 | <b>\$ 364,161.91</b>   |

Fuente: Elaboración Propia.

### NOTA:

En equipos no se considera en la adquisición scooptram, volquetes porque la estrategia es tercerizar la explotación, al igual que el desarrollo y la preparación.

En base a solo los recursos probados y probables que se tiene, geología ha estimado esas reservas.

## Evaluación Económica de la Veta Bomboncito (Sustento del Proyecto).

Table 52. Sustento del Proyecto.

CIA. MINERA SAN VALENTIN S.A.  
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA



| EVALUACION ECONOMICA<br>PROYECTO VETA BOMBONCITO<br>(US\$) |              |            |                      |            |
|--|--------------|------------|----------------------|------------|
|  |              | AÑOS       |                      |            |
|  |              | 0          | 1                    | 2          |
| INVERSION  |              | -204,482.1 |                      |            |
| años:  | 2            |            |                      |            |
| PRODUCCION (TMS)   |              |            | 12,000               | 12,000     |
| INGRESOS   |              |            | 1,244,640            | 1,244,640  |
| COSTOS OPERATIVOS  |              |            | 1,007,760            | 1,007,760  |
| RESULTADO BRUTO  |              |            | 236,880              | 236,880    |
| AMORTIZACIONES   |              |            | 102,241              | 102,241    |
| RESULTADO ANTES DE IMPUESTOS                               |              |            | 134,639              | 134,639    |
| IMPUESTOS SOBRE EL BENEFICIO (29.5%)                       |              |            | 39,718               | 39,718     |
| RESULTADO NETO   |              |            | 94,920               | 94,920     |
| AMORTIZACIONES   |              |            | 102,241              | 102,241    |
| FLUJO DE FONDO NETO  |              | -204,482.1 | 197,161.51           | 197,161.51 |
| FLUJO DE FONDO NETO ACUMULADO                              |              | -204,482.1 | 197,161.51           | 394,323.02 |
| Tasa de actualización (%)                                  | 21%          |            |                      |            |
| FLUJO DE FONDO NETO ACTUALIZADO                            |              | -204,482.1 | 176,037.1            | 157,175.9  |
| FLUJO DE FONDO N. ACT. ACUMULADO                           |              | -204,482.1 | 176,037.1            | 333,213    |
| INDICE DE RENTABILIDAD (IR)                                | 1.63         |            | (BUENO => IR > 1)    |            |
| TIEMPO DE RECUPERACION (TR)                                | 1            | años       | 1.0371               | 1.2273     |
| VAN  | \$ 93,125.26 | \$         | (BUENO => VAN > 0)   |            |
| TIR (%)  | 58%          |            | (BUENO => TIR > 12%) |            |

Fuente: Elaboración Propia.

### Evaluación Económica, Según los Criterios del "VAN" y el "TIR".

El objetivo de esta evaluación es obtener una base cuantitativa para minar la veta Bomboncito. Dada la importancia de la generación de los flujos de caja, para la evaluación final, es necesario considerar el valor del dinero en el tiempo para ello se emplea los métodos de evaluación económica usando los criterios del valor presente neto y la tasa interna de retorno.

### Evaluación, Según el Criterio del Valor Presente Neto.

Para estimar el valor presente neto se ha empleado una tasa de actualización que en suma expresa la garantía de rendimiento mínimo de la inversión. Para ello se tomó como referencia la tasa de interés existente sobre los préstamos a largo plazo en el mercado financiero, la selección de esta tasa de actualización se considera crítica para la aplicación de este método de evaluación, pues esta descuenta los flujos de caja anuales.

El valor adoptado para esta evaluación ha sido tomado considerando las características propias de la empresa.

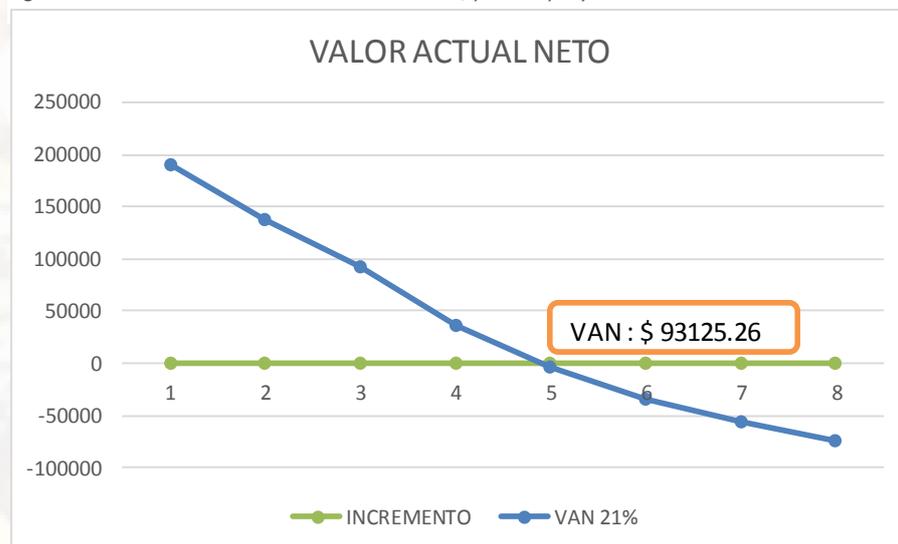
La inversión inicial ( $I_0$ ) comprende solo la fase de preparación cuyo monto es de US\$ 204482.1, el cual comprende el desarrollo de cruceros, rampas, chimeneas y galerías; la tasa de actualización anual “ $i$ ” que exige la empresa es del 21 % anual.

