

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“MINERIA SIN RIELES APLICADO EN LA UNIDAD MINERA
ARCATA”**

Presentado por el bachiller
DAVID, RAMOS VELARDE

Para optar el título profesional de ingeniero de
minas.

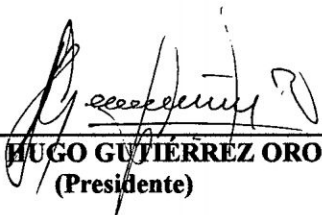
AYACUCHO - PERÚ

2012

“MINERÍA SIN RIELES APLICADO EN LA UNIDAD MINERA ARCATA”

RECOMENDADO : 06 DE DICIEMBRE DEL 2011

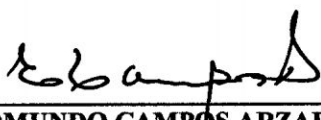
APROBADO : 13 DE ABRIL DEL 2012



Dr. Ing° N. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
(Presidente)




Ing° GROVER RUBINA SALAZAR
(Miembro)



Ing° EDMUNDO CAMPOS ARZAPALO
(Miembro)

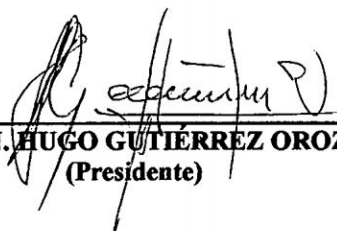


Ing° VÍCTOR F. FLORES MORENO
(Miembro)

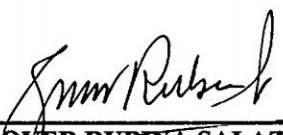


Ing° FLORO N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

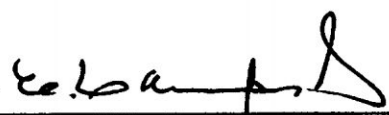
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantado el 13 de abril del 2012, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas, Sr. David RAMOS VELARDE, con el trabajo titulado: "MINERÍA SIN RIELES APLICADO EN LA UNIDAD MINERA ARCATA", fue calificado con la nota de DIECISÉIS (16) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



Dr. Ing° N. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
(Presidente)



Ing° GROVER RUBINÁ SALAZAR
(Miembro)



Ing° EDMUNDO CAMPOS ARZAPALO
(Miembro)



Ing° VÍCTOR E. FLORES MORENO
(Miembro)



Ing° FLORO N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

DEDICATORIA

A Dios que ha sido mi sustento, mi fuerza, mi amigo y mi guía en mi andar de la vida.

A mi Padre Norberto Ramos Quispe quien confió en mí, en quien encontré un incesante e indispensable apoyo moral y material en todo momento y lugar, quien luchó por forjar su anhelo, expresado en mí ser y me da fuerzas para continuar, gracias por su comprensión y apoyo incondicional.

A mi familia que en todo momento son mi fuente de esmero y superación, las mismas que han hecho posible el logro de un nuevo objetivo en mi vida.

A quienes me alentaron en todo momento para hacer realidad el presente trabajo.

AGRADECIMIENTOS

A mi alma mater, la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, de la cual me siento orgulloso de ser egresado.

Mi agradecimiento, efusivo y eterno a los docentes de la Escuela de Ingeniería de Minas, por legarme conocimientos, orientaciones, enseñanzas y experiencias que guiaron con éxito mi formación académica.

A la contrata IESA S:A. por abrirme las puertas en mi carrera como Ingeniero de Minas.

Finalmente mi gratitud a todos los trabajadores, al staff de Ingenieros de la Unidad Minera Arcata, por la colaboración desinteresada y las experiencias impartidas.

Va mi sincero reconocimiento a todos los que de alguna manera, ya sea directa o indirectamente, han contribuido para la culminación del presente trabajo.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis titulado "MINERIA SIN RIELES aplicado en la Unidad Minera Arcata", tiene como fin lograr una mayor productividad en la extracción de los minerales de plata y oro, comparado con la explotación convencional de corte relleno ascendente hasta ahora utilizada.

La secuencia estructural de la tesis se realizó de la siguiente manera:

- El trabajo se inició con la justificación del proyecto, así como las variables involucradas, los objetivos trazados y la hipótesis del proyecto.
- Se describieron las características, tipos de rampas y basculantes que se pueden utilizar para mecanizar una operación subterránea.
- Se presentaron las principales características de la Unidad Minera Arcata y todos los aspectos geológicos del yacimiento en estudio.
- Se describieron las operaciones realizadas para la extracción del mineral, por los diferentes métodos usados, servicios auxiliares en general y el resto de procesos.
- Se realizaron los estudios técnicos referentes al diseño y la explotación de corte y relleno ascendente por medio de rampas espirales y basculantes.
- Se evaluó económicamente el proyecto y se realizaron las comparaciones con el anterior método de explotación, llegando a los siguientes resultados:
- La producción subió de 668 TM/mes con el método convencional a 2 630 TM/mes por el método mecanizado por basculantes materia del presente proyecto.
- El periodo de recuperación del capital bajó de 58 meses a 15 meses.

INTRODUCCION

Actualmente en la globalización en que vivimos, que es de la era del conocimiento, de la innovación y del desarrollo de la tecnología más eficaz y económica, según la cotización de los metales poli metálicos que también ha tenido una caída en el precio.

Por tal motivo, el estudio de un proyecto minero debe describir el método de explotación que se considera como el más económico y productivo. Para ello, utilizando los siguientes criterios básicos, como la forma, el tamaño y la posición espacial del cuerpo mineralizado, el contenido y distribución de los valores metálicos, las propiedades físicas y químicas del mineral y las rocas adyacentes o encajonantes, los factores económicos, facilidad de transporte, las condiciones de seguridad, de medio ambiente y disposiciones gubernamentales es que se ha elegido entre los métodos de explotación aplicados en la minería, el método de explotación mecanizado de vetas angostas por medio de rampas espirales y basculantes en la Unidad Minera Operativa Arcata.

El método mecanizado de vetas angostas por medio de rampas espirales y basculantes ha sido elegido para reemplazar al método convencional de corte y relleno ascendente en la Unidad Minera Operativa Arcata, lo cual significará a la empresa Hochschild Mining, lograr una mayor productividad en la extracción de los minerales plata y oro.

La actualidad de este mundo demanda la ejecución de una minería moderna, con técnicas de vanguardia en la aplicación de nuevos métodos de explotación, tal como se viene ejecutando en países desarrollados.

El empleo de nuevas técnicas de explotación en la minería moderna constituye hoy uno de los pilares fundamentales para la explotación de un yacimiento mineral, determinando parámetros y diseñando esquemas de trabajo que implican optimización de recursos, tal que se genere la máxima tasa de retorno de las inversiones, para un mayor valor presente neto.

“MINERIA SIN RIELES EN LA UNIDAD MINERA ARCATA”

Pág.	
Dedicatoria	
Agradecimiento	
Resumen	
Introducción	

CAPITULO I GENERALIDADES

1.1. Ubicación Política.....	11
1.2. Ubicación en coordenadas UTM.....	12
1.3. Ubicación en coordenadas geográficas.....	12
1.4. Accesibilidad.....	12
1.5. Topografía y fisiografía.....	13
1.6. Drenaje.....	15
1.7. Clima.....	15
1.8. Vegetación.....	16
1.9. Fauna.....	16
1.10. Disponibilidad de recursos.....	16
1.10.1. Suministro de energía.....	16
1.10.2. Recursos energéticos.....	17
1.10.3. Suministro de agua.....	17
1.11. Transporte.....	18
1.12. Organización.....	18

CAPITULO II GEOLOGIA

2.1. Geología regional.....	20
2.2. Estratigrafía.....	23

2.2.1. Rocas Sedimentarias.....	23
2.2.1.1. Formación Hualhuani.....	23
2.2.1.2. Formación Murco.....	23
2.2.1.3. Formación Maure.....	24
2.2.2. Rocas Volcánicas.....	24
2.2.2.1. Volcánicos Terciarios.....	24
2.2.2.1.1. Volcánico Orcopampa.....	24
2.2.2.1.2. Volcánico Shila.....	25
2.2.2.1.3. Volcánico Sencca.....	25
2.2.2.2. Volcánicos Cuaternarios Pleistocenos.....	25
2.2.2.2.1. Volcánico Barroso.....	25
2.2.2.2.2. Volcánico Andagua.....	25
2.3. Geología estructural.....	27
2.4. Geología local.....	28
2.5. Mineralización.....	31
2.5.1. Control estructural de mineralización.....	37
2.5.2. Mineralización en vetas.....	37
2.5.2.1. Veta Alexia.....	37
2.5.2.2. Veta Mariana.....	39
2.5.2.3. Veta Julia.....	42
2.5.3. Método de estimación y criterios de cubicación.....	43
2.5.3.1. Método de estimación geoestadístico.....	43
2.6. Reservas de mineral.....	44
2.6.1. Inventario de recursos y reservas minerales.....	44

CAPITULO III

MARCO TEORICO RAMPAS UTILIZADAS EN LA UNIDAD MINERA ARCATA

3.1. Parámetros para el diseño de rampas.....	46
3.1.1. Sección.....	46
3.1.2. Gradiente.....	47
3.1.3. Radio de curvatura.....	47

3.1.4. Longitud total de la rampa.....	49
3.1.5. Peralte.....	49
3.1.6. Declive.....	50
3.2. Tipos de rampas.....	50
3.2.1. Forma de "Y".....	50
3.2.2. Forma de espiral.....	50
3.2.3. Forma de Zig-Zag.....	53
3.2.4. Basculante.....	55
3.2.5. Otros tipos de rampas.....	55
3.3. Ciclo de minado en una rampa.....	56
3.3.1. Ventilación.....	57
3.3.2. Regado.....	57
3.3.3. Desatado.....	57
3.3.4. Acondicionado de plataforma de perforación.....	58
3.3.5. Cálculo y diseño de malla de perforación.....	58
3.3.5.1. Corte y quemado.....	58
3.3.5.2. Corte cilíndrico o coromant.....	59
3.3.5.3. Número de taladros.....	60
3.3.5.3.1. Calculo del burden.....	60
3.3.5.3.2. Calculo del espaciamiento.....	60
3.3.5.3.3. Número de taladros por disparo.....	61
3.3.5.4. Diseño de malla de perforación.....	61
3.4 Equipo de perforación.....	62
3.4.1 Jumbo electro-hidráulico.....	62

CAPITULO IV

CORTE Y RELLENO ASCENDENTE POR MEDIO DE RAMPAS

ESPIRALES Y BASCULANTES

4.1. Evaluación geomecánica del proyecto propuesto.....	64
4.2. Descripción del método de explotación propuesto.....	72
4.2.1. Dimensionamiento del tajeo 850 veta Julia.....	76

4.2.2. Preparaciones.....	76
4.2.3. Etapas del método propuesto.....	76
4.2.3.1 Construcción de by pass y ventanas.....	76
4.2.3.2 Construcción de galerías.....	79
4.2.3.3 Construcción de la rampa en espiral.....	79
4.2.3.4 Construcción de la Basculante.....	81
4.2.3.5 Construcción de ore pass y sus respectivos cruceros.....	83
4.2.3.6 Construcción de ore pass central del tajo.....	83
4.2.3.7 Construcción de caminos o chimeneas de ventilación.....	86
4.2.4. Explotación.....	86
4.2.4.1 Realce del primer corte.....	86
4.2.4.2 Sostenimiento de la labor primer Corte.....	87
4.2.4.3 Acumulación de taladros de descaje.....	87
4.2.4.4 Realce del segundo corte.....	88
4.2.4.5 Sostenimiento de la labor segundo corte.....	88
4.2.4.6 Limpieza de mineral.....	88
4.2.4.7 Relleno.....	89
4.2.5. Ciclo de Minado del proyecto.....	89
4.2.5.1. Perforación.....	89
4.2.5.2. Voladura.....	91
4.2.5.3. Limpieza y acarreo.....	96
4.2.5.4. Relleno.....	101
4.2.6. Parámetros calculados en la simulación por ciclo de minado.....	103
4.2.5.1 Ciclo de perforación.....	104
4.2.5.2 Ciclo voladura.....	105
4.2.5.3 Ciclo de sostenimiento.....	105
4.2.5.4 Ciclo de limpieza y acarreo.....	106
4.2.5.5 Ciclo de relleno.....	108
4.2.5.6 Resumen de tiempos por ciclo.....	109
4.2.5.7 Resumen de productividad.....	110
4.3. Definiciones del proceso.....	113

4.3.1. Definiciones de operaciones de minado.....	113
4.3.1.1. Reservas.....	113
4.3.1.2. Reservas y recursos minerales.....	113
4.3.1.3. Metodología.....	113
4.3.1.4. Calculo de reserva minable.....	115
4.3.1.5. Dilución.....	116
4.3.1.6. Recuperación.....	117
4.3.1.6.1. Perdida de mineral durante el proceso de limpieza.....	117
4.3.1.6.2. Perdida de porciones de blocks de mineral por condiciones Peligrosas.....	118
4.3.1.6.3. Derrame de mineral por varias áreas de la mina o en Superficie.....	118

CAPITULO V

EVALUACIÓN ECONÓMICA ENTRE LOS MÉTODOS MECANIZADO Y CONVENCIONAL

5.1. Consideraciones económicas para ambas propuestas.....	119
5.2. Análisis de costos utilizando Basculantes.....	120
5.3. Evaluación económica utilizando winches eléctricos.....	122
5.4. Análisis comparativo entre los métodos mecanizado y convencional..	127
5.5. Resultados.....	128
Conclusiones.....	129
Recomendaciones.....	130
Bibliografía.....	131
Anexos.....	132

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN POLÍTICA.

El Yacimiento de Arcata se encuentra ubicado en el distrito de Cayarani, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa. Geográficamente se encuentra al NE del Nevado Coropuna, a 175 Km al NE en línea recta a la ciudad de Arequipa, dentro del macizo Occidental de la cordillera de los Andes, flanco Oeste, (ver plano n° 1).

Departamento : Arequipa
Provincia : Condesuyos
Distrito : Cayarani

1.2. UBICACIÓN EN COORDENADAS UTM.

El Perú para sus concesiones mineras utiliza el sistema UTM.

El área de las operaciones de Arcata se ubica dentro de las siguientes coordenadas UTM, (ver tabla N° 1):

Coordenada NORTE	Coordenada ESTE
8341624	78945

Tabla N° 1: Coordenadas UTM

1.3. UBICACIÓN EN COORDENADAS GEOGRÁFICAS.

La coordenadas geográficas o angulares son utilizadas tradicionalmente, están referidas al ecuador (en dirección Norte o Sur) y al meridiano de Greenwich (en dirección Este u Oeste).

El área de las operaciones de Arcata se ubica dentro de las siguientes coordenadas geográficas, ver tabla N° 2:

Latitud SUR	Longitud Oeste
14° 59' 47.45"	72° 18' 29.76"

Tabla N° 2: Coordenadas geográficas

1.4 ACCESIBILIDAD.

El distrito minero es accesible desde la ciudad de Arequipa, por carretera afirmada, cubriendo 307 Km. con un tiempo de viaje de 7 horas aproximadamente y dividido en los siguientes tramos:

- Arequipa - Pampa Cañahuas : 95 Km. Carretera asfaltada
- Pampa Cañahuas - Sibayo : 53 Km. Carretera afirmada
- Pampa Sibayo - Caylloma : 69 Km. Carretera afirmada
- Caylloma - Arcata : 90 Km. Carretera afirmada
- Arequipa - Aplao - Orcopampa – Arcata : 360 Km. Carretera Asfaltada /Afirmada

El tiempo de viaje desde la ciudad de Arequipa es aproximadamente 7 horas. A 25 Kilometros al sur de Arcata se encuentra la mina Orcopampa, dicha mina cuenta con una pista de aterrizaje de 1,600 m de longitud. El tiempo total de vuelo entre Lima y Orcopampa es aproximadamente 2 horas, cubriéndose el viaje de Lima y Arcata en 4 horas.

1.5 TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA.

La topografía presenta sectores de relieve ondulado a semi accidentado y sectores de relieve abrupto o muy accidentado formando montañas y quebradas con escasos recursos de vegetación.

La fisiografía de la zona de estudio ha sido impartida por la acción degradacional de las glaciaciones, dado que se observan indicios inequívocos de este suceso. Presenta superficies estriadas o laminares como consecuencia de la abrasión efectuada en superficies rocosas, por los glaciares.

La zona de estudio se encuentra en una zona orogénica de varios relieves con altos picos superiores a los 5 000 m.s.n.m, profundos valles y cuencas dados por fuerzas tectónicas.

1.6 DRENAJE.

Los recursos hídricos, esta localizadas en una serie de lagunas escalonadas de origen glaciar formados por represamientos morrenicos donde más importante es la laguna de Chumille y cuyas aguas discurren formando un drenaje de tipo dendrítico.

Estas aguas llegan a formar parte del sistema hídrico de la cuenca donde está ubicada la Unidad Minera Arcata. La laguna Chumille llega a formar la quebrada Orcopampa, para formar la laguna El Salto; luego discurren hasta desembocar en la laguna represada Huisca-Huisca y finalmente ser descargada a la laguna Arcata.

1.7 CLIMA.

En la mina Arcata presenta un clima frío y seco, característico de la región Puna y cordillera. La temperatura varía entre los 13°C y - 10°C entre el día y la noche.

El clima está dividido en dos estaciones marcadamente diferentes durante el año. Una seca y fría entre abril y noviembre, en esta época se producen las más bajas temperaturas (heladas), los meses de Junio, Julio y parte de agosto son los meses de las heladas. La otra estación húmeda y lluviosa se presenta entre los meses de Diciembre y Marzo originando el incremento de las aguas debido a las precipitaciones sólidas y líquidas.

1.8 VEGETACIÓN.

La vegetación que predomina en la zona son el ichu, la huayquera, la ortiga, pastos que sirven para uso doméstico en parte y como alimentos para auquénidos y ovejas.

1.9 FAUNA.

Los animales que habitan en esta zona son las Alpacas, Llamas, Vizcachas, Huanaco, Taruca, Venado, Zorro andino; aves como la Parihuana, Gaviota, etc.

1.10 DISPONIBILIDAD DE RECURSOS.

1.10.1 SUMINISTRO DE ENERGÍA.

El suministro de energía eléctrica para la unidad operativa Arcata se da debido al abastecimiento de dos centrales una que viene de Musapuquio con 33 000 voltios es decir 3 800 KW y la otra que viene de Interconexión SEAL vía Callalli también con 33 000 voltios; estos dos suministros se unen en la sub-estación Arcata o también conocida como central térmica donde dos transformadores respectivamente reducen el voltaje de cada una a 10 000 voltios y es de esta central que se distribuye a las diferentes secciones registrándose los siguientes consumos:

Planta : Máxima de 1 350 KW.

Eduardo : Máxima de 4 360 KW.

Marión : Máxima de 1 600 KW y campamentos de obreros.

Zona de reserva: Máxima de 306 KW (campamentos)

1.10.2 RECURSOS ENERGÉTICOS.

Los servicios más importantes en el mes de febrero de 2008 son los siguientes:

Energía comprada

EDEGEL (Callalli) 1'881,040 Kw-h

EDEGEL (Musapuquio) 2'196,700 Kw-h

Generación de energía: Central térmica Arcata 78,930 Kw-h

Sistema total de energía: 4 155 930 Kw-h

Distribución de la energía:

Mina : 292973Kw-h

Planta : 1 005 498 Kw-h

Servicios generales : 220 719 Kw-h

1.10.3 SUMINISTRO DE AGUA.

El suministro de agua para la planta se hace desde la represa de Chumille, ver croquis en la ilustración N° 01



Ilustración N° 1: Croquis de captación y distribución de agua

Se puede apreciar la captación de agua para el consumo, tratamiento de mineral y distribución para interior mina que se encuentra aproximadamente a 3 kilómetros de la Unidad Operativa Arcata.