Con los datos mencionados y considerando el nivel de producción; el resultado de esta operación se muestra en la tabla N° 50.

De la tabla N° 50, se tiene que los valores del valor presente neto (VAN) es positivo para el proyecto por consiguiente la rentabilidad de la inversión para el proyecto se sitúa sobre la tasa de actualización (21%). Esto garantiza que la inversión inicial ( $I_0$ ) se recupera y se obtendrá el retorno financiero.

De la evaluación económica usando el criterio del valor presente neto (tabla N° 52) se observa que el proyecto tiene un valor presente neto de **US\$ 93125.26**

Figure 30. Calculo del Valor Actual Neto “VAN”, para el proyecto.



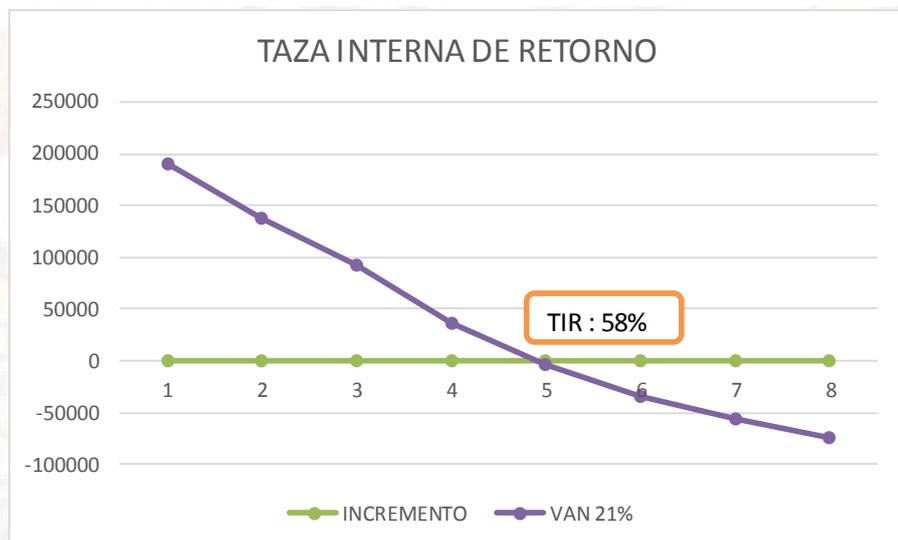
Fuente: Elaboración Propia.

### Evaluación Económica, Según el Criterio de la Tasa Interna de Retorno.

El objetivo de esta evaluación es hacer ver el flujo de caja acumulado al final de la vida económica del proyecto, de modo que este proyecto retribuya un plus a la inversión ( $I_0$ ). Para lograr esto, además de recuperar la inversión ( $I_0$ ), este deberá remunerarlo con una tasa lo suficientemente atractiva denominada tasa interna de retorno (TIR). El cual se define como la tasa de descuento que hace que el valor del "VAN" sea igual a "0", también puede interpretarse como la tasa máxima de interés que puede pagarse por el capital empleado en el transcurso de la vida de una inversión sin perder en el proyecto, esta tasa expresa en suma la rentabilidad propia o rendimiento de la inversión ( $I_0$ ).

De los resultados mostrados en la figura N° 31, se aprecia que los valores de la tasa interna de retorno 58%, para el proyecto evaluado superan la tasa de actualización que exige la empresa ( $i = 21\%$ ).

Figure 31. Calculo de la Tasa Interna de Retorno "TIR", para el proyecto.



Fuente: Elaboración Propia.

### Calculo del periodo de recuperación de la inversión o payback.

Es el tiempo que se requiere para recuperar el capital invertido US\$ 204 482.10, en el proyecto.

**Tiempo de recuperación 1 año.**

#### 4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS.

Cuadro de Resumen de Hipótesis según los resultados de los Análisis.

Table 53. Prueba de Hipótesis.

| TIPO DE HIPÓTESIS                                 |   | INTERPRETACIÓN  |
|---|---|---|
| <b>Hipótesis de investigación (H<sub>1</sub>)</b> | El método óptimo de minado según el análisis técnico económico de la veta Bomboncito <b>ES Corte &amp; Relleno Ascendente Mecanizado</b> ; en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.    | De los nueve (9) métodos de explotación analizados con el Método Cuántico de Nicholas y Marck, el <b>Método de corte y Relleno</b> es el que más puntaje obtiene ( <b>28.35</b> ) por lo que se escoge este método.                                 |
| <b>Hipótesis de investigación (H<sub>0</sub>)</b> | El método óptimo de minado según el análisis técnico económico de la veta Bomboncito <b>NO ES Corte &amp; Relleno Ascendente Mecanizado</b> ; en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica. | De los nueve (9) métodos de explotación analizados con el Método Cuántico de Nicholas y Marck, el Método de Tajo Abierto, la cual se descarta por ser veta, seguida del Square Set (25.06) sería la siguiente alternativa de Método de Explotación. |

Fuente: Elaboración Propia

Según la interpretación se deduce que el mayor puntaje obtenido según el Método Cuántico de Nicholas y Marck es el **Corte y Relleno**, por lo que se aprueba la **Hipótesis de Investigación (H<sub>1</sub>)**.