1.11 TRANSPORTE.

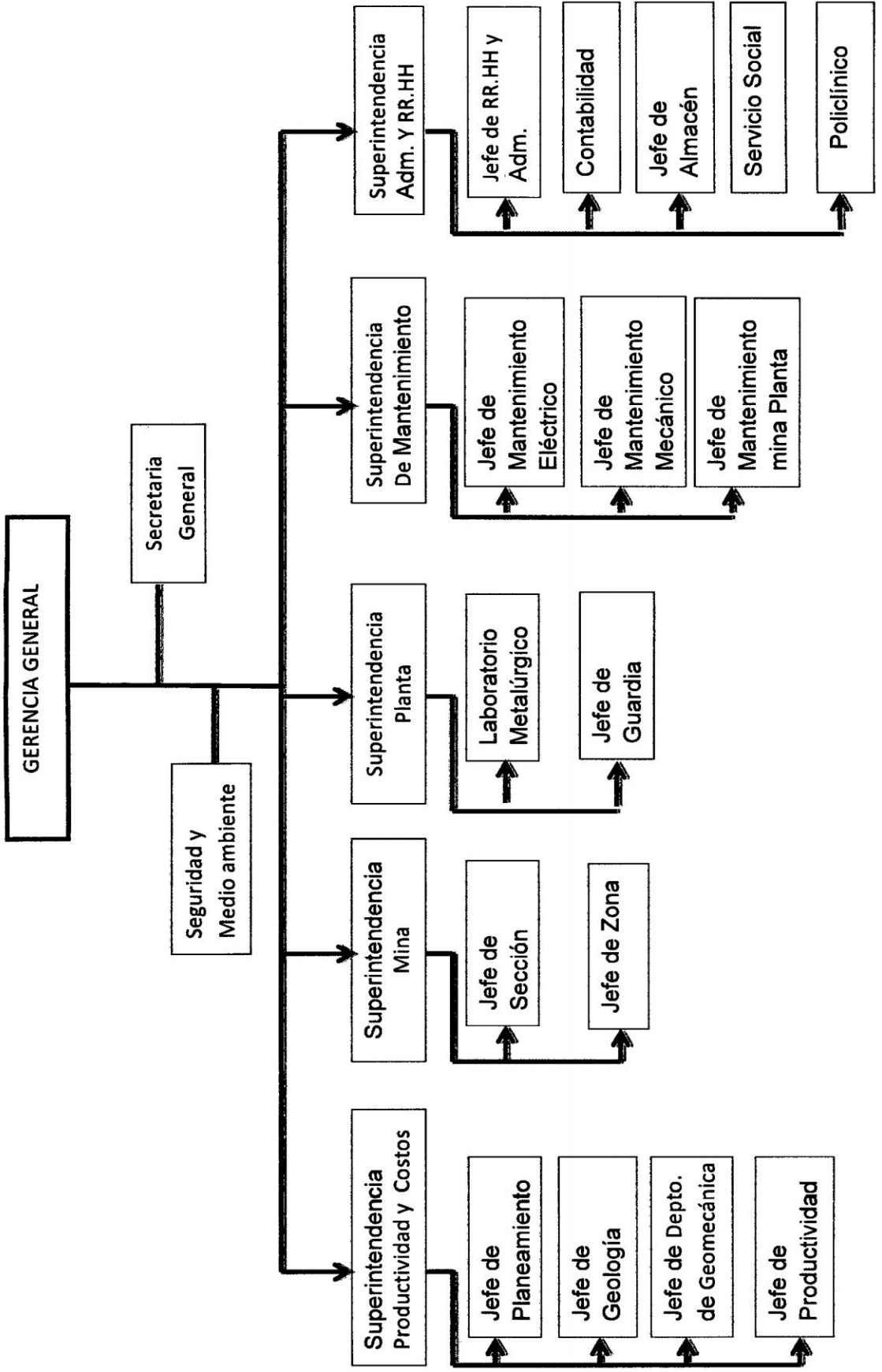
El transporte de mineral desde el interior de la mina es mediante *volquetes* que tienen una capacidad aproximada de 25 TM, los cuales son pesados previamente para luego ser llevados a la tolva de gruesos de la planta concentradora para su posterior procesamiento.

Los concentrados son transportados hasta el puerto de Matarani, en la planta son acarreados en sacos de polietileno con un peso de 50 kilogramos cada uno.

1.12. ORGANIZACIÓN.

La Unidad Económica Administrativa Arcata cuenta con un tipo de organización formal de sistema abierto el cual podemos observar en la Lámina N° 1.

ORGANIGRAMA MINA ARCATA



CAPÍTULO II

GEOLOGÍA

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL.

Arcata se encuentra situada en un amplio arco volcánico de edad miocena, conformado por lavas y rocas volcanoclásticas de composición intermedia a ácida y afiliación calco-alcalina, típicas de márgenes continentales de la zona. La secuencia volcánica se deposita discordantemente sobre rocas sedimentarias de origen marino de edad jurásica-cretácica. Las vulcanitas del Mioceno inferior se encuentran plegadas y deformadas por la fase Quechua I (Mégard et al., 1984), mientras que las rocas más jóvenes se encuentran no deformadas.

El distrito de Arcata se caracteriza por la presencia de dos juegos de lineamientos regionales conjugados de rumbo noroeste y noreste, que actuarían paralelos y transversales al arco volcánico Mioceno, respectivamente. Sobre impuesto a estos lineamientos se reconoce una estructura circular de aproximadamente 15 kilómetros de diámetro.

Posiblemente se trate de una estructura de colapso relacionada al evento volcánico ya que se encuentra centrada por un domo de composición riolítica.

En este marco, las vetas de Arcata se disponen asociadas a las fracturas arqueadas paralelas al margen de dicha estructura circular y hacia su borde norte-noreste como se muestra en la ilustración N° 2 y 3.

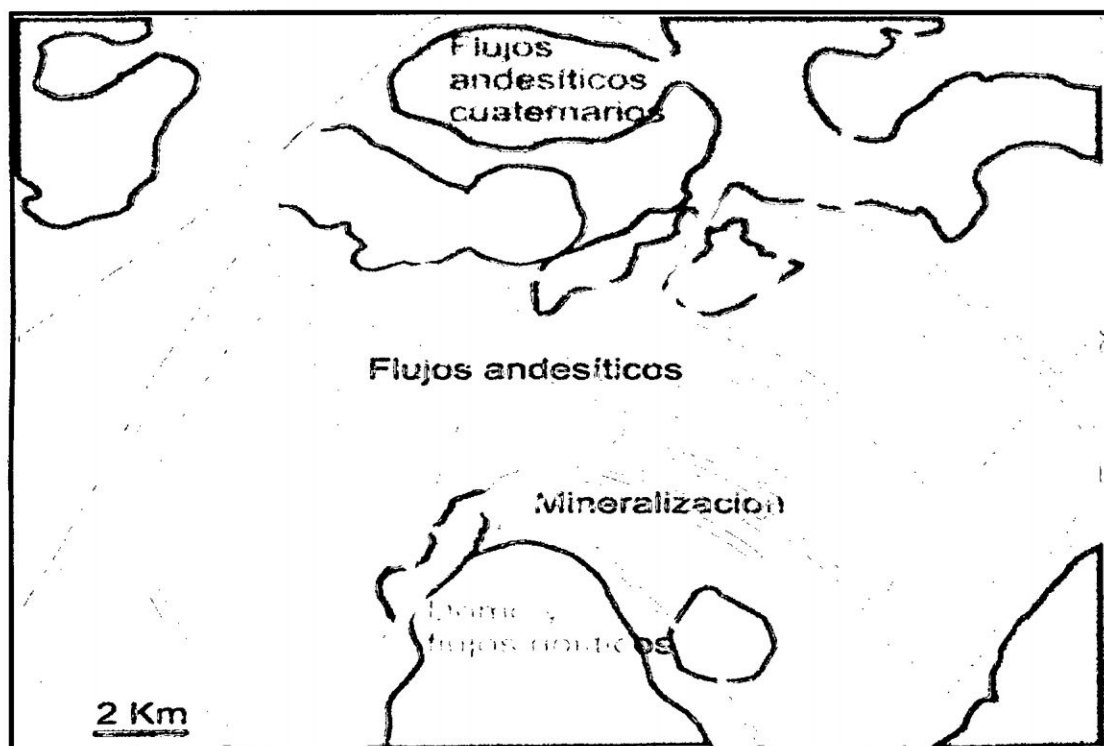


Ilustración N° 2: Mapa simplificado del distrito donde muestra la posición de la estructura circular en relación a la mineralización.

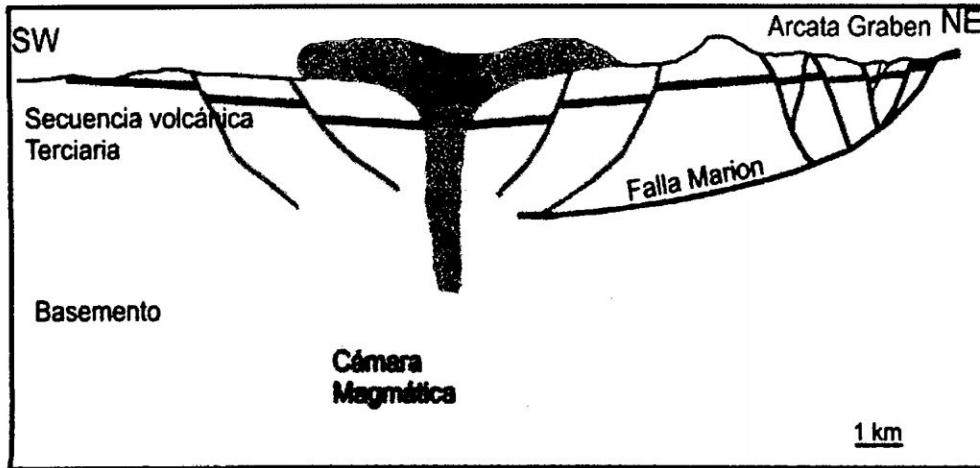


Ilustración N° 3: Posición longitudinal mostrando la estructura circular del domo riolítico con respecto a la mineralización.

En Arcata afloran rocas sedimentarias de diferente composición que forman el basamento en la región, y rocas volcánicas que adquieren mayor importancia, porque en ellas se alojan la mayoría de las estructuras mineralizadas.

Las características físico-químicas del yacimiento de Arcata, permiten clasificarlo como un depósito epitermal de metales preciosos de baja sulfuración, del tipo adularia-sericita, tal distribución se aprecia en la ilustración N°4.

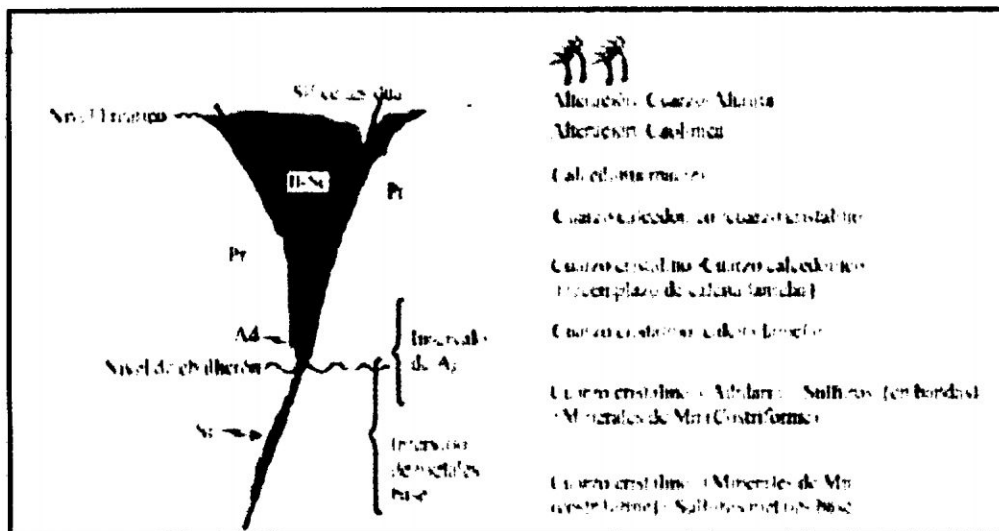


Ilustración N° 4: Esquema de la distribución vertical de minerales y metales observada en Arcata, sobre la base del modelo de Buchanan (1981). Modificado de Echavarría (1997) y Sillitoe (1998). Abreviaciones: Pr: propilitización, alteración: illita-sericita, Ad: adularia, Si: silicificación.

El yacimiento de Arcata se encuentra localizado en el segmento sur de la *Cordillera de los Andes*, donde afloran extensamente roca volcánica Cenozoica genéticamente relacionada con varios yacimientos epitermales de Plata y Oro existentes en el área tales como Caylloma, Sucuytambo, Orcopampa, Ares, y otros, ver plano N° 3.

2.2 ESTRATIGRAFÍA.

2.2.1 ROCAS SEDIMENTARIAS.

Son las rocas más antiguas de la región de la edad cretácica y está representada por las siguientes formaciones:

2.2.1.1 Formación Hualhuani.

Pertenece al grupo Yura y está conformada por cuarcitas con intercalación de areniscas y lutitas carbonosas con un espesor aproximado de 100 metros.

2.2.1.2 Formación Murco.

Aflora parcialmente con una potencia de 100 metros y esta compuesta por areniscas y lutitas que se vuelven rojizas por intemperismo. El tope de esta secuencia corresponde a la formación Arcurquina, que está constituida por calizas grises y azulinas se estima una potencia de 200 metros.

2.2.1.3 Formación Maure.

Corresponde a los depósitos lacústricos expuestos en forma localizada en ciertas áreas y sobreyacen en discordancia angular a los volcánicos Orcopampa y Shila, está compuesta de una interrelación de areniscas con tufos retrabajados de coloración verdosa; se estima que tiene un espesor de aproximadamente de 150 a 400 metros.

2.2.2 ROCAS VOLCÁNICAS.

2.2.2.1 Volcánicos Terciarios.

Los volcánicos terciarios sobreyacen en discordancia erosional a las cuarcitas Huarhuani e infrayacen a los basaltos Andagua. Está representado por los siguientes:

2.2.2.1.1 Volcánico Orcopampa.

Regionalmente es conocido como volcánicos Tacaza ampliamente distribuido en la sierra sur del Perú. En la región cubre gran parte del área y se encuentra sobre yaciendo en discordancia angular a las formaciones cretáceas. Está compuesta de una alternancia de brechas andesíticas gris verdosas con lavas andesíticas gris oscuras, presentando ocasionalmente depósitos lacústricos en la base y en predominio de piroclastos hacia el techo. La secuencia tiene un espesor de 500 a 600 metros.

2.2.2.1.2 Volcánico Shila.

Se expone al sur de Arcata, la secuencia está constituido por lavas brechosas y brechas volcánicas de composición riodacíticas, estimándose un espesor de 60 metros.

2.2.2.1.3 Volcánico Sencca.

Se presenta en dos fases, una constituidas por tufos ignimbricos brechoides de composición riodacíticas y la otra compuesta por domos riolíticos.

2.2.2.2 Volcánicos Cuaternarios Pleistocenicos.

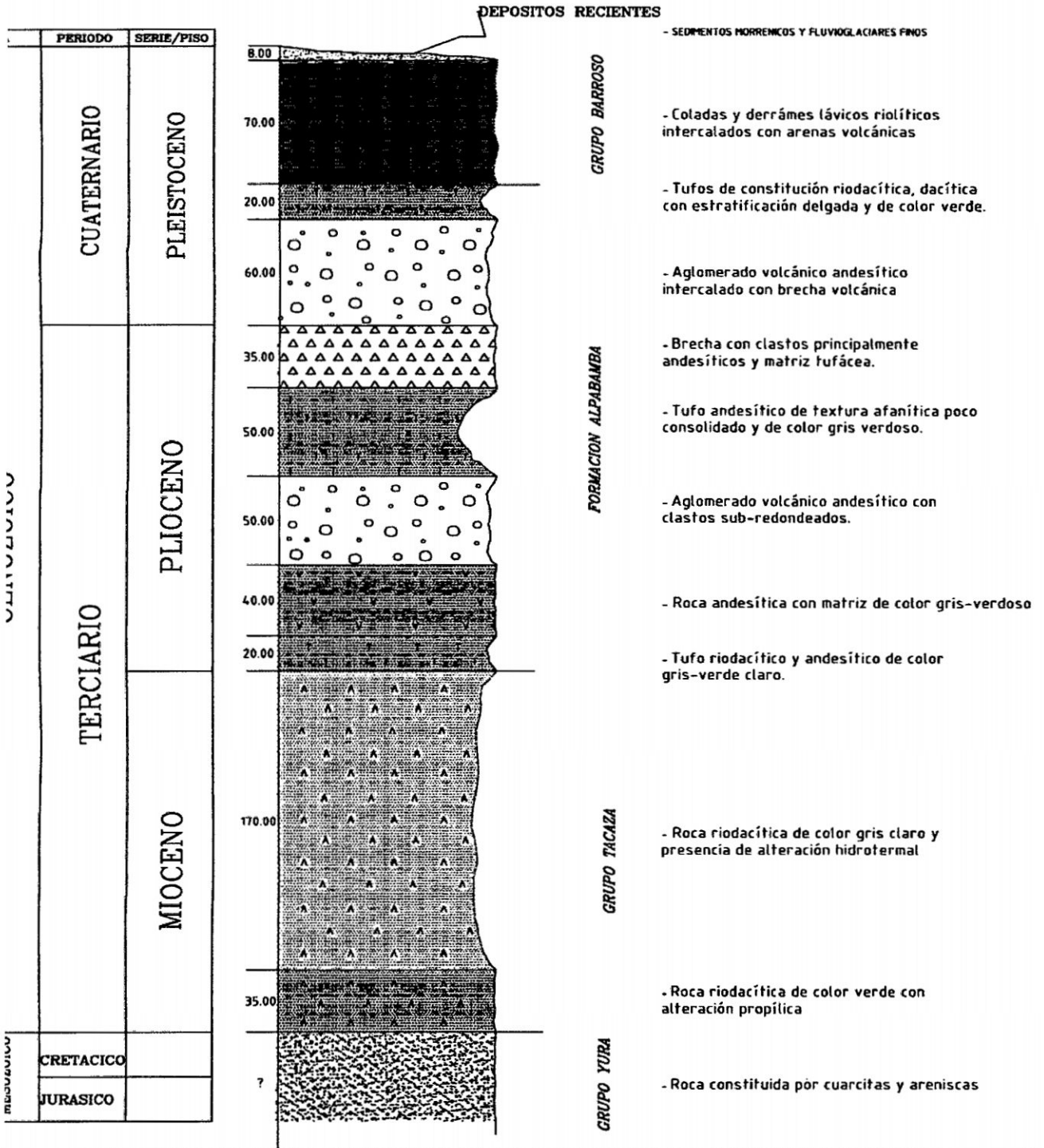
2.2.2.2.1 Volcánico Barroso.

Se expone en el área sobre yaciendo en su mayor parte a los volcánicos Orcopampa y en menor área al domo riolítico y formación Maure. Está compuesto por conglomerados y aglomerados volcánicos seguidos por una potente columna de lavas andesíticas y andesitas basálticas porfirítica, se estima un espesor de 400 a 500 metros.

2.2.2.2.2 Volcánico Andagua.

Afloran en el sur del área de Arcata, cubriendo mayormente a los volcánicos Orcopampa y a los volcánicos Shila. Constituye la actividad volcánica mas reciente y se caracteriza por el desarrollo conos volcánicos bien formados se considera un espesor de 100 a 500 metros.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA



UNIDAD OPERATIVA ARCATA



	E.DANIEL SANTOS LL.	ESCALA S/E	COLUMNA ESTRATIGRAFICA	LAMINA
ADO	E.DANIEL SANTOS LL.	JUNIO 2011	MINA ARCATA	02

Consuelo. Dichas fallas tienen un rumbo general NW y SW y buzamiento promedio de 60° SW.