## CONCLUSIONES

1. El método de minado según los parámetros establecidos por David E. Nicholas que mas se ajusta a las características de la veta Bomboncito es el **Cut and Fill Stopping**.
2. En función a la clasificación geomecánica, las características geométricas (tabla N° 39), son técnicamente aplicables para el minado de la veta Bomboncito con el método de minado **Cut and Fill Stopping**.
3. Del estudio geomecánico de la veta Bomboncito y su entorno físico se concluye que el macizo rocoso según el sistema de valoración  $RMR_{89}$  (BIENIAWSKI) en sus distintos dominios estructurales se clasifica como un macizo  $RMR_{89}$  caja piso 63 "II-A", Zona Mineralizada 41 "III-B" y caja techo 61 "II-B", (tabla N° 26, 27 y 28).
4. El dimensionamiento geomecánico para los parámetros que exige el área de planeamiento en tajos, según el "Método Gráfico de Estabilidad" nos arroja en una "zona estable" (tabla N° 38 y figura 29).
5. De la evaluación económica del método para el minado de la veta Bomboncito cuyos resultados se muestran en las Tablas N° 51 y 52, se concluye que el método "**Cut and Fill Stopping**", es el Método Óptimo para el minado de la veta Bomboncito en la Mina Heraldos Negros – Cia Minera San Valentín S.A., el cual nos ofrece un beneficio económico de **19.74 US\$/TM**.
6. Según los criterios del "Valor Presente Neto" y la "Tasa Interna de Retorno", cuyos resultados se muestran en las Figuras N° 30 y 31, para el método "**Cut and Fill Stopping**".

**VAN: US\$ 93125.26:** es positivo para el proyecto por consiguiente la rentabilidad de la inversión para el proyecto se sitúa sobre la tasa de actualización (21%). Esto garantiza que la inversión inicial ( $I_0$ ) se recupera y se obtendrá el retorno financiero.

**TIR: 58%:** afirma un buen sustento económico.

**Indice de Rentabilidad:** 1.63

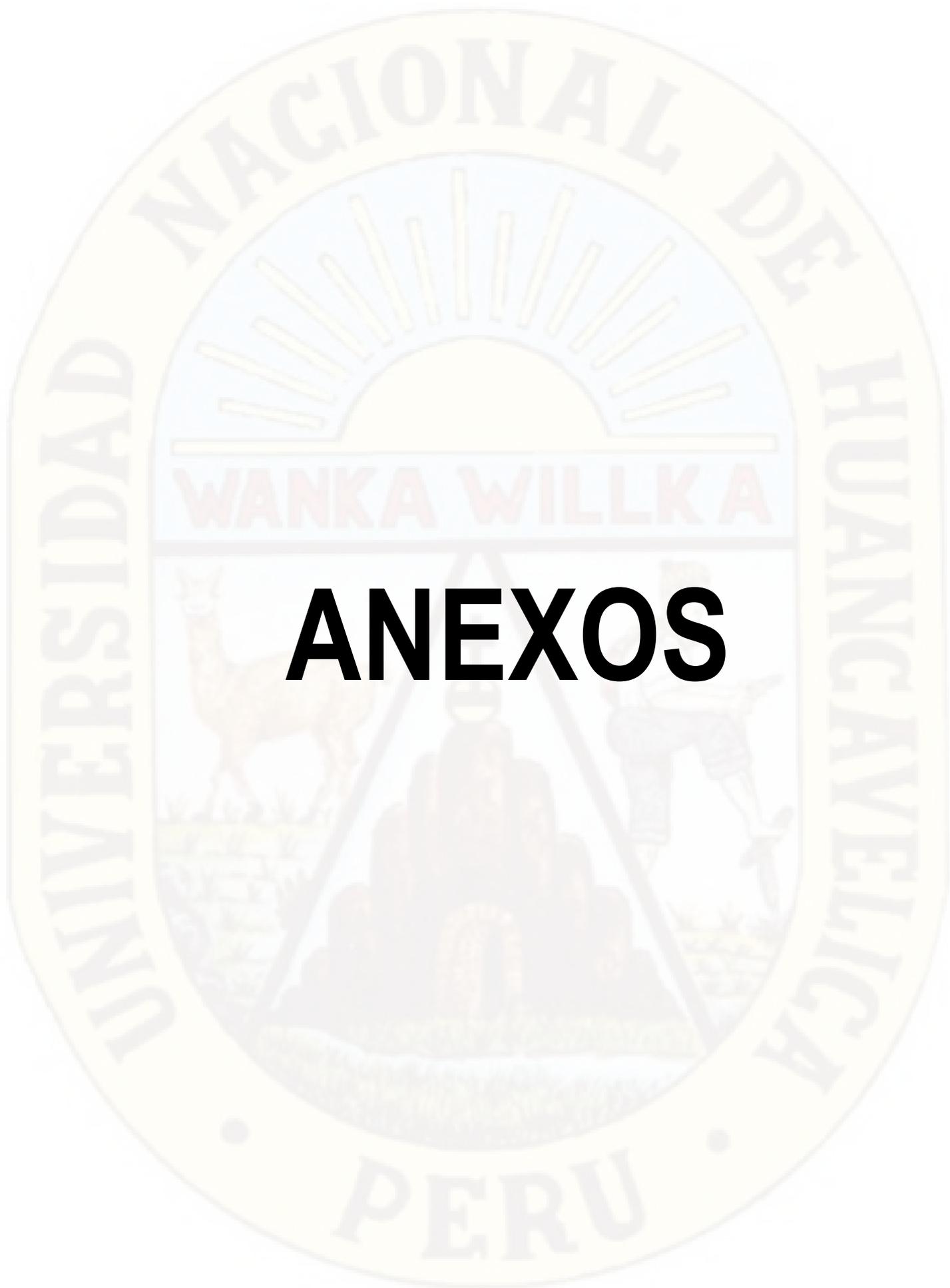
**Paybak:** 1 año.

## RECOMENDACIONES

1. Realizar la evaluación Técnico Económico de los métodos de minado para su elección y aplicación adecuada en las estructuras mineralizadas denominadas tensionales (Veta Vanesa, Veta Angélica y Veta Devora) puesto que la evaluación Técnico Económico nos permite tomar una decisión adecuada para la explotación a menor costo y obtención de mayor rentabilidad.
2. Continuar con los mapeos geológicos y geomecánicos en cada tramo de avance de las excavaciones para identificar las familias de discontinuidades más influyentes y la presencia de posibles cuñas en la veta, caja techo o caja piso.
3. Realizar estudios Geomecánicos previos para el minado de las estructuras mineralizadas denominadas tensionales (Veta Vanesa, Veta Angélica y Veta Devora).
4. Realizar el dimensionamiento geomecánico para los tajeos de las estructuras mineralizadas denominadas tensionales (Veta Vanesa, Veta Angélica y Veta Devora).
5. Evaluar económicamente el método de minado para corroborar la selección del método de explotación sugerido según los parámetros propuestos por David E. Nicholas y así tomar una buena decisión.
6. Evaluar los estados financieros según los criterios del VAN, TIR y Payback, para analizar la rentabilidad de los proyectos.

## REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

1. Mogrovejo E. (2010) Estudio Geológico de la Mina Heraldos Negros - Informe Interno de la Empresa Minera San Valentín.
2. López F. (1992) Geografía Física. ed. Cátedra. Madrid-España.
3. McKinsty E. (1965). Geología de Minas. ed. Omega. Barcelona-España.
4. De la Vergne J. (2003) The Hard Rock Miner's Handbook. 3ª ed. Ontario-Canada: McIntosh Engineering Limited.
5. Vargas Q. (2012) Productividad de los Métodos de Explotación en la Mina Heraldos Negros. Informe Interno de la Empresa Minera San Valentín.
6. Andrade B. (2004). Caracterización, Clasificación y Análisis Geomecánico de Macizos Rocosos. Quito-Ecuador.
7. Hoek E. Hoek Brown. (2002). Failure Criterion, edición disponible en la Internet Vía: <http://www.rockscience.com>.
8. Howard L. (1992) SME Mining Engineering Handbook, 2da edition, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Littleton, Colorado.
9. Córdova D. (2001) Mecánica de Rocas para Minería y Obras Civiles. 1ª ed. Lima-Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
10. Lepin O. (1992) Exploración y Evaluación Geólogo - Económica de Yacimientos Minerales Sólidos, Editorial Pueblo y Educación, Ciudad de La Habana.



# ANEXOS

## MATRIZ DE CONSISTENCIA

**Título: “ANÁLISIS TÉCNICO ECONÓMICO DE LA VETA BOMBONCITO PARA DETERMINAR EL MÉTODO ÓPTIMO DE MINADO EN LA U.E.A HERALDOS NEGROS, CIA MINERA SAN VALENTÍN S.A. - HUANCAMELICA”**

| PROBLEMAS  | OBJETIVOS  | HIPÓTESIS Y VARIABLES   | METODOLOGÍA   |
|--|--|---|---|
| <p><b>Problema General:</b></p> <p>¿Cuál es el método óptimo de minado según el análisis técnico económico de la veta Bomboncito; en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica?</p> <p><b>Problemas Específicos:</b></p> <p>a. ¿Qué características geomecánicas presenta la estructura mineralizada y el macizo rocoso que involucra a la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica?</p> <p>b. ¿Cuál es el resultado del análisis técnico de la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica?</p> <p>c. ¿Cuál es el resultado del análisis económico del método minado a ser aplicado en la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica?</p> | <p><b>Objetivo General:</b></p> <p>Determinar el método óptimo de minado según el análisis técnico económico de la veta Bomboncito; en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. - Huancavelica.</p> <p><b>Objetivos Específicos:</b></p> <p>a. Describir las características geomecánicas de la estructura mineralizada y del macizo rocoso que involucra a la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.</p> <p>b. Analizar técnicamente la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.</p> <p>c. Analizar económicamente el método minado a ser aplicado en la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.</p> | <p><b>Hipótesis General:</b></p> <p>El método óptimo de minado según el análisis técnico económico de la veta Bomboncito es <b>Corte &amp; Relleno Ascendente Mecanizado</b>; en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.</p> <p><b>Hipótesis Específicas:</b></p> <p>a. Las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada y el macizo rocoso que involucra a la veta Bomboncito son favorables para la aplicación del método Corte &amp; Relleno Ascendente Mecanizado, en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.</p> <p>b. El resultado del análisis técnico de la veta Bomboncito son positivos para la aplicación del método Corte &amp; Relleno Ascendente Mecanizado, en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.</p> | <p><b>TIPO DE INVESTIGACIÓN:</b><br/>Aplicada.</p> <p><b>NIVEL DE INVESTIGACIÓN:</b><br/>Descriptivo.</p> <p><b>MÉTODO DE INVESTIGACIÓN:</b><br/>Método general: Método Científico.</p> <p><b>DISEÑO DE INVESTIGACIÓN:</b><br/>El diseño general viene a ser <b>NO EXPERIMENTAL – TRANSVERSAL</b> , cuyo esquema es el siguiente:</p> <p style="text-align: center;">m X  Y R</p> <p><b>Donde:</b><br/>m: Muestra de la Veta Bomboncito.<br/>X: Variable Independiente.<br/>Y: Variable Dependiente.<br/>R= Relación entre X, Y</p> <p><b>POBLACIÓN Y MUESTRA:</b><br/><b>Población:</b> La U.E.A Heraldos Negros – Compañía Minera San Valentín S.A. - Huancavelica.</p> |