La escarpa de la falla de veta alta se presenta en forma conspicua a lo largo de 3 kilómetros. La veta baja se puede apreciar a lo largo de 2,5 kilómetros mientras que la veta consuelo tiene una corrida de 1 kilómetro.

Entre las fisuras de mayor importancia son las de Marciano y Marión y de menor importancia las fisuras en las que se hallan emplazadas las vetas: Tres reyes y Lucrecia.

La distribución geológica idealizada a lo largo de la interpretación de las vetas trabajadas en Arcata es como muestra la ilustración N°6.

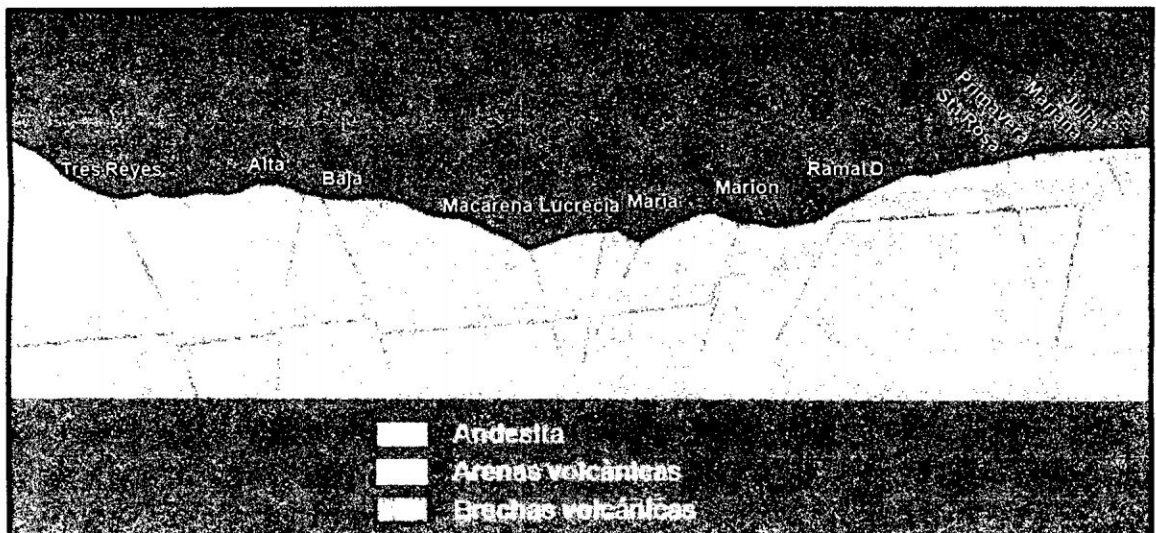


Ilustración N° 6: Distribución geológica estructural idealizada.

2.4 GEOLOGÍA LOCAL.

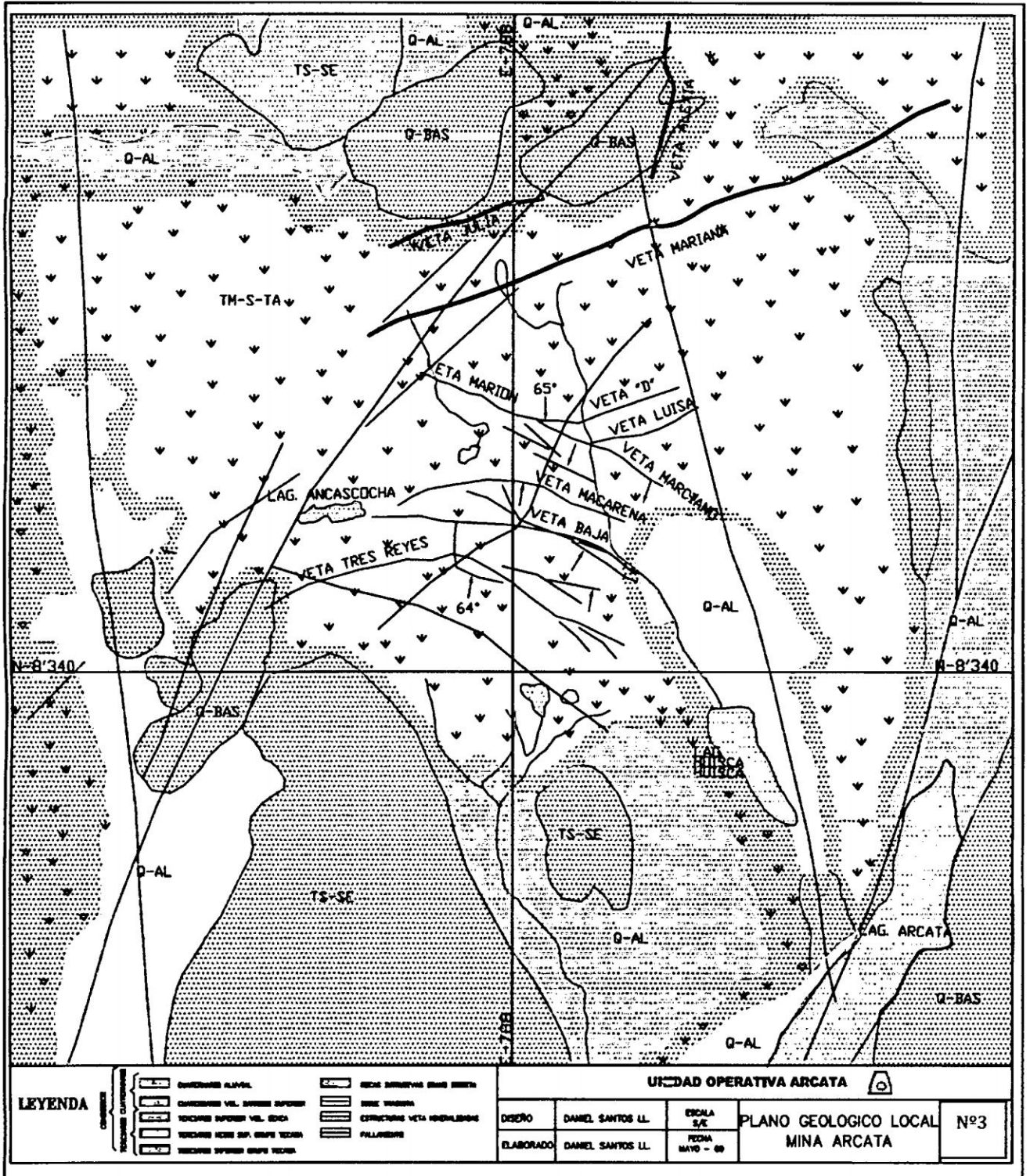
La geología de la mina de Arcata está compuesta por una sucesión de flujos lávicos andesíticos a dacíticos de gran espesor, intercalados con rocas

volcaniclásticas tanto de origen primario como retrabajadas, donde muestra la distribución del afloramiento en dos escalas diferentes.

Las lavas son porfíricas con fenocristales abundantes de plagioclasa tabular, y minerales ferromagnesianos, principalmente agujas de piroxenos y láminas de biotita. En algunas lavas se han reconocido escasos fenocristales de cuarzo.

Los fenocristales suelen estar dispersos en una pasta afanítica de color gris medio a oscuro. En general, la disposición de los fenocristales es azarosa, aunque en sectores se observa una alineación que evidencia cierta fluidalidad. Comúnmente, estos flujos lávicos poseen decenas de metros de espesor, son macizos o con disyunción columnar.

Intercalados con los depósitos lávicos descritos se reconoce una potente sucesión de rocas volcaniclásticas formadas principalmente por flujos piroclásticos de origen primario y rocas volcaniclásticas retrabajadas. Las piroclastitas primarias están constituidas por brechas matriz soportadas, formadas en general por abundantes fragmentos pumáceos sub redondeados a alargados que alcanzan 3 centímetros de diámetro/largo. Los litoclastos son menos abundantes, poseen formas angulosas y diferentes composiciones, comúnmente son fragmentos de rocas volcánicas porfíricas de intermedias a ácidas.



PLANO N° 03: GEOLÓGICO LOCAL MINA ARCATA

2.5 MINERALIZACIÓN.

La mineralización del distrito de Arcata se localiza en vetas sub paralelas, de rumbo predominante noroeste, continuas y bien desarrolladas. Existen algunas estructuras que se disponen transversalmente con alto ángulo a las precedentemente mencionadas, aunque son estructuras menores y sólo forman clavos de importancia en raras ocasiones. Las vetas poseen desde pocos centímetros hasta más de 10 metros de potencia, con texturas de relleno de espacios abiertos como bandeados costriformes, en cucarda, crecimientos en peine y brechas. Los clavos mineralizados suelen ser continuos tanto horizontal como verticalmente. La mineralización consistente en plata con cantidades variables de oro y metales base, como se puede apreciar un ejemplo en la ilustración N°7, por lo que se puede clasificar como epitermal de sulfuración intermedia a baja (Hedenquist et al., 2000, Sillitoe y Hedenquist, 2003).



Ilustración N° 7: Ejemplo de muestra de veta Marion

La alteración hidrotermal más ampliamente distribuida es la propilitización, caracterizada por una alteración a clorita de los minerales máficos y en la pasta de las vulcanitas, mientras que las plagioclasas se encuentran alteradas de débil a fuertemente por sericita y/o calcita . En las cercanías de las vetas se reconoce un fuerte metasomatismo potásico, caracterizado por la presencia de cuarzo y adularia, con las plagioclasas frecuentemente sericitizadas y los minerales máficos cloritizados, y abundante pirita diseminada, mientras que en los sectores más altos se ha reconocido marcasita en cavidades y venillas. La alteración potásica y la silicificación suelen estar sobreimpuestas a la alteración propilítica dando a la roca un aspecto de brecha, con textura en rompecabezas y abundantes venillas de cuarzo-adularia, tal como muestra la ilustración N° 8 y las interpretaciones de este en las ilustraciones N°8 y 9.



Ilustración N° 8: Muestra de veta que indica las alteraciones hidrotermales

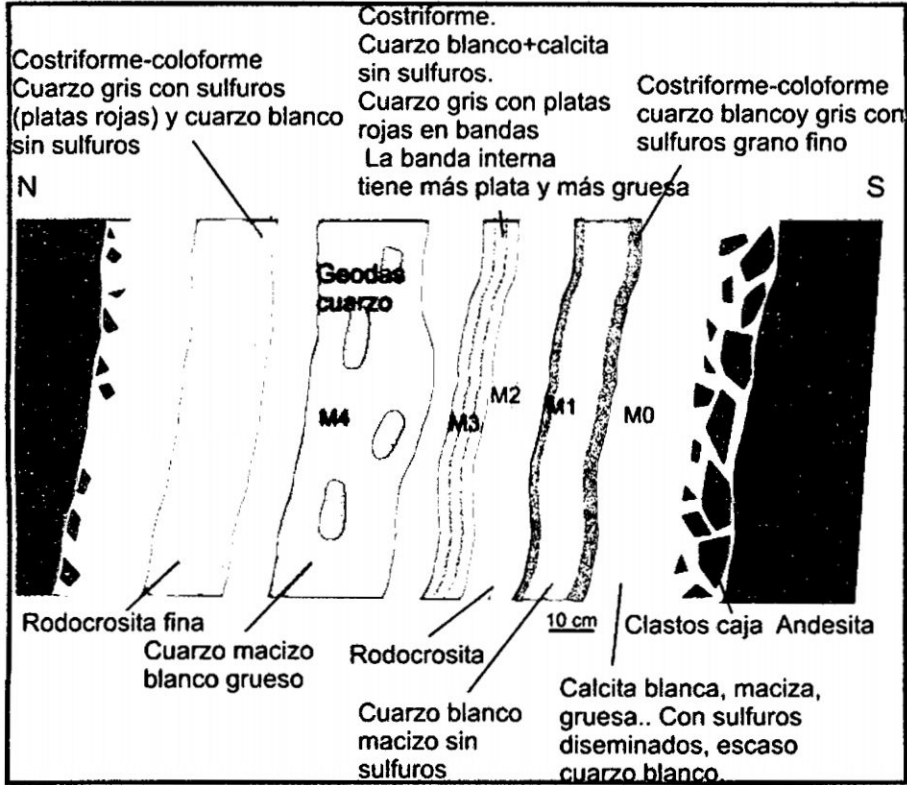


Ilustración N° 9: Interpretación de la ilustración N° 8

Se logra determinar con método de microscopía de luz reflejada un primer estadio, marcado, para este relleno hidrotermal, con la presencia de carbonatos tempranos (calcita y rodocrosita), el cual como se observa en la figura N°9 es corroído por un cuarzo de un segundo estadio con el que estaría llegando o muy contemporáneo a éste la mineralización económica. Con luz transmitida pudimos observar la alteración que esta mineralización trajo en diversos tipos de roca encajonante, una silicificación marcada para la roca más próxima al filón con una propilitización fuerte a intensa dejando la argilización en un tercer orden en proporción a las dos anteriores.

Una cartografía detallada de los tipos de litología ayudarían a comprender mejor el papel que cumplen las variadas rocas cajas como se muestra en la ilustración N° 10.

profundidad. Este programa interceptó la estructura a una profundidad adicional de 170 m (4560) e identificó una veta de mineralización de ley mineral alta de 76 g/t Au y 9437 g/t Ag a lo largo de solamente una parte angosta de una veta más ancha ver ilustración N° 16.

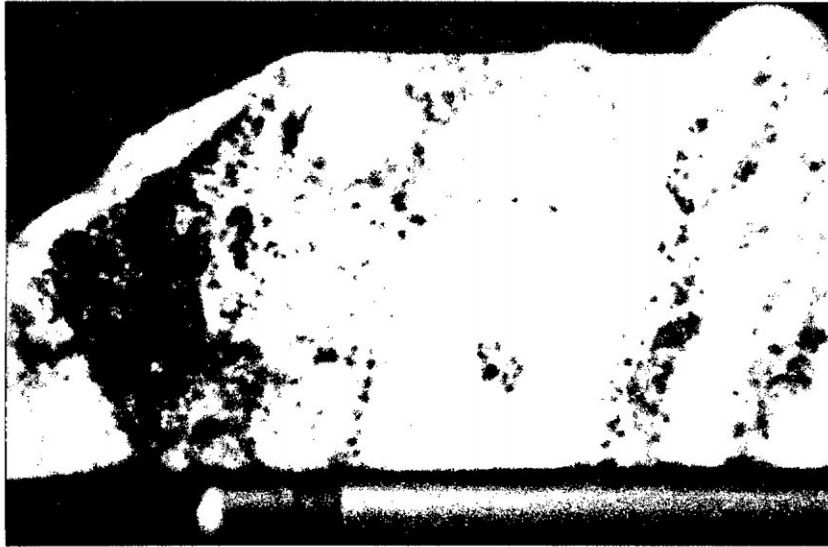


Ilustración N° 16: Mineralización sulfosal tipo ginguro de Mariana tomada del análisis de un intervalo de 76 g/t Au y 9000 g/t Ag

El examen de la veta Mariana a una altura de 4530 m en trabajos subterráneos ocurrió como una veta bandeada de hasta 3 metros de ancho con una expansión de brecha marginal que comprende fragmentos de roca rellena con calcedonia hasta sílice opalina (ver ilustración N° 20).

El análisis del facie inspeccionado arrojó 2,5 g/t Au y 700 g/t Ag. Interesante es que los rellenos de ópalo ocurren entre algunos de estos fragmentos consistente con el modelo que

Ilustración N° 15: Estructura Alexia veta Au-Ag bandeada en el nivel 4530

2.5.2.2 Veta Mariana.

En un afloramiento a una altura aproximada de 4900 metros la veta Mariana ocurre como una estructura masiva localmente mayor a 1 metro de ancho que comprende mayormente brecha que varía hasta relleno de brecha de cuarzo pobremente bandeado localmente. Los fragmentos de brecha de caja son fuertemente piríticos y ocurren en una matriz de calcedonia que varía hasta cuarzo cristalino, especialmente en el espacio abierto. Aquí, el cuarzo cristalino es considerado como indicio de enfriamiento lento en vez de nivel de formación de la corteza. La presencia de un ópalo de color azul en algunas de las calcedonias indica un nivel elevado de formación de veta. El rumbo magnético y pronunciado es 70°. Esto es similar a Alexia donde la ley de mineral de contenidos de metales preciosos que ocurre en la superficie es extremadamente baja, pero como As pudiera ser el mejor componente de rastreo relacionado hasta 1% As en los minerales.

Sería interesante conocer el ambiente mineralógico de este Zn elevado.

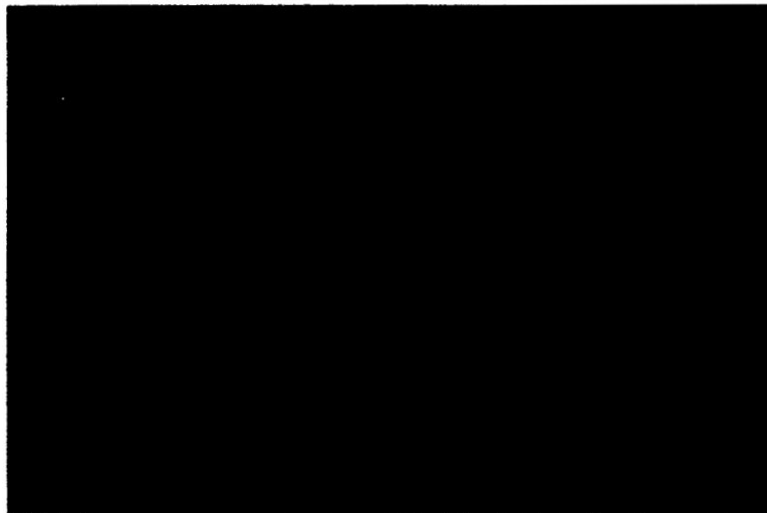
Durante la exploración o intercepto de perforación inicial a una profundidad de 170 metros debajo de la superficie (4730 metros) interceptó mineralización en la estructura Mariana de 2,6 m a <0,4 Au y 84,4 (g/t Ag), que instó la perforación a mayor

con fragmentos de cajas menores a un metro de ancho por uno de largo, menores a 10 metros de extensión de buzamiento ver ilustración N° 14.



Ilustración N° 14: Afloramiento de estructura Alexia

En las exposiciones subterráneas a una altura de 4530 metros la veta Alexia fue examinada como una zona de hasta 1 metro de ancho que comprende cuarzo-carbonato bien bandeado cuyo análisis arroja 0,8 g/t Au, 300 g/t Ag y Pb anómalo y Zn, ver la ilustración N° 15.



2.5.1 CONTROL ESTRUCTURAL DE LA MINERALIZACIÓN.

La mayoría de las principales vetas están localizadas en fallas normales sub paralelas que poseen un rumbo de este-oeste a noroeste e inclinan entre 40° y 65° . Las vetas del sector norte integradas por el sistema Marión, que incluye a la veta Marión, D, Luisa y Marciano, inclinan hacia el sur, mientras que el resto de las principales vetas del distrito inclinan hacia el norte. El movimiento de dichas fallas origina una fosa (graben) con un desnivel total de más de 100 metros. Sección transversal mostrando la disposición de las vetas de Arcata que forman una fosa (graben) tal como muestra la ilustración N° 13.