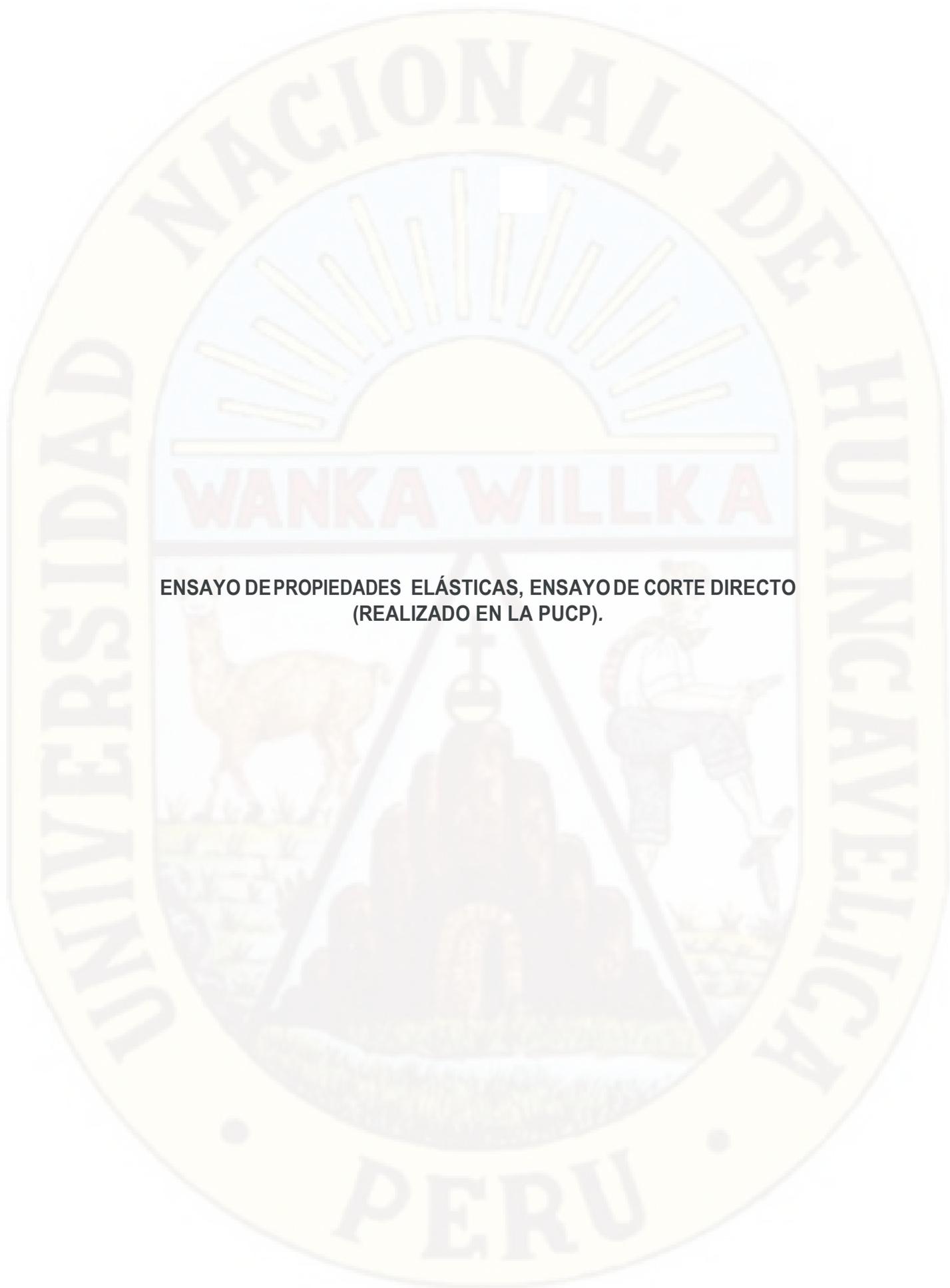
|  |  |  |  |
|--|--|--|--|
|  |  | <p>c. El resultado del análisis económico del método de minado Corte &amp; Relleno Ascendente Mecanizado, son favorables para la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros – CIA Minera San Valentín S.A. – Huancavelica.</p> <p><b>Variable Independiente:</b></p> <p><b>X=</b> Análisis técnico económico de la veta Bomboncito en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.</p> <p><b>Variable Dependiente:</b></p> <p><b>Y=</b> Método óptimo de minado en la U.E.A Heraldos Negros, CIA Minera San Valentín S.A.- Huancavelica.</p> | <p><b>Muestra:</b> La estructura mineralizada (Veta Bomboncito) en la U.E.A Heraldos Negros – Compañía Minera San Valentín S.A. - Huancavelica.</p> <p><b>TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS:</b></p> <p><b>Técnicas:</b> Las técnicas usadas en la presente investigación serán: (Datos de campo, las observaciones, Tesis bibliográficas, monografías de las minas, eventos de actualización, trabajos inéditos).<br/>En el presente trabajo de investigación se aplicaron las siguientes técnicas:</p> <p><b>Entrevista:</b> Mediante esta técnica se recolectó información preliminar de la muestra (Entrevista a los geólogos de operación y exploración).</p> <p><b>Observación directa:</b> Esta técnica nos permitió inspeccionar y evaluar la Veta Bomboncito y la roca encajonante.</p> |
|--|--|--|--|