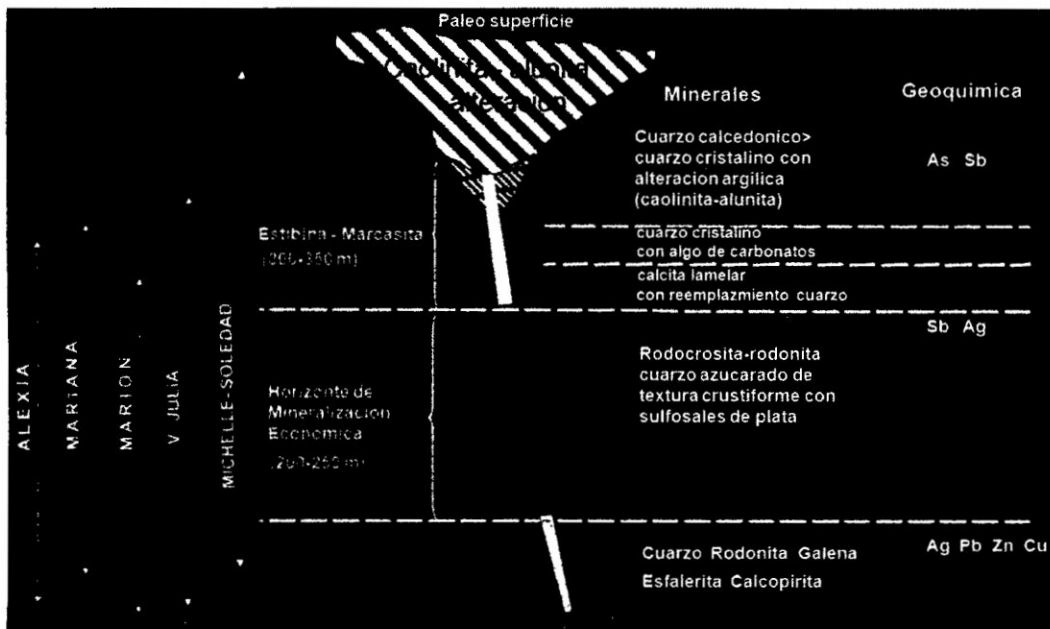


Ilustración N° 13: Zonamiento vertical de mineralización

2.5.2 MINERALIZACIÓN EN VETAS.

2.5.2.1 Veta Alexia.

En la superficie, la veta Alexia (4900 metros de altitud) ocurre como una porción de una estructura mucho más larga mayormente compuesta por una brecha rellena de calcedonia

D. Fenocristal de plagioclasa alterada a calcita (luz transmitida, nicoles cruzados).

E y F. Fenocristal de mineral máfico alterado a clorita.

Los sulfuros más comunes son pirita, marcasita en las partes más altas, esfalerita, galena, calcopirita y estibina, la plata está hospedada principalmente en pirargirita, tetrahedrita (freibergita) y acantita. La calcopirita suele encontrarse como exsoluciones dentro de la esfalerita. En general, se reconoce un aumento en profundidad de los sulfuros de metales base (Fornari y Vilca, 1979, Larson, 1983, Candiotti et al., 1990). También se mencionan localmente pirrotina, arsenopirita, polibasita, electrum, estefanita, mckinstita, miargirita, pearceita, stromeyerita, estos ejemplos se muestran en la ilustración N°12.

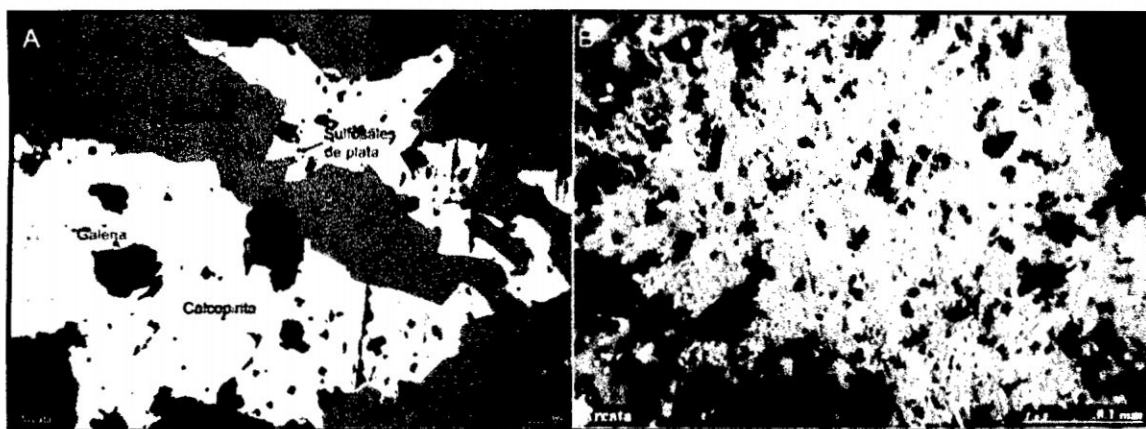


Ilustración N° 12: Sulfuros más comunes

A. Galena cortada por esfalerita, calcopirita y sulfosales de Ag reemplazan tanto a galena como esfalerita.

B. Exsoluciones de calcopirita en esfalerita, luz reflejada.

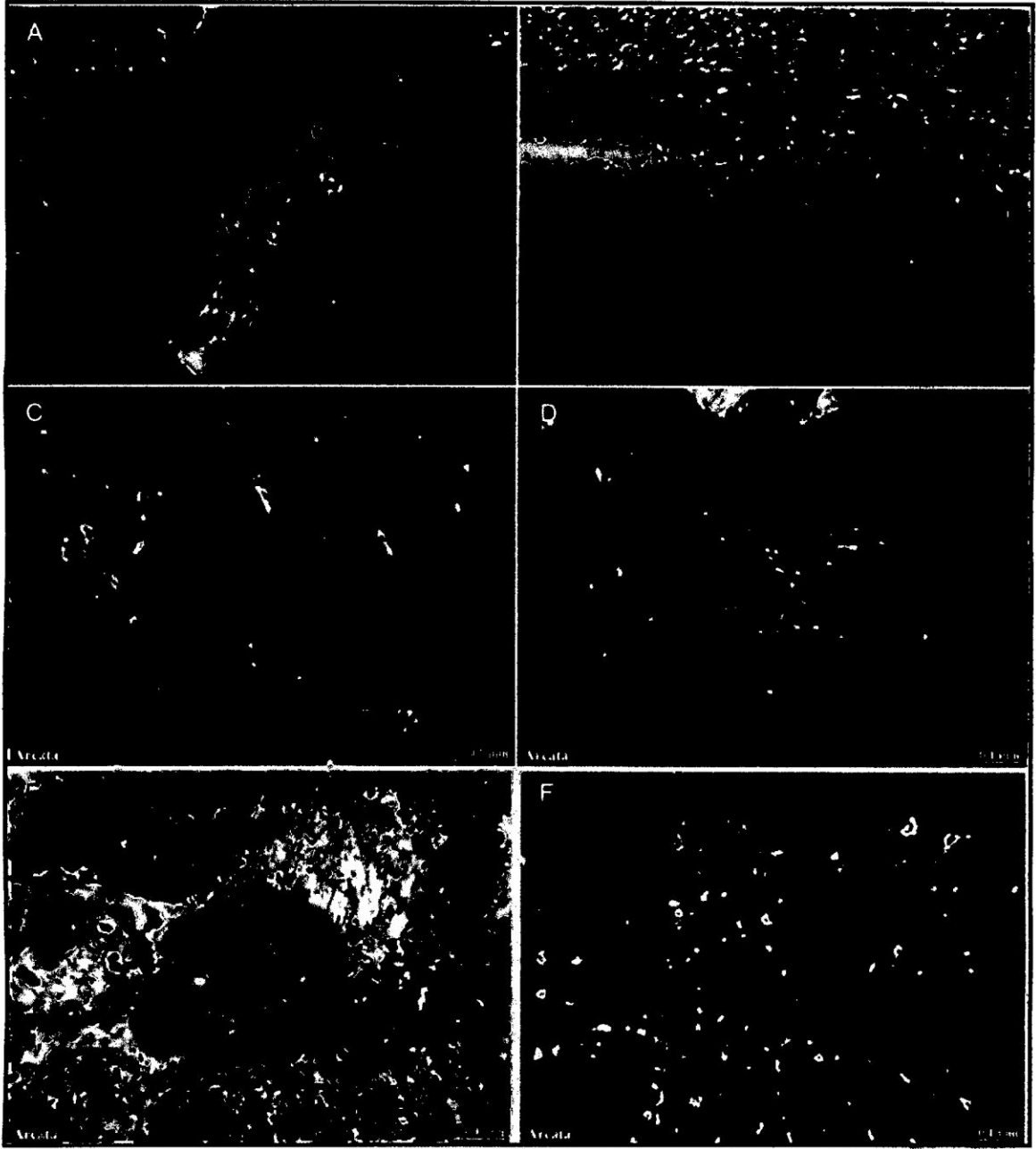


Ilustración N° 11: Tipos de alteración en Arcata

- A.** Zona de silicificación con adularia e illita sobreimpuesta (luz transmitida, nicoles cruzados).
- B.** Andesitas propilitizadas y posteriormente silicificadas preferencialmente a través de fracturas que le dan un aspecto de brecha.
- C.** Zona de alteración sericítica: fenocristal de plagioclasa alterada a illita (luz transmitida, nicoles cruzados).

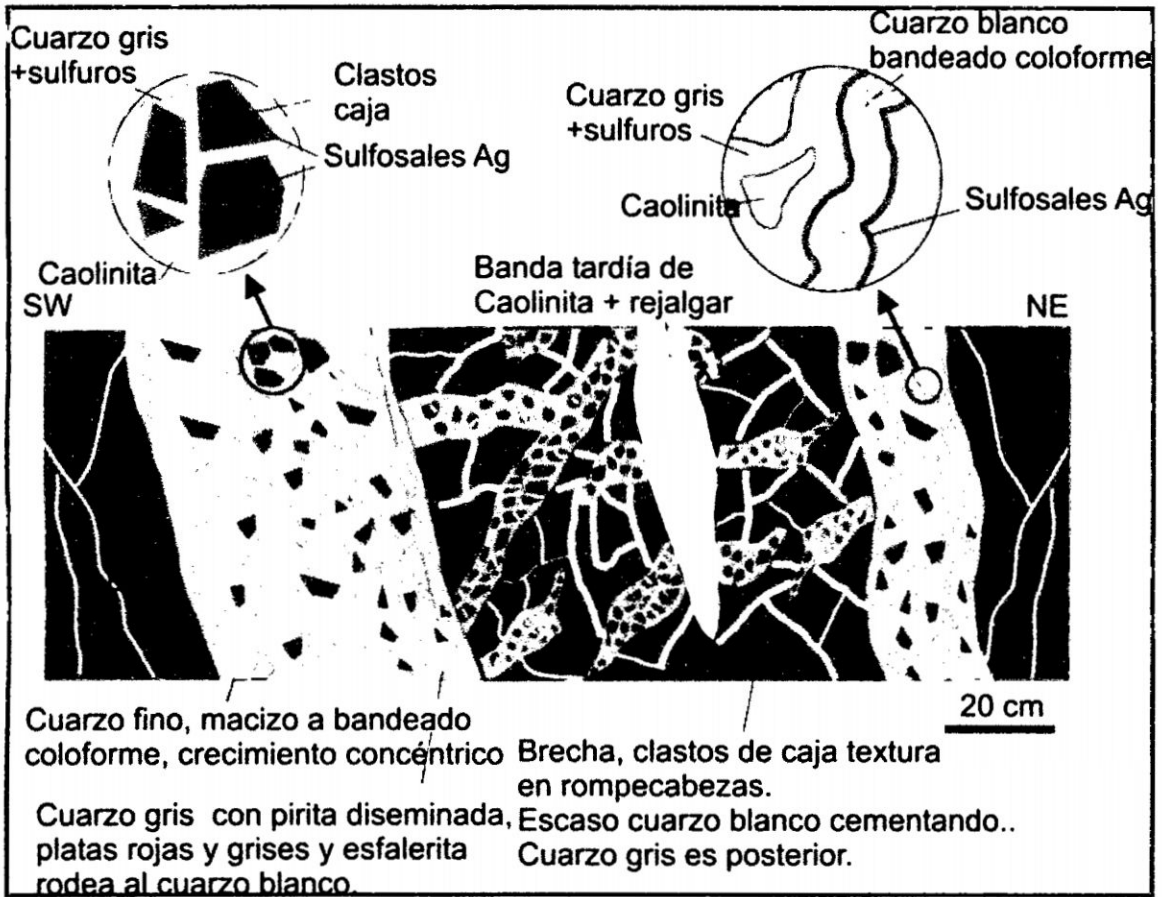


Ilustración N° 10: Litología en cuanto a las cajas

En cuanto a los diferentes tipos de alteración presentes en el Distrito de Arcata en forma microscópica se puede apreciar en las fotografías de los testigos extraídos en la ilustración N° 11.

sugiere que el enfriamiento rápido o que la mezcla del fluido mineral con aguas subterráneas circulantes profundas a promovido la deposición Au-Ag descrita abajo.



Ilustración N° 17: Intervalo de ley mineral alta en Mariana que muestra sulfuros en contacto con ópalo como indicación de un sistema de enfriamiento rápido

La mineralización de metales preciosos de ley mineral alta en Mariana muestra un control sub-horizontal. En el nivel 4460 m las leyes de mineral de la veta Mariana disminuyen hasta 0,9 g/t Au y 260 g/t Ag. Este autor ha examinado relaciones similares en otras vetas Ag-Au polimetálicas donde las porciones superiores encajonan leyes de mineral Au-Ag elevadas en asociación con minerales de plata similares a ginguro. Se propone que los fluidos minerales mineralizados emergentes pudieran

experimentar una disminución de temperatura más rápida donde se extinguen en las porciones más elevadas de las vetas.

2.5.2.3 Veta Julia.

Julia fue examinada a una altura de 4710 m dentro de rocas caja vulcano clásticas. La exposición que fue examinada, reportó leyes de mineral de hasta 4,38 g/t Au y 1984 g/t Ag, ver ilustración N° 21. Caracterizada por caolín abundante intercrecida con un ensamblaje de sulfuro dominado por esfalerita amarilla incluyendo plata rubí. La mineralización Au-Ag de ley mineral alta se interpreta ha sido derivada de la mezcla de fluidos minerales emergentes con aguas de pH bajo colapsantes desde niveles topográficos más altos donde han resultado en la formación de capuchas ácidas parcialmente erosionadas en la actualidad (alteración caolín-cristobalita-alunita.

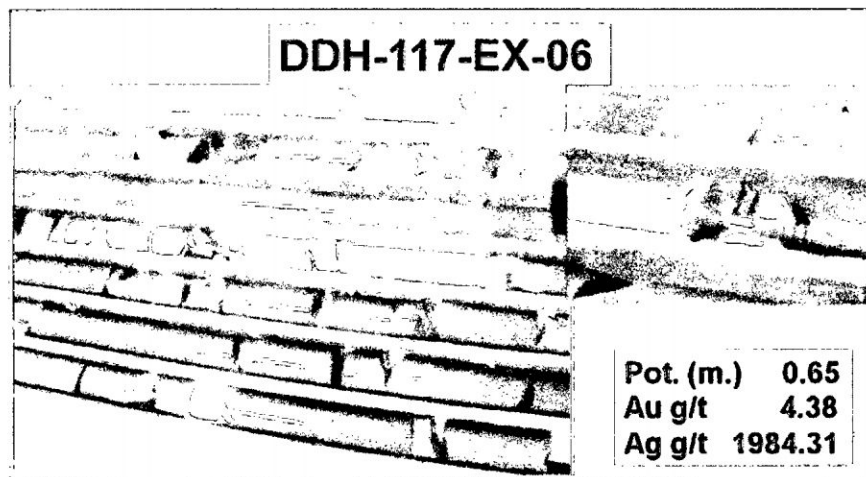


Ilustración N° 18: Muestra DDH 117

2.5.3 MÉTODO DE ESTIMACIÓN Y CRITERIOS DE CUBICACIÓN.

2.6.3.1 Método de estimación geoestadístico

Para la evaluación de los recursos y reservas minerales, se utiliza el método de estimación geoestadístico, el cual consiste esquemáticamente en los siguientes pasos:

- **Modelamiento geológico:** Se modelan todas las variables que se consideran necesarias para la correcta evaluación del yacimiento, por ejemplo alteración litología, veta, etc.

- **Análisis estructural geoestadístico:** Se estudian las variables regionalizadas para determinar el modelo de la distribución espacial de las leyes del cuerpo mineralizado.

- **Modelamiento de los variogramas:** El modelamiento de los variogramas experimentales nos brinda la función matemática que será utilizada para calcular los ponderados necesarios para estimar las leyes de los bloques de cubicación, además nos indica los alcances máximos que limitan los linderos de la estimación con un alto grado de certidumbre dentro de la veta modelada.

- **Estimación de reservas:** Para estimar las leyes se utilizan preferentemente el método del krigage por bloques, si la estructura geoestadística no está bien definida, debido a

características intrínsecas de los datos o por el número reducido de las muestras, se optara por utilizar el método del inverso de la distancia a la potencia "n".

- Clasificación de los recursos y/o reservas minerales: esta etapa lo definiremos más adelante del siguiente reporte.

2.6 RESERVAS DE MINERAL.

2.6.1 INVENTARIO DE RESERVAS MINERALES DICIEMBRE 2010.

Para la determinación del inventario mineral de la mina Arcata, se utilizaron los siguientes parámetros:

- Aspectos económicos
- Cotizaciones:
 - Cotización Au: 1530,87 US\$/Oz.
 - Cotización Ag: 30.88 US\$/Oz.

Para la estimación de los contenidos minerales en cada una de las vetas se utilizó el programa Minesight, que es un software de aplicación minera.

Para el cálculo del Inventario Mineral, se utilizo la base de datos del sistema SIG instalado en las oficinas de operaciones de la compañía que consta de lo siguiente:

- Base de datos de taladros y canales de muestreo
- Base de datos topográfica
- Mapeos geológicos en Arc View

De acuerdo a todo este análisis recopilado en un proceso de recopilación de datos en interior mina y operaciones que es analizado en los diferentes software y llegando a inferir los reservas castigadas a un 18% de dilución y pérdida de minado aun 6.9% como se muestra en las tablas N° 5.

CATEGORÍA	POTENCIA <i>mt.</i>	TONELAJE <i>TM</i>	LEYES	
			<i>Oz/TM Ag</i>	<i>gr/TM Au</i>
PROBADO	0.80	1,758,042	21.21	1.5
PROBABLE	0.80	1,153,257	20.30	1.3
TOTAL		2,911,299		
PROMEDIO	0.80		20.75	1.4

Tabla N° 3: Tabla resumen de reservas mina Arcata Diciembre 2010

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO RAMPAS UTILIZADAS EN LA UNIDAD MINERA ARCATA

3.1 PARÁMETROS PARA EL DISEÑO DE RAMPAS.

Al diseñar la construcción de una rampa, se debe considerar como parámetros:

Principales: Sección, gradiente, radio de curvatura y longitud total.

Auxiliares: Peralte y declive, (ver estándar de rampa en anexo N°1)

3.1.1 SECCIÓN.

Las dimensiones de la rampa varía principalmente de acuerdo a la capacidad de producción que se determine, y en forma indirecta las características físicas del terreno con las cuales elegiremos el tamaño

del equipo a emplear. Estas secciones en promedio son como muestra la tabla N°7:

RAMPAS	Ancho (m)	Alto (m)
Principales	3.00 - 6.00	3.00 - 4.50
Auxiliares	2.50 - 3.50	2.50 - 3.00

Tabla N° 4: Secciones promedio de rampas

3.1.2 GRADIENTE.

Cada rampa tiene una gradiente más favorable a su gradiente óptima, determinada principalmente por su producción, evolución o desarrollo y por su costo de operación. Entonces cuando la gradiente aumenta tiene efecto en la disminución de la producción y genera un mayor costo de operación por hora. La gradiente óptima está entre 8% a 10%, pero mayormente oscila entre 10% y 15%, siendo en nuestro país la gradiente promedio de 12%, con resultados satisfactorios.

Por ello durante el planeamiento del sistema de transporte subterráneo deben considerarse los factores ambientales. Los costos de ventilación que depende del número de vehículos empleados para transporte en rampas son reducidos a un mínimo en una gradiente de aproximadamente 8%.