## PRESUPUESTO Y FINANCIAMIENTO

| ITEM                           | DESCRIPCION                                       | CANTIDAD | COSTO UNITARIO (S/.) | COSTO TOTAL (S/.) |
|--------------------------------|---|----------|----------------------|-------------------|
| <b>1</b>                       | <b>Remuneraciones</b>                             |          |                      |                   |
|                                | Asesor de investigación                           | 1        | 3000.00              | 3000.00           |
|                                | Asesor estadístico                                | 1        | 1000.00              | 1000.00           |
| <b>2</b>                       | <b>Útiles de escritorio</b>                       |          |                      |                   |
|                                | Papel bond / (millar)                             | 4        | 28.00                | 112.00            |
|                                | Lapicero, Lápices                                 | 10       | 1.00                 | 10.00             |
|                                | Tajador, Borrador                                 | 10       | 1.00                 | 10.00             |
|                                | Corrector   | 5        | 2.00                 | 10.00             |
|                                | Cuaderno de notas                                 | 12       | 5.00                 | 60.00             |
|                                | Plumones indelebles                               | 6        | 5.00                 | 30.00             |
|                                | Dispositivo USB                                   | 4        | 52.00                | 208.00            |
| <b>3</b>                       | <b>Acervo bibliográfico</b>                       |          |                      |                   |
|                                | Fotocopias  | 500      | 0.10                 | 50.00             |
|                                | Separatas   | 50       | 1.00                 | 50.00             |
| <b>4</b>                       | <b>Servicios</b>                                  |          |                      |                   |
|                                | Movilidad Local                                   | 50       | 1.00                 | 50.00             |
|                                | Impresiones                                       | 500      | 0.20                 | 100.00            |
|                                | Espira lados                                      | 20       | 1.00                 | 20.00             |
|                                | Empastes  | 4        | 35.00                | 140.00            |
|                                | Búsqueda electrónica                              | 100      | 1.00                 | 100.00            |
| <b>5</b>                       | <b>Material de trabajo</b>                        |          |                      |                   |
|                                | Formatos geomecánicos: RCU<br>Martillo de Schmidt | 30       | 2.00                 | 60.00             |
|                                | Formatos geomecánicos: RMR<br>CALCULO DE RMR      | 6        | 2.00                 | 12.00             |
|                                | Formatos geomecánicos :<br>RMR89                  | 15       | 2.00                 | 30.00             |
|                                | Formatos geomecánicos :<br>Mapeo línea de detalle | 20       | 3.00                 | 60.00             |
|                                | Planos  | 10       | 3.00                 | 30.00             |
|                                | Imprevistos                                       |          |                      | 100.00            |
| <b>TOTAL PRESUPUESTO (S/.)</b> |   |          |                      | <b>5242.00</b>    |

**FINANCIAMIENTO:** La investigación será autofinanciado.



ENSAYO DE PROPIEDADES ELÁSTICAS, ENSAYO DE CORTE DIRECTO  
(REALIZADO EN LA PUCP).

**ENSAYO DE PROPIEDADES ELÁSTICAS**

Los resultados son los siguientes:

| Muestra | Diámetro (cm) | Longitud (cm) | Módulo de Elasticidad (GPa) | Constante de Poisson ( $\nu$ ) | Resistencia última (MPa) |
|---------|---------------|---------------|-----------------------------|--------------------------------|--------------------------|
| M-1     | 5.38          | 11.46         | 11.91                       | 0.27                           | 110.43                   |

Antes:



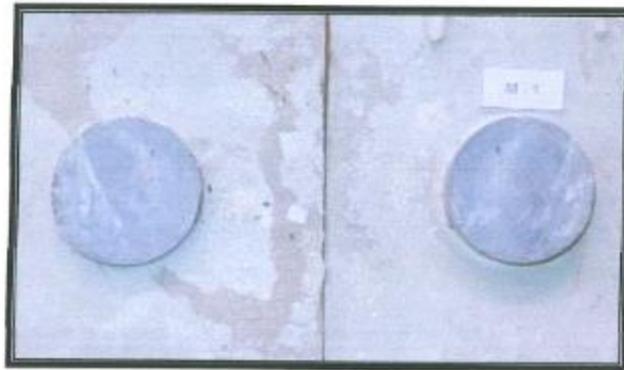
Después:



Antes:



Después:

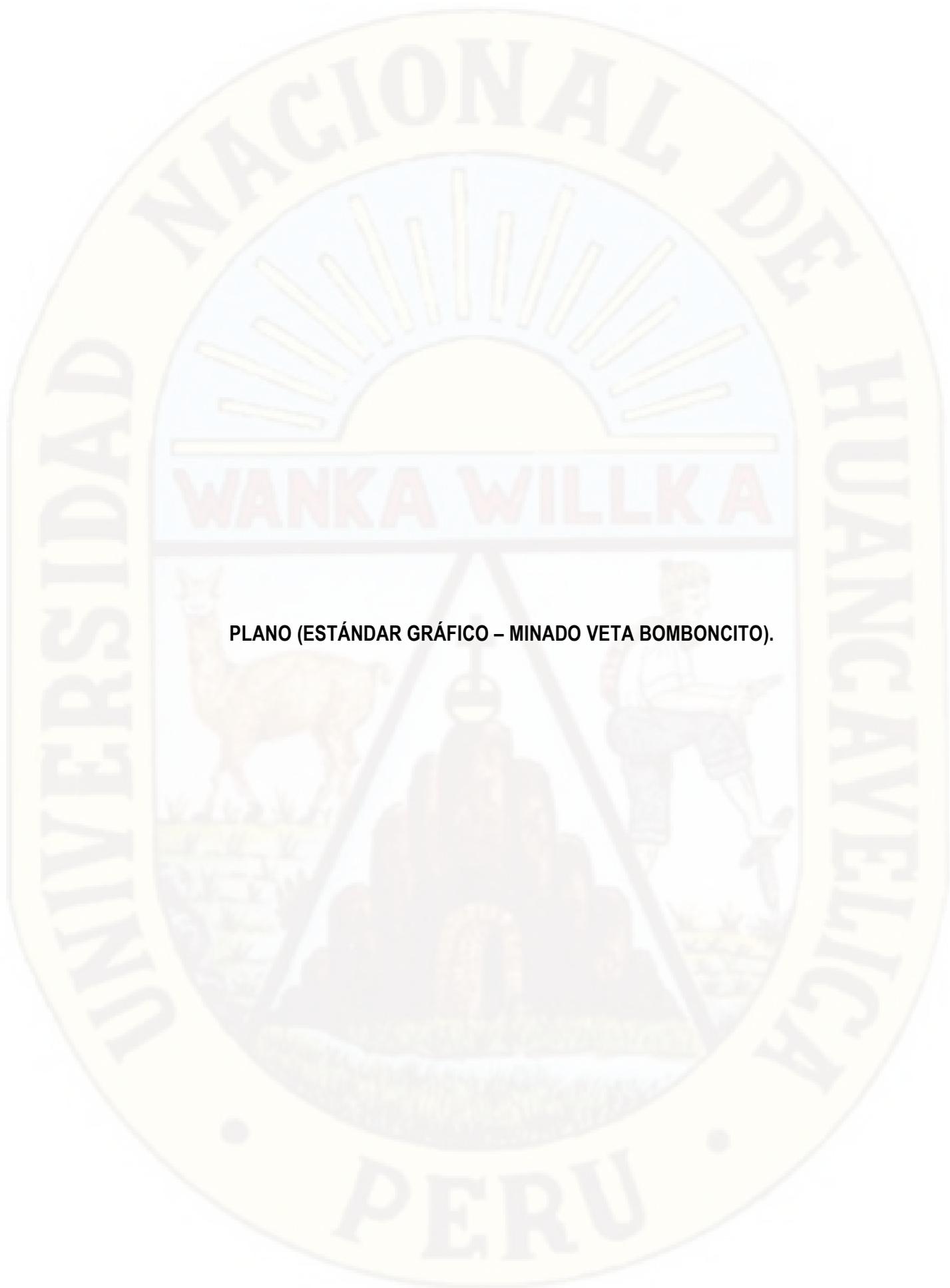




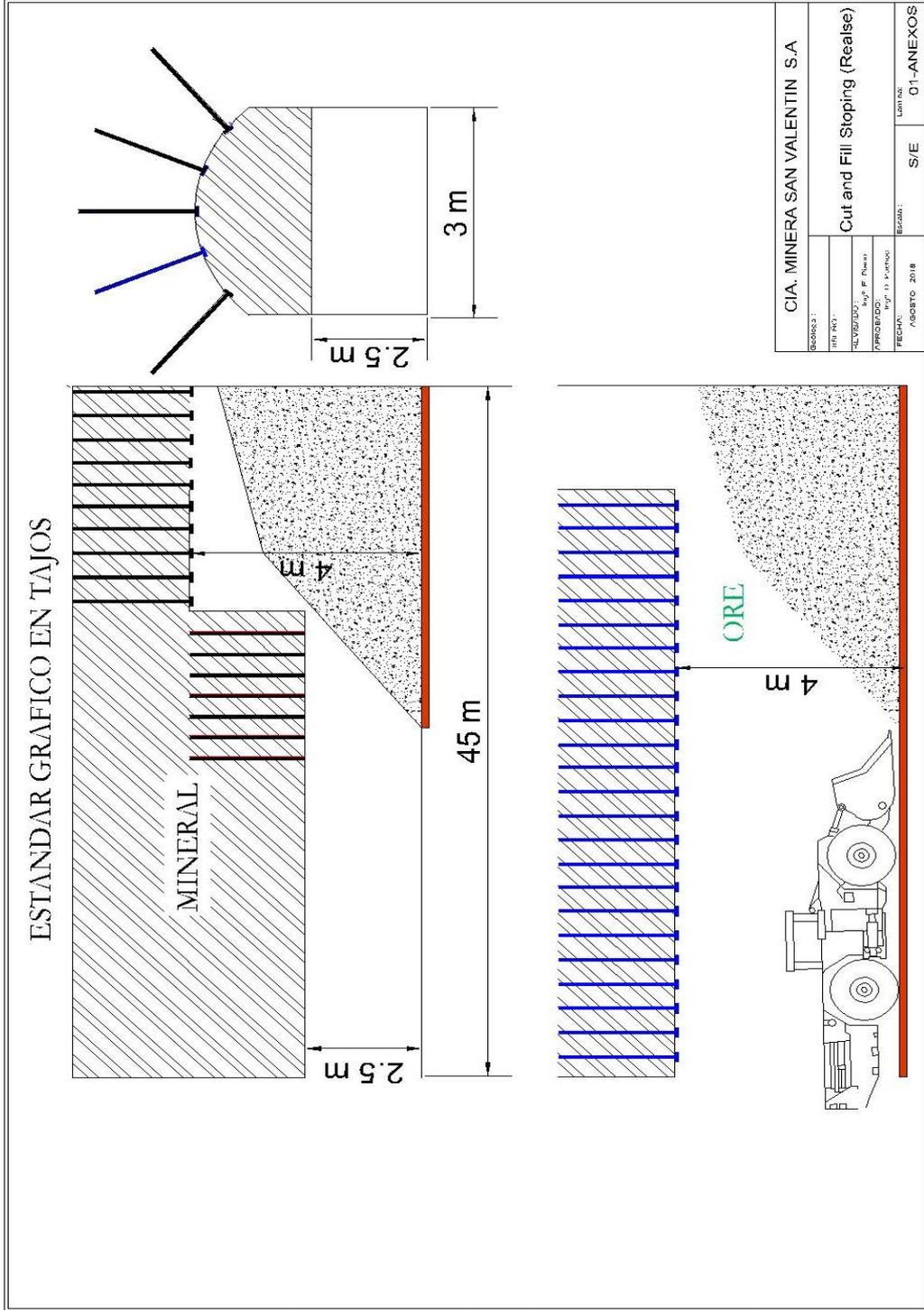
Fotografía N°01: Muestreo de Mineral

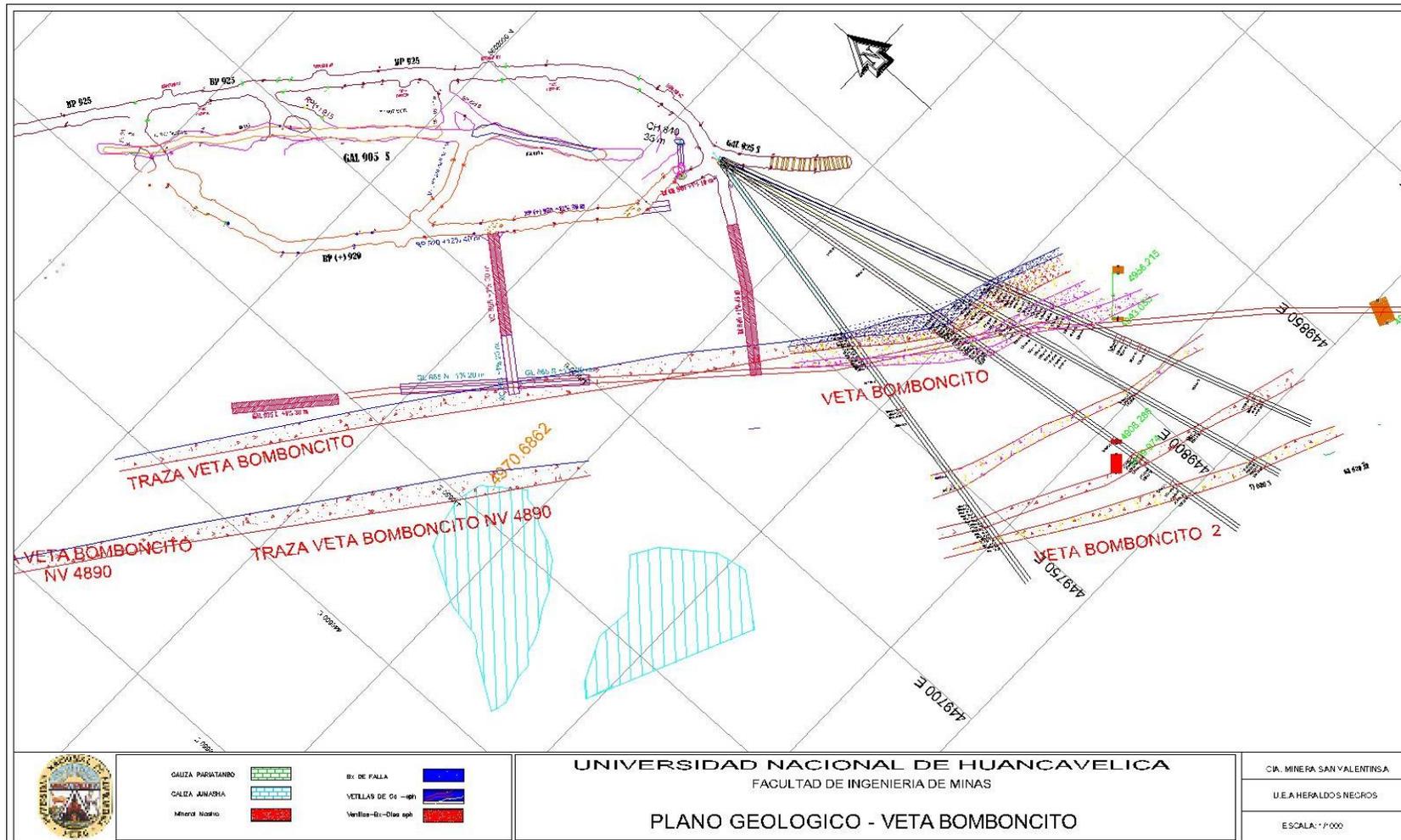


Fotografía N°02: Limpieza – Extracción de Mineral



**PLANO (ESTÁNDAR GRÁFICO – MINADO VETA BOMBONCITO).**





|                  |  |                                |  |
|------------------|--|--------------------------------|--|
| GALIZA PARATANBO |  | BX DE FALLA                    |  |
| GALIZA ANADIA    |  | VETILLAS DE O <sub>2</sub> -en |  |
| Mineral Nastro   |  | Ventilac-Bx-Diag sph           |  |

UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCAMELICA  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

PLANO GEOLOGICO - VETA BOMBONCITO

CIA. MINERA SAN VALENTINA

U.E.A HERALDOS NEGROS

ESCALA: 1:1000