3.1.3 RADIO DE CURVATURA.

Lo recomendable es que las rampas deban ser lo más recta posible, o que las curvas deban tener un radio de curvatura grande. Estos

radios se eligen en razón a los equipos a emplearse. Tenemos 2 tipos de curvatura que nos especifican en los catálogos, ver ilustración N°22:

a. Radio de curvatura interno (RI)

b. Radio de curvatura externo (RE)

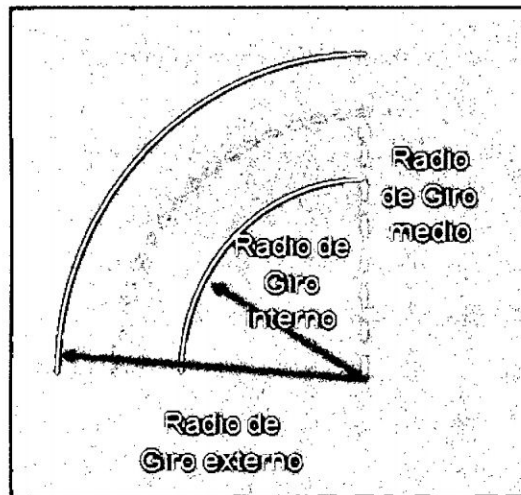


Ilustración N° 19: Radio de curvatura

Para elegir el radio de curvatura óptimo en una mina, se tomará el radio interno del equipo más grande en longitud, que se empleará. Para los cálculos se tomará el radio de curvatura promedio que se obtiene por la siguiente fórmula:

$$R_p = \frac{R_I + R_E}{2}$$

Donde:

RE: Radio externo

RI: Radio interno

Rp: Radio promedio

3.1.4 LONGITUD TOTAL DE LA RAMPA.

Es el metraje total de desarrollo que se realiza desde un nivel inferior a un nivel superior. Es decir es la longitud total de acceso que se desarrolla de dicha rampa.

Es muy importante determinar esta longitud para realizar el programa de desarrollo y determinar el costo de inversión.

3.1.5 PERALTE.

El peralte tiene por finalidad evitar la volcadura de los vehículos, ya que permite equilibrar la acción de la fuerza centrífuga ocasionado por el paso del equipo por una curva. Para el cálculo del peralte ha de intervenir las fuerzas centrífugas y gravitacionales; en este sentido tendremos que valernos de las siguientes fórmulas:

$$h = \frac{V^2 \times a}{R \times g}$$

Donde:

h: peralte en m.

V: velocidad m/s

R: radio de curvatura promedio en m.

g: aceleración de la gravedad m/s

a: ancho de la labor en m.

3.1.6 DECLIVE.

El declive que tendrá que conservar durante el desarrollo de la rampa, con el fin de ayudar al drenaje del agua, oscila entre 0% a 5% máximo (entre 0 a 17,50 cm) esta será mantenida en toda la longitud de la rampa hasta su término de construcción.

3.2 TIPOS DE RAMPAS.

Las rampas pueden ser construidas en tres tipos: En forma de "Y", en "Espiral", en "Zig-Zag", Basculantes y otros tipos.

3.2.1 FORMA DE "Y".

Estas rampas son muy poco usadas y casi nada en el Perú, generalmente es aplicable dentro de pequeñas vetas o cuerpos de mineral. Consiste en hacer una rampa superior para acceso de materiales y otros servicios, en especial relleno; y otra rampa inferior donde se espera la descarga del mineral extraído de los tajeos.

3.2.2 FORMA DE ESPIRAL.

Es un sistema que une 2 niveles, se realiza dentro del yacimiento, en este circula todo el equipo motorizado, nos sirve como medio de transporte y llevar la secuencia de minado. En los extremos de esta rampa se hacen ventanas, para las operaciones de minado, ver ilustración N°20.

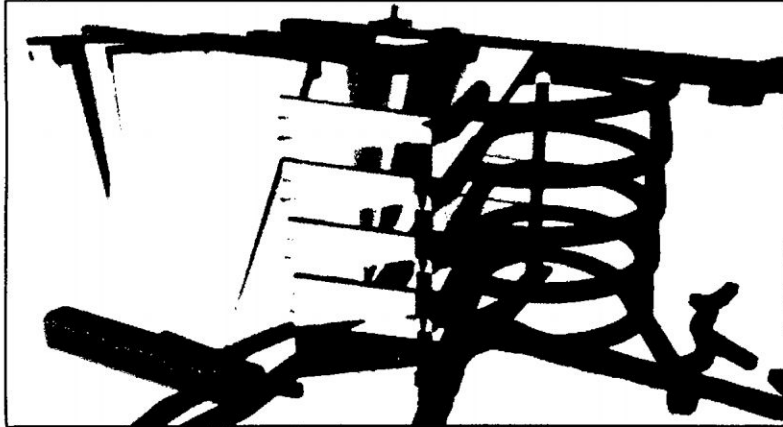


Ilustración N° 20: Ejemplo 1 de rampa en espiral

La gradiente para estas rampas deben ser entre 7% a 12% y no mayor porque sería esforzar mayor a los equipos, puesto que no podrían restituir fuerza al equipo por mantenerse la misma pendiente en toda la longitud de la rampa, de nivel a nivel, ver ilustración N°24.

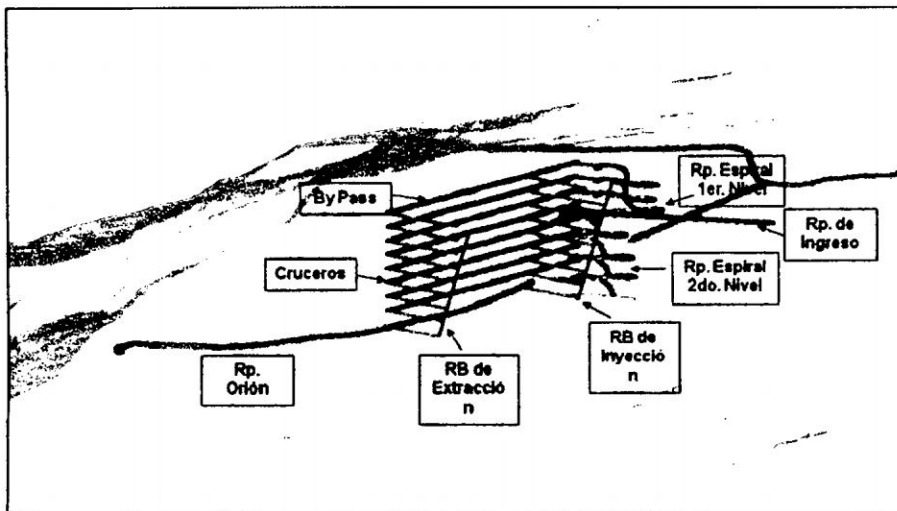


Ilustración N° 21: Ejemplo 2 de rampa en espiral

Una rampa en espiral puede tener desventajas como:

- Poca visibilidad del conductor.
- Poca seguridad del personal y equipo.
- Aumento del desgaste de los equipos.
- Problemas de dirección (desgaste), ver ilustración N°.21

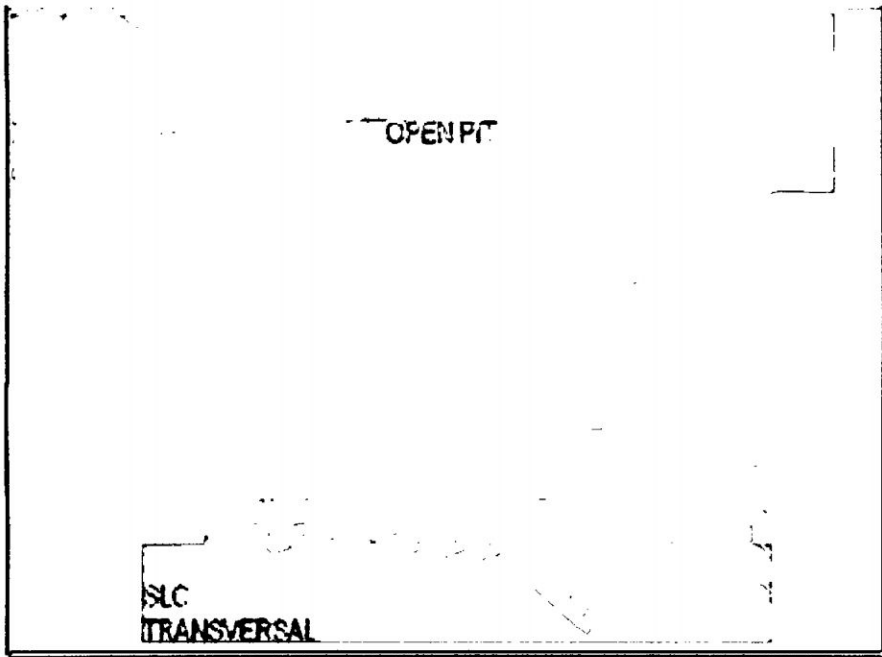


Ilustración N° 21: Ejemplo 3 de rampa en espiral

La experiencia demuestra que una rampa en espiral puede emplearse de manera óptima solo hasta una diferencia de cota de 50 metros entre los puntos extremos de la rampa, ver ilustración N° 26.

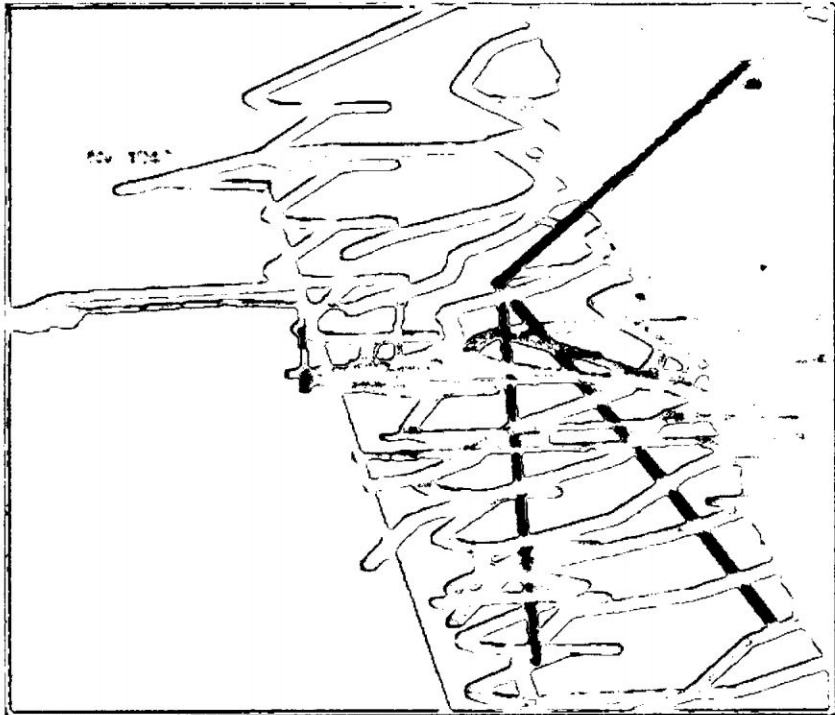


Ilustración N° 23: Ejemplo 4 de rampa en espiral

3.2.3 FORMA DE ZIG – ZAG.

Actualmente una de las más usadas por empresas mineras, que se está empleando el sistema de minería trackless, este tipo de construcción de rampas en forma de zig-zag tiene las siguientes características:

- El desarrollo por lo general empieza de la superficie a un costado de la zona mineralizada y la longitud de la rampa va a depender de la longitud de la veta o cuerpo.
- La rampa entra con una pendiente en promedio de 12% y llega a disminuir dicha pendiente en las curvas.
- Se construye en material estéril o rocas duras y competentes. La experiencia nos confirma realizar en lo posible en forma paralela a la dirección de la veta o cuerpo, es decir en una de las cajas, de preferencia en la caja piso.
- Las secciones está en función a varios factores ya indicados anteriormente en el diseño. A las zonas mineralizadas se va a entrar por los cruceros o ventanas a partir de estas rampas, ver ilustración N°24.

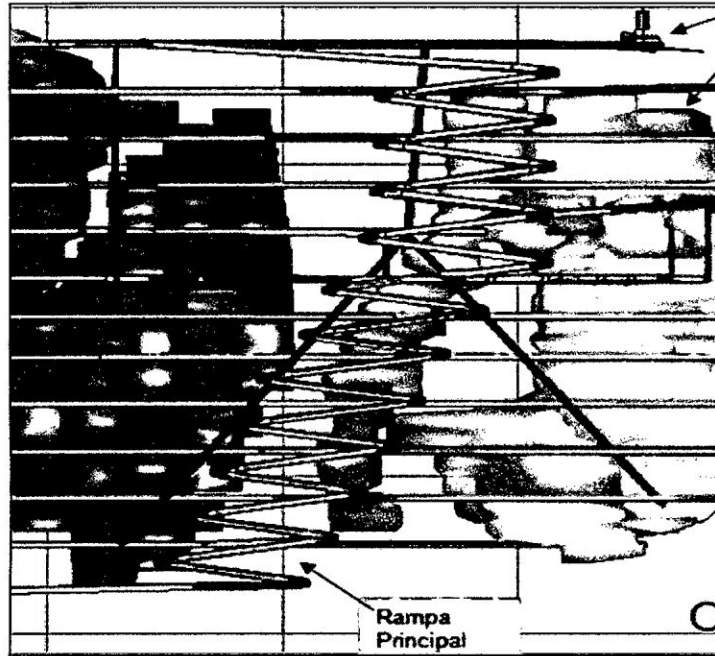


Ilustración N° 24: Ejemplo 1 de rampa en zig-zag

Estas rampas se utilizan especialmente para el servicio, transporte de maquinarias, materiales y para conectar diferentes puntos de trabajo como: Desarrollos de nuevos niveles, tajeos, zonas de carguío de minerales y otros, como se ve en la ilustración N°25

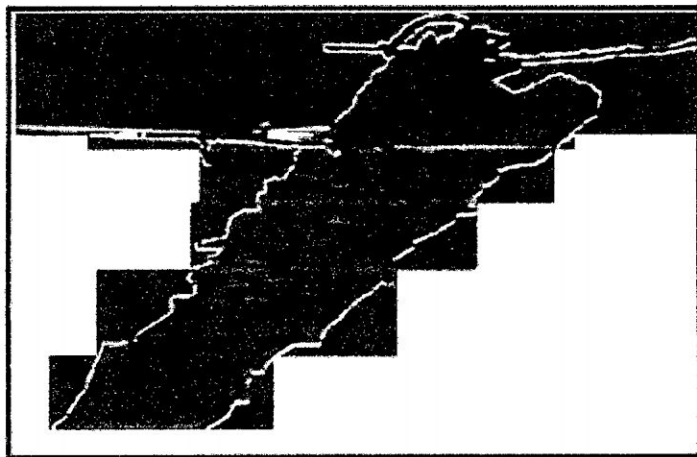


Ilustración N° 25: Ejemplo 2 de rampa en zig-zag

3.2.4 BASCULANTE.

Son accesos y/o especie de cortada a la veta (tajo), el cual se inicia con un piso inicial en gradiente negativa de menos 15%, el que será rebatido de acuerdo a los cortes que sean necesarios, hasta llegar a un piso final de gradiente de 15%, o dependiendo del equipo a utilizarse o de la distancia de la basculante, tal como se ve en la ilustración N°26.

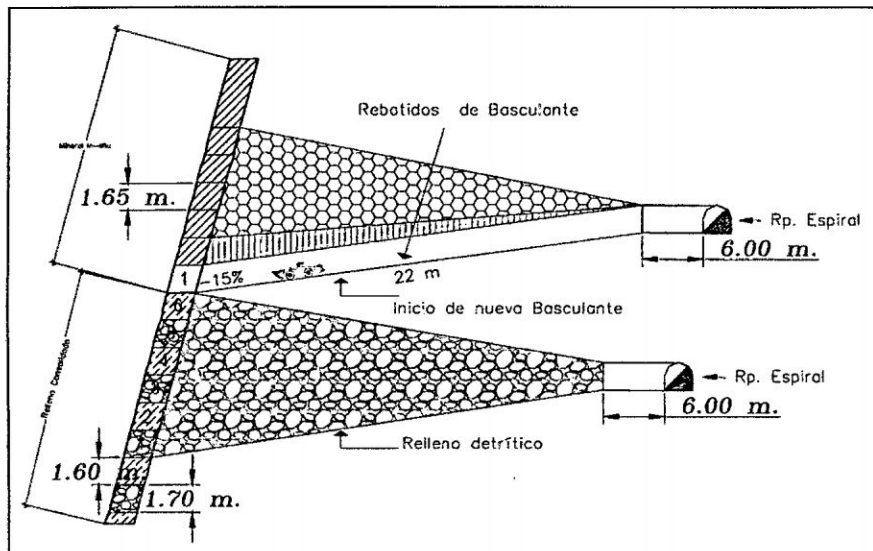


Ilustración N° 26: Corte rampa y basculante proyecto Julia 850

3.2.5 OTROS TIPOS DE RAMPAS.

Rampas en "8", tal como se muestra en la ilustración N° 26.

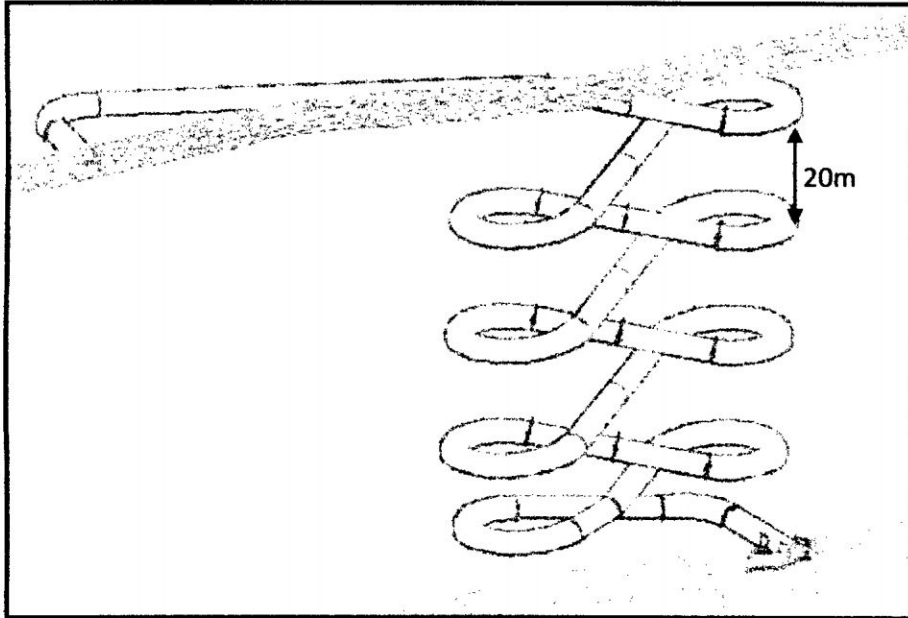


Ilustración N° 26: Rampa en "8"

3.3 CICLO DE MINADO DE UNA RAMPA.

Como en todo trabajo de ejecución de labores de desarrollo, para la construcción una rampa cumplirá con el ciclo de minado establecido de acuerdo a la disponibilidad de suministro de agua, aire y equipos de limpieza cuyo orden consecutivo es como sigue:

Ventilación.

- Regado.
- Desatado.
- Acondicionado de plataforma de perforación (convencional).
- Perforación (parte media a superior y parte media a inferior de la rampa)
- Limpieza
- Voladura.
- Disparo.

3.3.1 VENTILACIÓN.

De acuerdo al reglamento interno de seguridad de la compañía minera Arcata, es obligatorio ventilar como mínimo 30 minutos después de cada disparo.

La ventilación de esta labor es forzada mediante ventiladores y mangas de ventilación de 24" a 30" de diámetro y a 20 m del tope de la labor.

3.3.2 REGADO.

Es de suma importancia regar con agua al material volado con la finalidad de:

- Evitar el polvo fino que se produce en el momento de la limpieza.
- Detectar los tiros cortados y/o fallados que se pueden presentar.
- Eliminar los gases que se encuentran alojados en los intersticios del material volado.

3.3.3 DESATADO.

Trabajo que se obliga al personal a ejecutar, antes, durante y después de la actividad programada, quiere decir que el desatado es el trabajo que se realiza constantemente, mientras se trabaja en una labor subterránea haciendo uso de 02 juegos de barretillas debidamente preparados y estas son de 4", 6", 8" y 10" de longitud.

Este sistema de trabajo se ha optado, debido a la existencia de accidentes con mayor frecuencia por caída de rocas.

3.3.4 ACONDICIONADO DE PLATAFORMA PARA LA PERFORACIÓN CONVENCIONAL.

La carga disparada anteriormente se debe de acondicionar como un terraplén totalmente nivelado con la finalidad de que esta sirva como plataforma para la perforación de la parte media a superior del frente de la rampa, siendo la extensión desde el tope del frente hacia atrás de aproximadamente de 3 metros para ubicar el pie de avance de la perforadora, si es que no se tuviese un equipo como el jumbo.

3.3.5 CÁLCULO Y DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN.

Para el diseño de perforación partimos considerando que la sección de labor es de 3 m x 3 m, y su finalidad es el acceso y paso de vehículos, como es el caso de scoops y jumbos.

El diseño de perforación para la malla diseñada fue de corte quemado. Este método nos permite un control del equipo de perforación, la dirección del eje de la rampa y la sobre excavación, ver anexo N°2.

3.3.5.1. Corte quemado.

Consiste en perforar varios taladros paralelos muy cercanos entre sí, usualmente dispuestos en forma concéntrica, perforados en forma perpendicular a la cara libre de la labor, de modo que al ser disparado produzcan una cavidad cilíndrica.

Los taladros del corte quemado deben ser paralelos, las desviaciones pueden hacer fallar al disparo. Existen diversos

trazos para crear este corte varios taladros de pequeño diámetro alternados, unos con carga explosiva y otros vacíos, o un taladro central de mayor diámetro, sin carga, rodeado por otros de menor diámetro cargado o viceversa.

Entre las causas frecuentes de la falla de un corte quemado, tenemos:

- Carga explosiva insuficiente o dinamita de muy baja potencia.
- Los taladros perforados muy lejos uno de otro, o que no sean paralelos.
- Espacio vacío insuficiente, o sea, cuando no se dejan suficientes huecos sin cargar, a fin de que la roca quebrada pueda expandirse.

3.3.5.2. Corte cilíndrico o coromant.

Es una voladura con perforación de uno o más taladros de diámetro grande, el principio es perforar y cargar, con una baja concentración de explosivos, taladros de diámetro pequeño en puntos cercanos dispuestos estratégicamente alrededor de los taladros de diámetro grande que no llevan carga explosiva. Dentro los distintos tipos de corte cilíndrico tenemos: Corte en espiral, corte en doble espiral, corte Fagersta, corte coromant, corte Michigan.

Determinación de la constante Ke	
$K_e = 2$	Para iniciación simultaneo
$K_e = 1$	Para periodos de retardos largos
$K_e = 1.2$ a 1.6	Para periodos de retardos cortos

3.3.5.3.3 Numero de taladros por disparo (Nt).

$$Nt = \frac{P}{E} + K \times S$$

Donde:

Nt = Número de taladros

P = Perímetro de la sección en metros

S = Sección

E = Distancia entre los taladros de la circunferencia E = 0.52
para roca dura

K = Coeficiente o factor de roca K = 2 para roca dura

Entonces para roca dura

3.3.5.4. Diseño de la malla de perforación.

Para el diseño de la malla de perforación para cada tipo de roca, se considera como factor decisivo las exigencias de la excavación, por lo cual se debe tener flexibilidad en el uso, por ello se determinó el uso de máquinas perforadoras tipo Jumbo, ver ejemplos de mallas recomendadas en anexos N° 3 y 4.

3.3.5.3. Número de taladros.

3.3.5.3.1 Cálculo del burden (B).

Según Ash

$$B = \frac{K_b \times \phi}{12}$$

12

Dónde:

B: burden en pies.

K_b: constante de roca

ϕ: diámetro del taladro, en pulgadas.

Determinación de la Constante K_b				
Clase de explosivo	Densidad gr/cm³	Clase de roca		
		Blanda	Media	Dura
<i>Baja densidad y potencia</i>	0.8 a 0.9	30	25	20
<i>Densidad y potencia media</i>	1.0 a 1.2	35	30	25
<i>Alta densidad y potencia</i>	1.2 a 1.6	40	35	30

3.3.5.3.2 Cálculo Espaciamiento (E).

$$E = K_e \times B$$

Donde:

B = burden

K_e = es un constante

3.4 EQUIPO DE PERFORACIÓN.

3.4.1. JUMBO ELECTRO-HIDRÁULICO.

Se selecciona el Jumbo de acuerdo a las condiciones de operación, método de trabajo y performance esperado, ver ilustración N° 27 y 28.

- Selección por el tipo de perforación, ver anexo 5
- Por cobertura o sección del túnel, ver anexo N°6
- Por la velocidad de avance



Ilustración N° 27: Jumbo hidráulico

Tomar en consideración las siguientes opciones:

- Número de brazos, Menor tiempo de perforación, Mayor sección.
- Uso de la canastilla, Menor tiempo en el servicio.
- Potencia de la perforadora, a mayor potencia menor tiempo.
- Automatización del jumbo, alineamiento adecuado, mayor eficiencia.

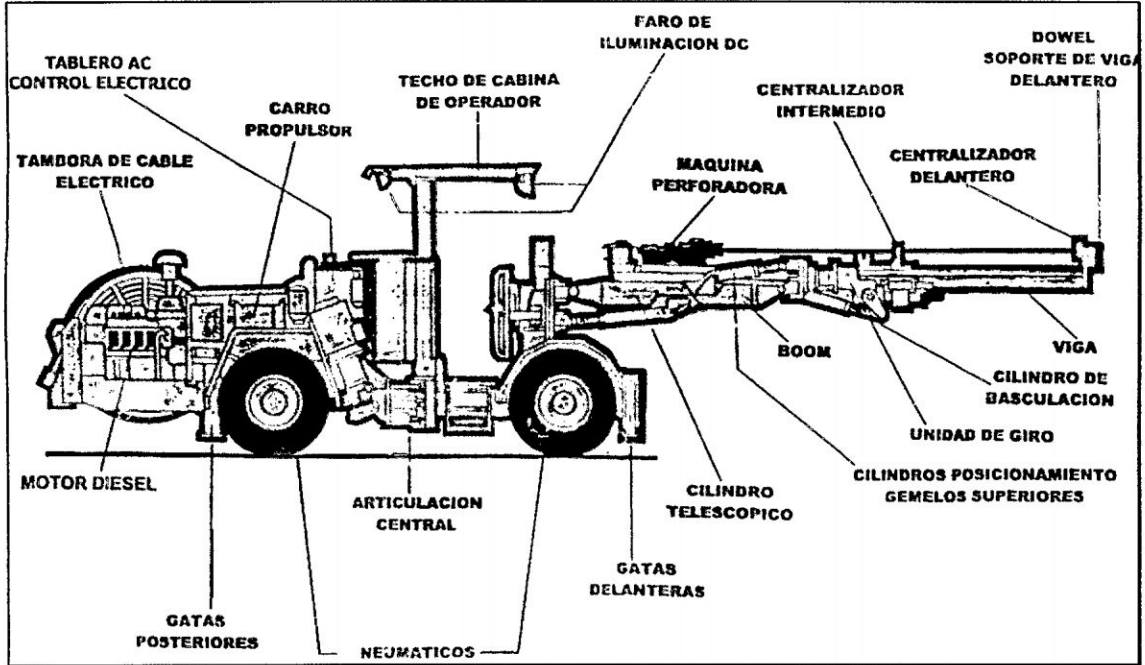


Ilustración N° 28: Partes principales de un Jumbo

CAPÍTULO IV

INGENIERÍA DEL PROYECTO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE POR MEDIO DE RAMPAS ESPIRALES Y BASCULANTE

4.1 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL PROYECTO PROPUESTO.

Todos los trabajos de minería están emplazados en contacto con la roca; por consiguiente, es necesario un pleno conocimiento del comportamiento de éste frente a la excavación de que va a ser sujeto. La ejecución de laboreos en o sobre la roca produce cambios en las condiciones iniciales, por lo que habrá una reacción de ésta que será necesario conocer, cuantificar y controlar a fin de evitar colapsos, además de elaborar un diseño de ingeniería adecuado que permita la funcionalidad de las obras a las que serán sujetas.

Este conocimiento se adquiere haciendo un estudio de las condiciones de la roca intacta y del macizo rocoso in situ mediante la aplicación de técnicas de uso geotécnico - geomecánico. El uso de estas técnicas permite conocer suficiente conocimiento y entendimiento de las condiciones de la roca con el objeto de asegurarse que la obra de ingeniería pueda ser diseñada, ejecutada y, consecuentemente, pueda operar con una economía máxima y completa seguridad.

Para ello es importante entender la diferencia entre roca intacta y macizo rocoso: la primera es aquella que presenta condiciones de continuidad, homogeneidad e isotropía, y, por lo tanto, no está afectada por ningún tipo de ocurrencia geológica con excepción de su propia génesis; el segundo, que es la generalidad de los casos, es aquél que sí se presenta efecto por agentes geológicos y geomecánicos de distinto orden, como tectónicos (que generan discontinuidades como fallamientos, diaclasamiento y plegamientos), meteóricos (intemperismo, degradación, descomposición y desgaste), hidrogeológicos, entre otros, además de factores de tipo mecánico como presencia de esfuerzos compresivos y coberturas o encampanes, que producen diferentes tipos de comportamiento en la roca.

Para el presente estudio se ha considerado esquemas y secuencias de avances, en sus diferentes etapas, basándonos siempre en la estructura rocosa, y así lograr la mínima perturbación de la masa rocosa. En la primera etapa, se considera una evaluación muy preliminar que recae en el registro o logueo geotécnico de perforación diamantina en roca, el cual nos permite obtener información acerca de las características geológicas, geotécnicas que predominan en la roca prospectada a fin de conocer con anticipación a la

excavación, cuáles son esas características y proyectar posibles diseños de sostenimiento. De igual forma, el registro o logueo geotécnico de perforación diamantina en suelo, nos permite conocer características geotécnicas predominantes en el suelo perforado y sus propiedades de mecánica de suelos, ver ilustración N°29, en la que se puede apreciar la vista en planta de los sondajes ejecutados a partir de las labores correspondientes a la veta Mariana oeste, la cual se encuentra en forma casi paralela a la veta Julia y a una distancia de 180 metros aproximadamente.

Cabe resaltar que las perforaciones ejecutadas han sido proyectadas de los niveles 4600 y 4530 en una distancia entre puntos iniciales de 100 metros, y con longitudes de 190 a 200 metros.

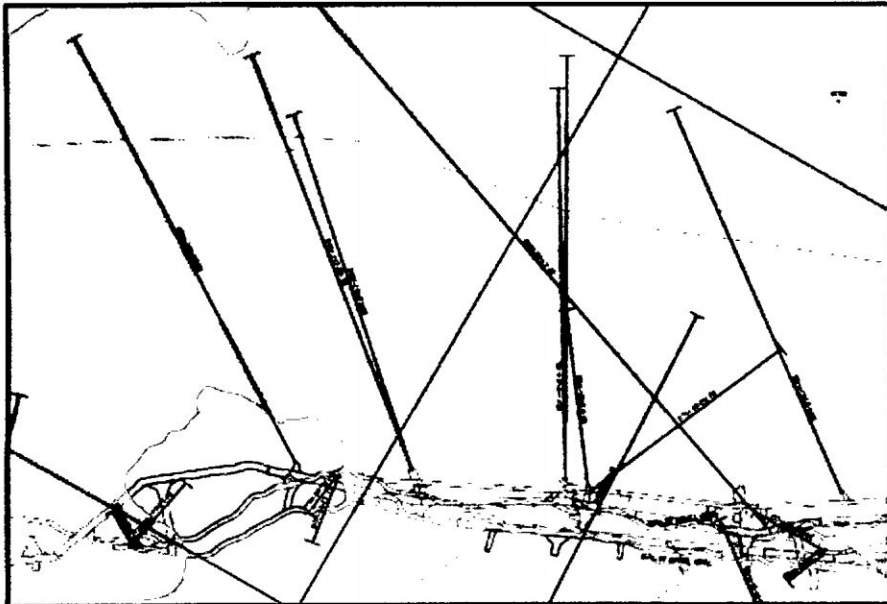


Ilustración N° 29: Vista en planta de sondajes de veta Mariana a Julia

La sección de Geología proporciona información de tipo litológica y de geología estructural correspondiente al macizo rocoso de las labores mineras más cercanas en operación, identificando en ella fallas generadas por

esfuerzos compresivos, en particular aquellas fallas inversas y de bajo ángulo que podrían afectar la estabilidad de la masa rocosa a evaluar.

Este estudio preliminar permite establecer zonas geomecánicas; además, determinar una cuantificación geomecánica que permita dilucidar el sostenimiento y el método de excavación en base a la más adecuada clasificación requerida del macizo rocoso.

La interpretación que se ha podido dilucidar de estos testigos que como promedio en longitud ascienden a 190 metros, ver ilustración N° 35, en la cual se puede apreciar uno de los sondajes ejecutados (DDH-107), del nivel 4600, en la que litológicamente la estructura se emplaza en rocas andesíticas de textura porfirítica por encima del nivel 4510 y 4690 con algunas horizontes delgados de volcanoclásticos.

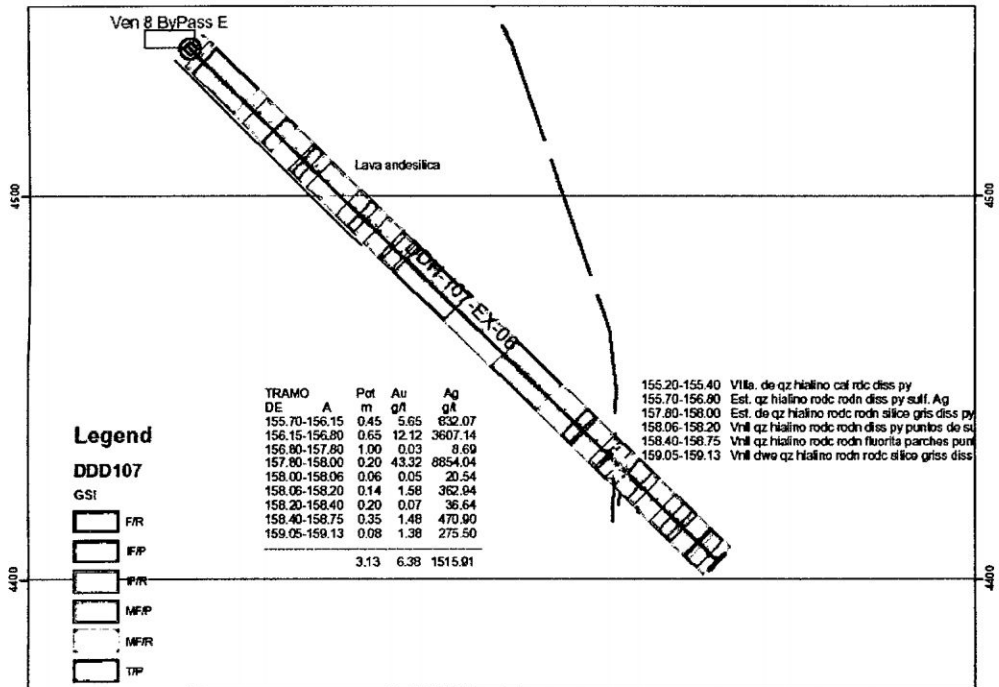


Ilustración N° 30: Sondaje DDH-107

En cuanto a la roca encajonante y veta cambian en tramos cortos con valores según RMR de regular a buena, las características de las discontinuidades próximas a la mineralización y en ambas secuencias litológicas tanto en rumbo y buzamiento están conformadas por fracturamiento paralelo a sub paralelos a la veta. La veta está limitado por fallas tanto en el piso y en el techo con anchuras de zona de falla variables (tanto al techo o al piso) desde unos centímetros a un metro. La frecuencia de la familia de discontinuidades paralela o sub paralela conformada por las fracturas es generalmente mayor a 30 cm. En los volcanoclásticos, las discontinuidades conformadas por los estratos son sub horizontales y muy frecuentes y en los lávicos andesíticos la seudoestratificación es menos frecuente y soldada en condiciones inalteradas, las variables que podrían afectar dichos cambios son principalmente el grado de alteración y la presencia de agua.

Como segunda etapa y basándonos a las tablas GSI para la clasificación del macizo rocoso, se procede a la alimentación de la data preliminar (testigos) al software (Dips y Phases), en donde se le relacionara ciertos parámetros como la resistencia, firmeza, dimensiones de las labores, presencia de agua y el tiempo de permanencia de la labor y las labores de accesos y servicios aledañas consideradas en nuestro diseño de explotación, de manera que se asegure su funcionamiento.

Para el caso del Phases 2, utiliza los elementos finitos para modelar el comportamiento heterogéneo no-lineal de la roca cercana a los bordes de la excavación, las condiciones de esfuerzos in-situ de campo lejano son modeladas por medio de un modelo de elementos de borde, ver ilustración N°31.

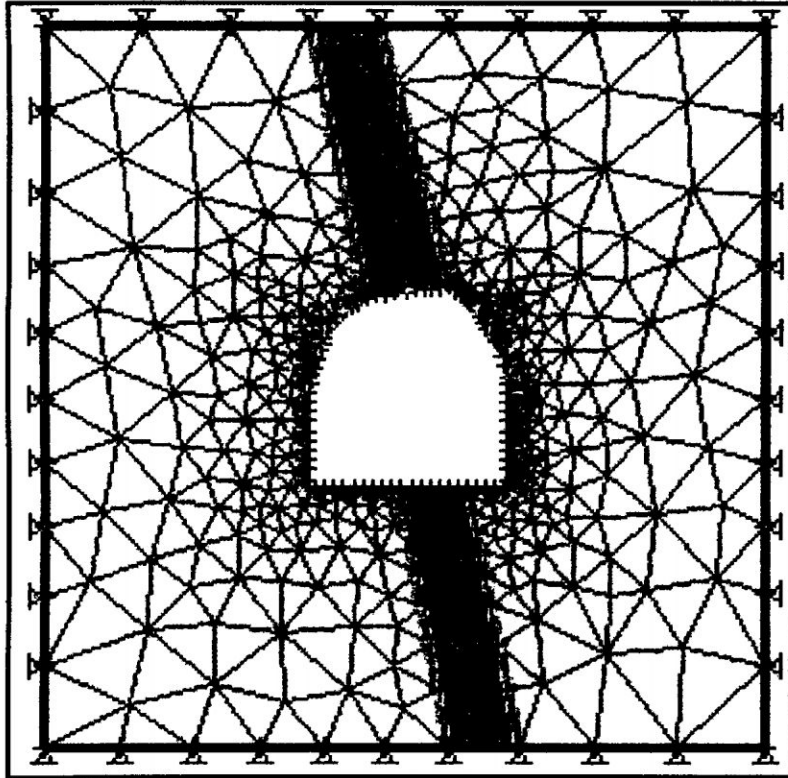


Ilustración N° 31: Modelamiento de elementos finitos

La simulación en el caso del DIPS permite el análisis del comportamiento de las estructuras geológicas (fallas, fracturas, materiales de relleno y otros) que puede o no participar como elementos activos para el desencadenamiento de deslizamientos dentro del área de excavación.

Nos permite evaluar el potencial de riesgo de inestabilidad con un fuerte control estructural, que pudieran afectar la estabilidad de las paredes de la excavación o al menos minimizar la dirección desfavorable para la orientación de la excavación, ver ilustración N° 32.

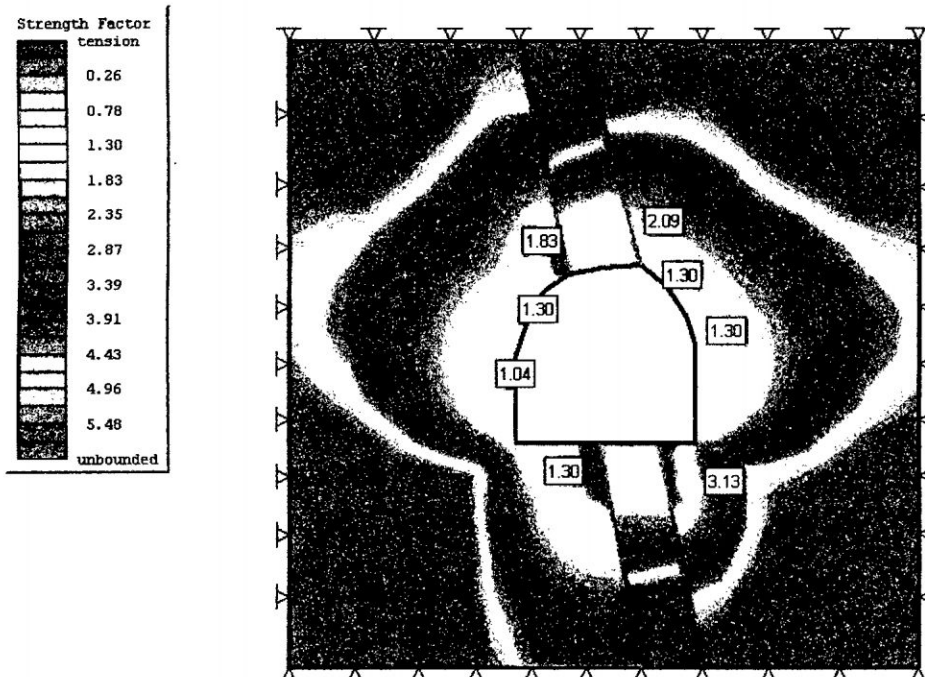


Ilustración N° 32: Análisis estructural mediante el PHASES.

Todos estos cálculos preliminares hacen predecir una determinación del RMR básico tanto de las cajas como del mineral el cual debe fluctuar entre 55 - 60, dado que al ser castigado por la orientación de las fracturas este valor se verá afectado, a la vez, se ha determinado la estabilidad de la excavación de las vetas angostas en una altura de 40 - 50 metros; de este análisis se ha corroborado que los factores de seguridad son superiores a 1; estas longitudes se han hallado mediante el método gráfico de estabilidad, de cuyo análisis se puede determinar que el radio hallado fluctúa entre 12 a 14 metros, lo que va a determinar la estabilidad del tajo en longitud hasta dos cortes, esta altura lograda está en función de la calidad de roca, que se presente en el minado planteado, donde se tendrá que controlar el desprendimiento de las cajas ya sea por los split set o puntales de seguridad de manera que logren devolver la estabilidad del espacio dejado.

respecto a la dilución resulta ser un parámetro clave para decidirnos por este método.

Como cuarta etapa se realizará monitoreo, controles y pruebas tanto al macizo rocoso como a los elementos de sostenimiento instalados en las labores planteadas para este método, especialmente en los tajos realizarse un control instrumental de la voladura, para medir el nivel de frecuencias (HZ) y vibraciones, con el fin de minimizar el daño producido por las voladuras a la roca circundante a las excavaciones. Este estudio permitirá diseñar mallas de perforación racionales y reducir costos de sostenimiento.

4.2 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PROPUESTO.

El método de explotación es corte y relleno ascendente mecanizado, con relleno detrítico e hidráulico; su acceso es por rampas en espiral de 3 m x 3 m, con 12 % de gradiente, para luego llegar al cuerpo mineralizado mediante basculantes de 15 % de gradiente, que son labores de acceso a las reservas minerales, ver ilustración N° 39, La limpieza y extracción de mineral se realiza utilizando scoops diesel de capacidad nominal de 0,75 a 2,2 yardas cúbicas de cuchara, dependiendo de la estructura que definirá el ancho de minado.

A partir de la rampa principal de profundización, de sección 4,5 x 4,5 m, la cual cortara la veta, se empezara a ejecutar un by pass de 4,3 x 4,0 m, la que mantendrá una separación de 15 m de la estructura mineralizada, y una vez que se avance 100 m, se harán cortadas o ventanas hacia la veta la que direccionará el by pass y hará que se mantengan esos 15 metros paralelos a

la veta, repitiéndose esto cada 100 m, hasta alcanzar los 400m, que será la longitud del tajo, se ejecutara la galería sobre veta de 2,4 x 2,4 m, y en forma paralela se desarrollara la rampa de explotación en espiral de 3,0 x 3,0 m. que ascenderá en forma paralela a la estructura y en la parte media del tajo limitado, de manera que en forma progresiva como ascienda la rampa se ejecutaran las basculantes de acceso a la veta mineralizada ver ilustración N° 34.

Como labores de preparación a partir de las galerías se hacen chimeneas, tanto para accesos al tajo, para la ventilación y ore pass, en el que su avance es en forma gradual como ascienda el tajeo o la otra opción es con un raise boring del nivel superior si es que este último estaría ejecutado; luego se preparan cruceros de extracción hacia el OP o RB de mineral, distancia de 10 m, con una sección de 2,4 m de ancho por 2,4 m de altura, 2 de ellos con sus respectivas cámaras de volteo y uno en la parte central del tajo cuyo acceso se lleva a cabo a partir de las basculantes.

Se utilizaran jumbos como el Axera 5 de un brazo o el Secoma Quazar en los avances de desarrollos y Jack-leg u stopper para perforaciones verticales en la explotación con taladros de 6 pies de profundidad, desarrollándose hasta dos cortes dependiendo del tipo de roca. Después de los disparos se desata y se procede al sostenimiento sobre el mineral roto, para continuar realizando un corte mas sobre el mineral roto y luego limpiarlo, para proceder a disparar el descaje, esto con el fin de dar sección para el equipo y como

parte del relleno detrítico y si este está en déficit se rellena con relleno hidráulico hasta obtener una altura de 2,4 m.

Se construyen chimeneas en las partes laterales del tajeo, con dos fines el de facilitar la ventilación y/o el de acceso al personal o llevar alguna línea auxiliar como relleno aire o agua al tajo en caso de realizarse la basculante. Después del disparo, la evacuación de gases es por medio de estas chimeneas que conectan al nivel principal de extracción el cual mantiene un aire fresco por estar conectado mediante RBs a superficie los diámetros son de 2,1 m para superficie y de 1,5 m para interior mina, exclusivamente para ventilación de la mina esto hace que los caminos de tránsito de personal y tanto como la rampa y basculantes se mantengan ventiladas.

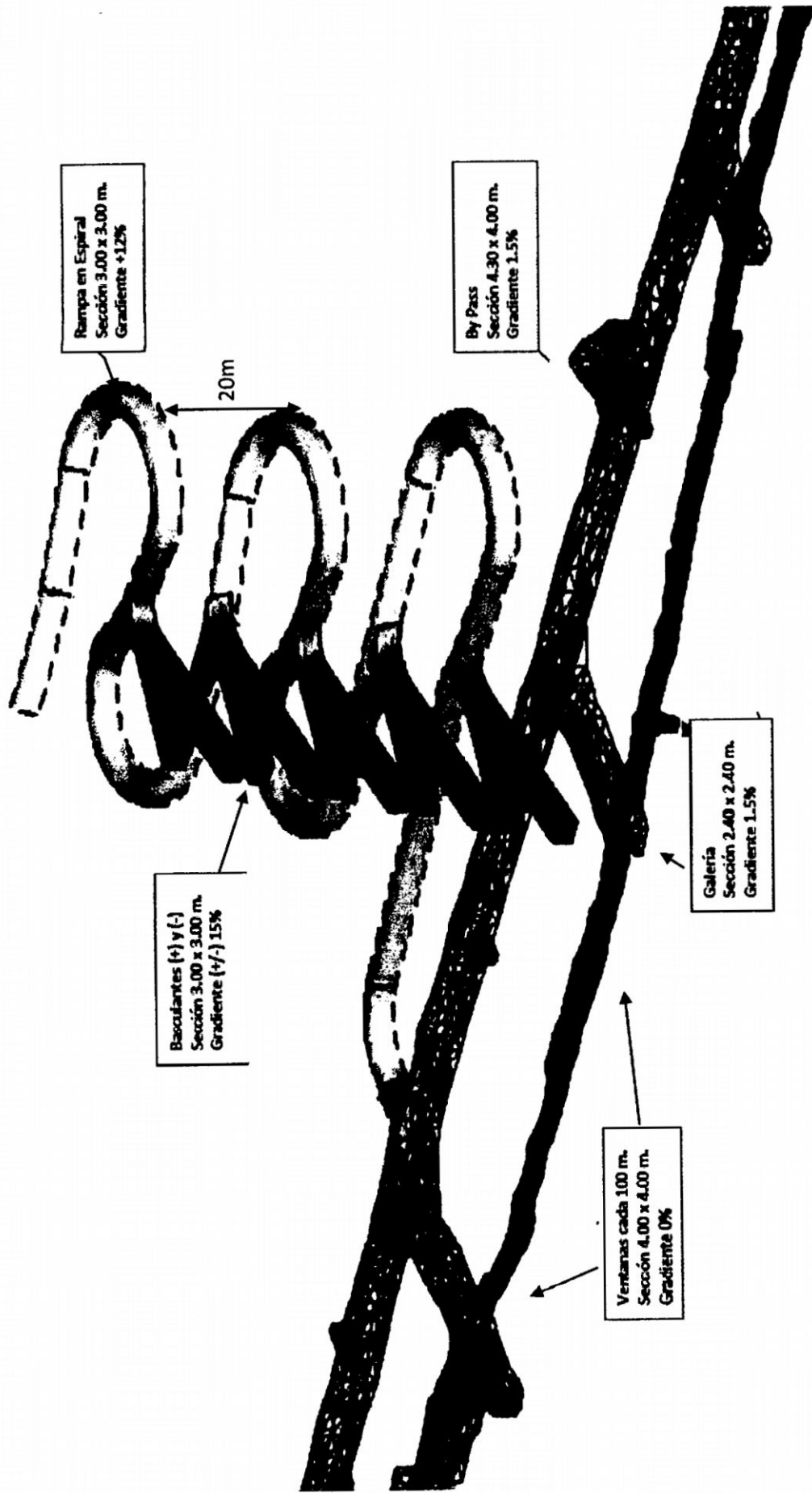


Ilustración N° 34: Simulación de Método Propuesto- Julia 850

Después de la ventilación, ingresan los scoops a efectuar la limpieza del mineral y es transportado a los ore pass, el cual se ira acumulando hasta su extracción en el nivel principal, por medio de volquetes de 25 TM, el cual es transportado a planta concentradora previamente pesados. A continuación se mostrarán los parámetros considerados para la explotación del tajo 850 veta Julia, considerado en el presente proyecto:

4.2.1. DIMENSIONAMIENTO DEL TAJO 850 VETA JULIA.

- Longitud: 400 m
- Altura: 50 m
- Potencia de veta: 0,30 m a 0,80 m
- Inclinación de veta: mayor a 63°

4.2.2. PREPARACIONES.

- Rampa de acceso en espiral (3,0 m x 3,0 m)
- 03 Chimenea para echadero de mineral (1,5 m x 1,5 m)
- 02 Chimeneas extremas de ventilación (1,2 m x 1,2 m)
- 05 Basculantes de la rampa a la veta (3,0 m x 3,0 m)

4.2.3 ETAPAS DEL MÉTODO PROPUESTO.

4.2.3.1 Construcción de by pass y ventanas.

Labor de 4,3 x 4,0 m de sección, y con una gradiente de 1,5% que se ejecuta en forma paralela a la veta a una distancia de 15 m, la cual se va direccionando cada 100 metros con cortadas o ventanas hacia la veta en este caso ventanas con sección de 4,00 m

x 4,00 m, las que sirven de reconocimiento de la veta e interpretación de su rumbo y buzamiento para continuar con el avance del by pass, está a la vez servirá de estación para los volquetes, los cuales evacuaran el mineral, tienen la característica de tener un radio de curvatura de 15 m, ver ilustración N°35. Entre ventanas se construirá un refugio de seguridad (cada 50m) con sección 1,5 x 2,1 m. (4 en total a largo del tajo).

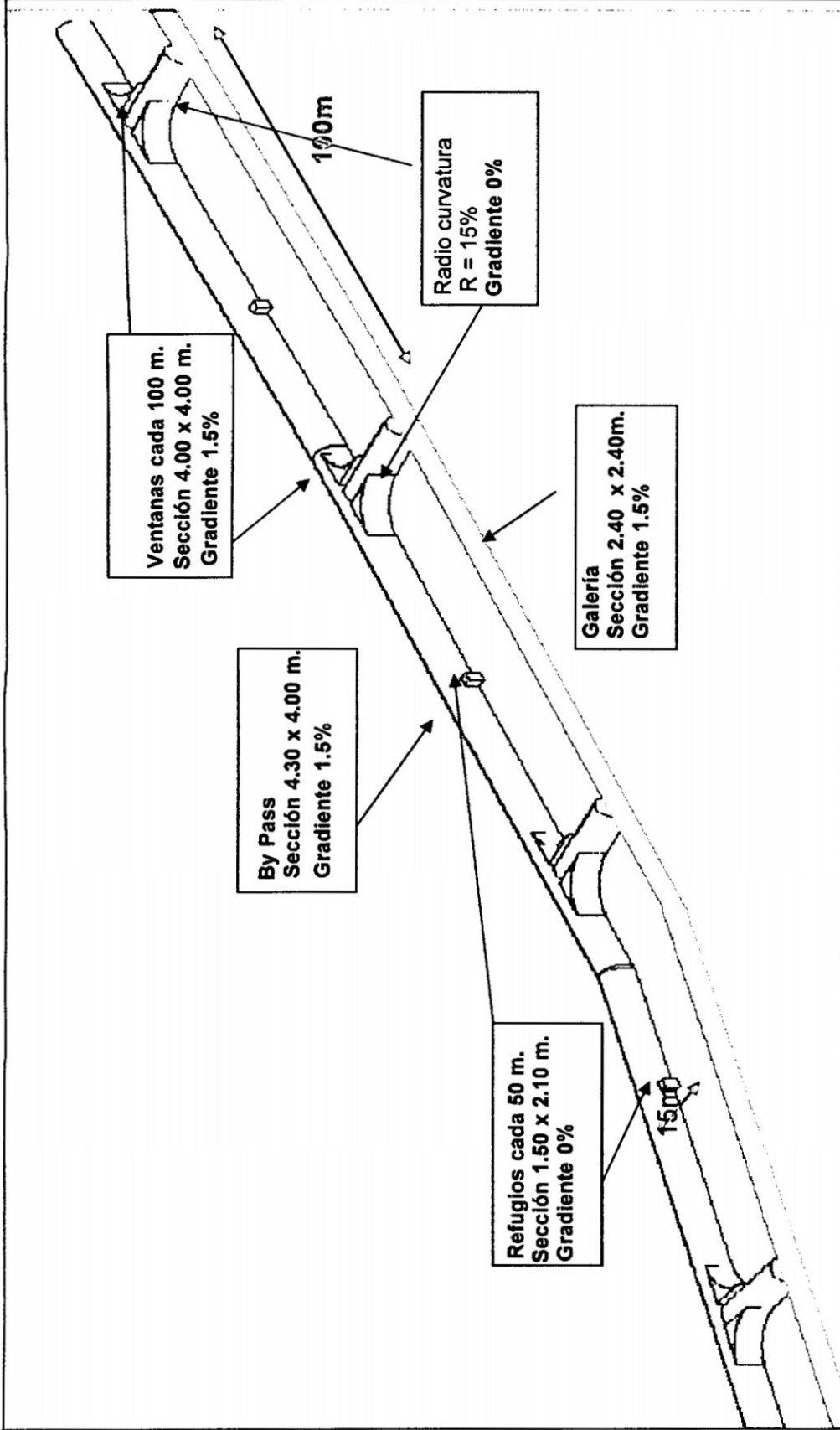


Ilustración N° 35: Simulación de Construcción de By Pass y Galería

4.2.3.2 Construcción de galerías.

Una vez determinada la delimitación del tajo por medio del by pass, se empiezan a correr las galerías, a partir de las ventanas, con secciones de 2,4 m x 2,4 m, hasta culminar toda la extensión del tajo, ver ilustración N°35.

4.2.3.3 Construcción de la rampa en espiral.

Se realiza paralelamente a la construcción de la galería, de dimensiones 3,00 m x 3,00 m. La rampa debe empezar con una plataforma horizontal de 5 metros y con un radio de curvatura de 7 metros, con el fin de que los equipos puedan subir la pendiente positiva con una cierta velocidad, y para evitar que patinen (accidentes de equipos y/o tránsito), tiene como características de llevar una gradiente de 15% en tramos rectos (longitud de 28m) y 12% en tramos de curva cuyo radio de curvatura a lo largo de todo el diseño es de 9 metros (longitud de 28 metros), donde la sección se amplía a 3,5 x 3,0 m. ver ilustración N°36.

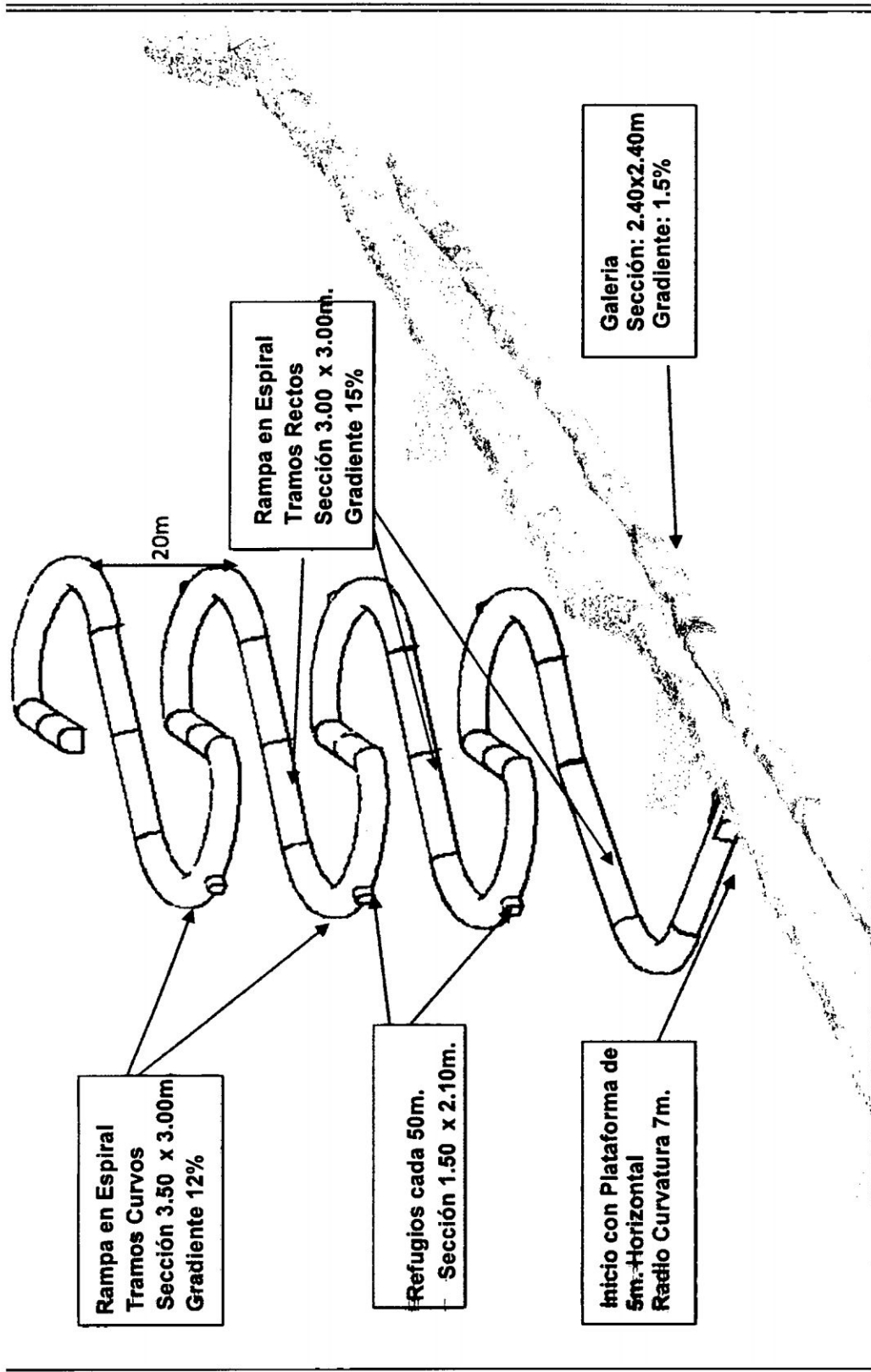


Ilustración N° 36: Simulación de construcción de rampa en espiral

Cada 50 metros se construirán refugios de seguridad (5 en total) de 1,5 m x 2,1 m, que servirán para colocar tableros de los equipos de perforación y de ventilación; y acorde los avances estos servirán para el tránsito del personal, ver ilustración N°35.

4.2.3.4 Construcción de la Basculante.

Se realiza cuando la rampa ha sobrepasado 10 metros del avance con respecto al punto de inicio de la basculante, que servirá para ir acumulando el material estéril producido por la construcción de la basculante. La sección será de 3,00 m x 3,00 m, el primer tramo de la basculante debe ser de 6 m en forma horizontal y con radio de curvatura de 5 m, luego empezara con una gradiente negativa de 15 %, con una distancia promedio de 22 m, hasta cortar veta.

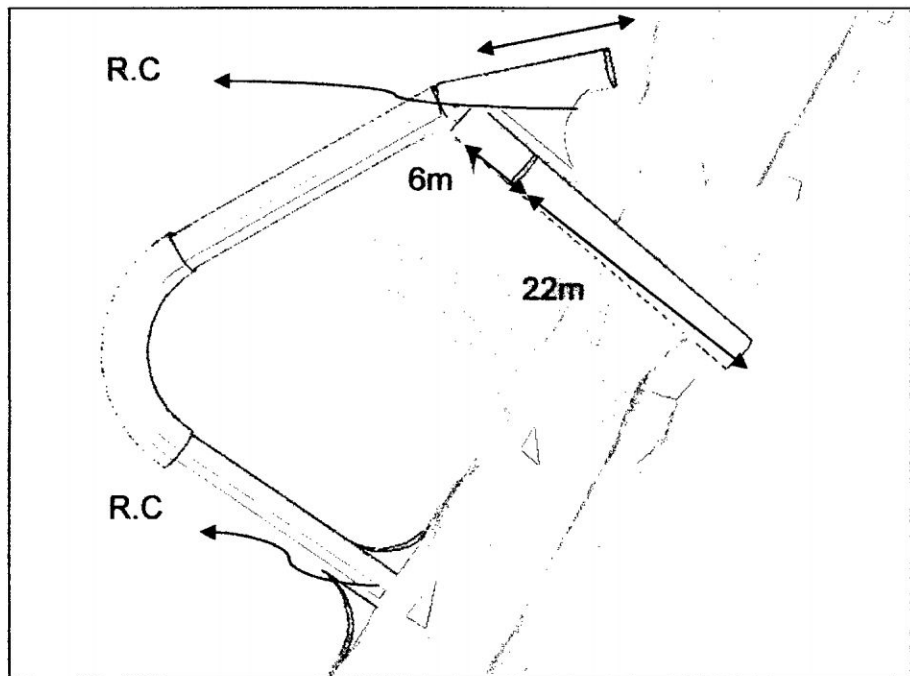


Ilustración N° 37: Vista en planta de primera Basculante

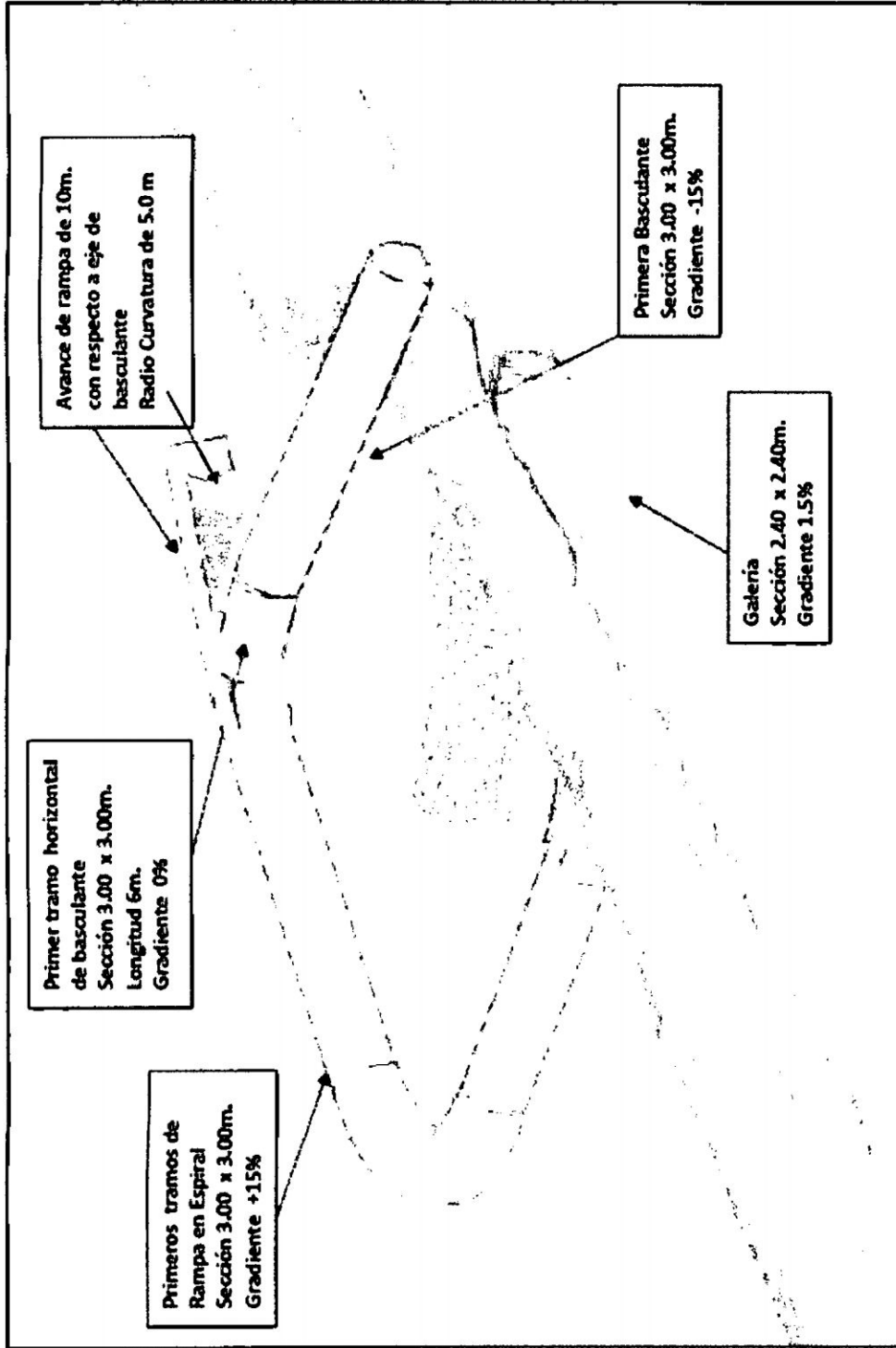


Ilustración N° 38: Vista en 3D de construcción de primera basculante

4.2.3.5 Construcción de ore pass y sus respectivos cruceros.

A lo largo del tajeo son un total de 3, sus preparaciones empiezan en las ventanas cuyo fin sirve para evacuar el mineral extraído del tajo la sección es de 1,50 x 1,50 m. en los tres casos presentan la característica de iniciar con una inclinación de 45° y longitud de 5 m, para luego mantener una distancia de 10 metros con respecto al buzamiento de la veta, los 2 ore pass laterales presentan la característica de iniciar sus cruceros hacia los ore pass del mismo tajo y al frente de estos cruceros tener sus cámaras de volteo para el equipo, cuya sección es de 2,40 m x 2,40 m, o de acuerdo a las características del equipo, tanto cruceros y cámaras de volteo son realizadas como se va ascendiendo el tajeo su longitud es menor de 8 m y se maneja un radio de curvatura de 3 m, ver plano N°13.

4.2.3.6 Construcción de ore pass central del tajo.

Este tiene como característica que los cruceros tienen su eje perpendicular a la basculante y esto a partir de unos 15 m. del inicio de la gradiente negativa sirve como echadero y para acumular el mineral extraído del tajo y la extracción del desmonte cuando se desarrolla la rampa y las basculantes. La sección del ore pass central es de 1,50 m x 1,50 m. y su cruceros de sección 2,40 m x 2,40 m. longitudes de 6m. y radio de curvatura de 3m, ver ilustración N°36.

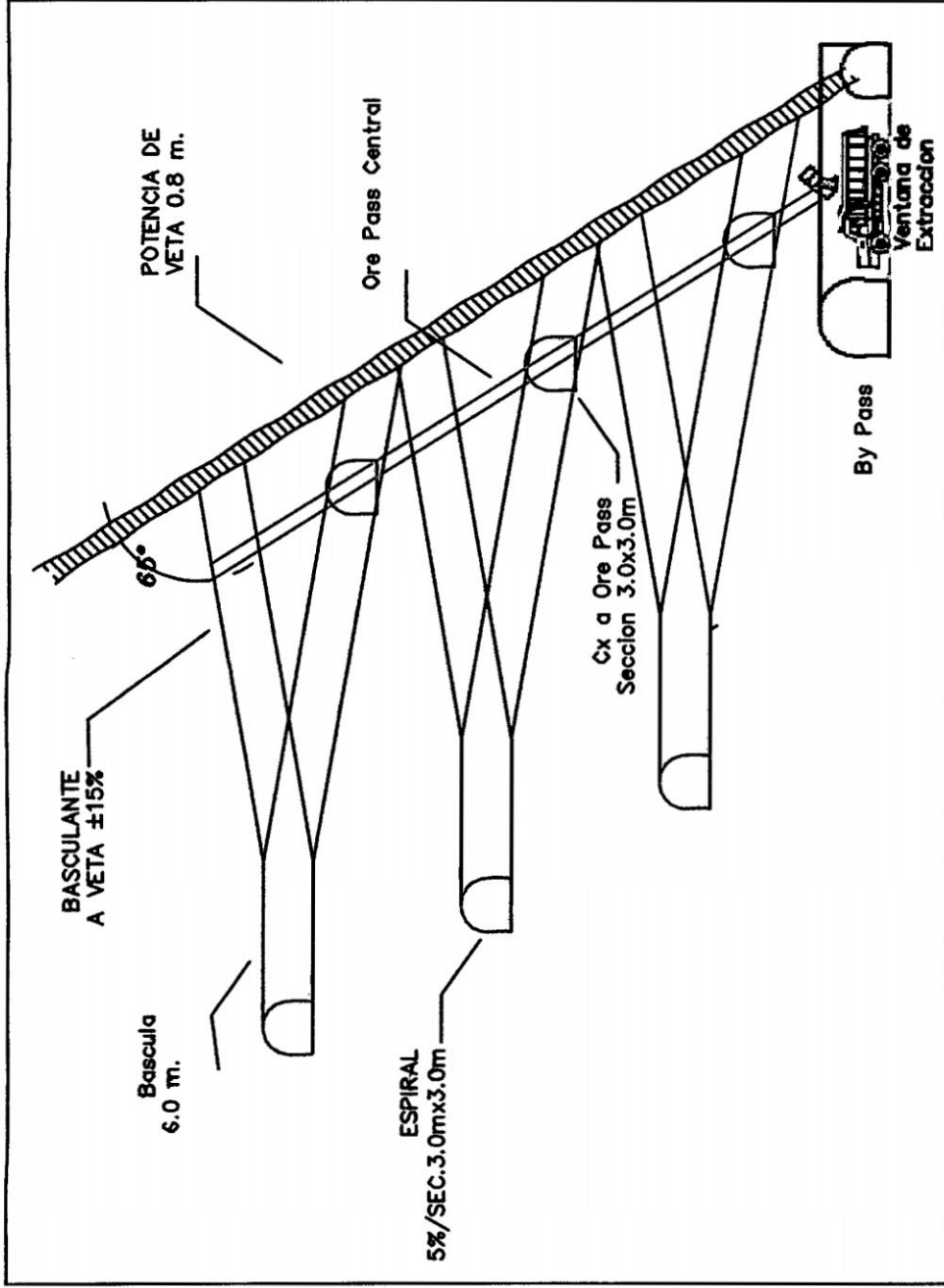


Ilustración N° 39: Corte transversal de ore pass central en relación a la rampa espiral y basculantes

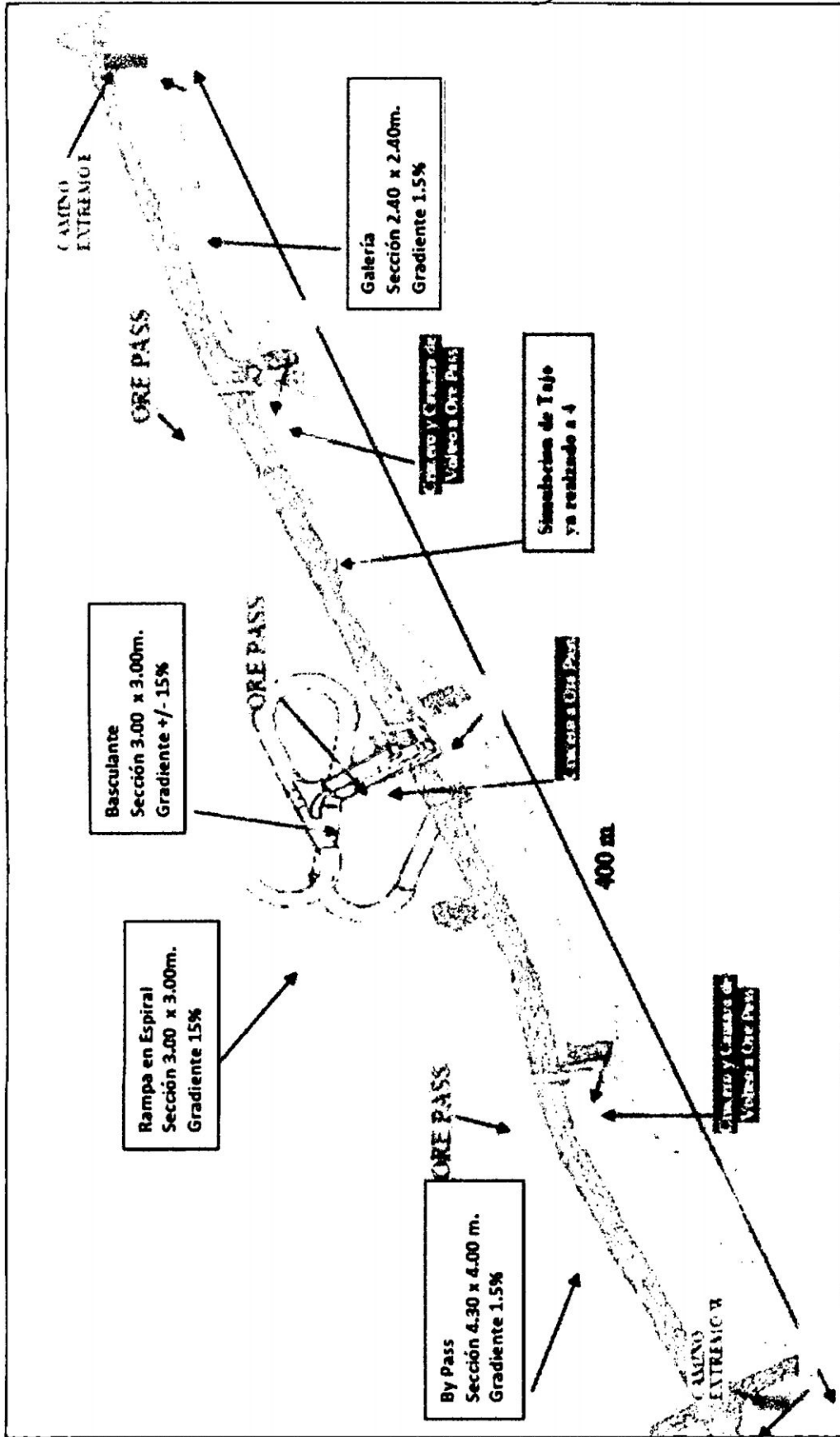


Ilustración N° 40: Distribución de ore pass, cruceros y accesos en simulación de tajeo de 400m.

4.2.3.7 Construcción de caminos o chimeneas de ventilación.

Sirven de acceso, tendido de instalaciones de servicios como agua, aire y relleno en caso auxiliar cuando se realce la basculante y para que el flujo de aire fresco fluya por las labores a lo largo del tajo. Se desarrollan en forma paralela a la explotación del tajo. La sección de ambas chimeneas es de 1,2 x 1,2 m. Estos caminos o chimeneas de ventilación están a los extremos del tajo, construidas sobre veta, ver ilustración N° 40.

4.2.4 EXPLOTACIÓN.

- Perforación vertical con Stopper y/o Jack Leg (altura por corte de 1,65 m. si las cajas son competentes se realiza dos con una altura equivalente de 3,3 m. y una altura de perforación mínima de 2,4 m) La utilización de este equipo está encaminada generalmente cuando las estructuras son bastante angostas y donde se requiere mayor detalle en la etapa de perforación porque pueden existir discontinuidades en la veta o cambios en la inclinación de la misma.
- Voladura con explosivos de alta densidad (dinamita).
- Acarreo con scoops de 0,75 yd³ y 2,2 yd³.
- Relleno detrítico más relleno hidráulico.

A continuación se describen las etapas:

4.2.4.1 Realce del primer corte.

Se realiza la perforación en forma vertical con longitud de taladros de 6 pies con perforadoras stoper, manteniéndose la altura de

perforación de 2,40 m. como máximo y realizándose una malla de 0,45 m., como burden y de 0,80 m de espaciamiento, la cual debe ser marcada estrictamente por el capataz o el encargado de la labor, para evitar perforaciones erróneas.

4.2.4.2 Sostenimiento de la labor primer corte.

Una vez realizado el primer corte y después de desarrollado la voladura, se procede al regado correspondiente y a un buen desate, terminado esta se procede al sostenimiento, con la perforación con jack leg en los hastiales del tajo ya sea en forma sistemática o donde sea necesario para la colocación de los pernos split set, todo esta perforación se da sobre la carga o mineral acumulado del primer corte, luego se coloca puntales si fuese necesario.

4.2.4.3 Acumulación de taladros de descaje.

Se realiza paralelamente a la perforación de los taladros de sostenimiento como son los split set, estos taladros tienen como promedio de 3 a 4 pies de longitud y la distancia entre estos es de 1 a 1,5 m. tienen la característica de realizarse en la caja piso de manera que al momento de la voladura no tenga mucho efecto en el debilitamiento de las cajas y para esto se realiza en bloques de 40 m. a más y utilizando como accesorio a los detonadores no eléctricos excel ss el que reduce las vibraciones y mantiene el control del terreno en este caso para dar sección al equipo y para contribuir en el relleno del tajo todo esta operación se da después de

realizarse la limpieza del segundo corte y teniendo una altura de 5 a 6 metros.

4.2.4.4 Realce del segundo corte.

Se realiza terminado el sostenimiento oportuno del primer corte al igual se utiliza la misma malla, esta solo se dará si es que las cajas son competentes.

4.2.4.5 Sostenimiento de la labor segundo corte.

Se realiza después de la voladura del segundo corte, se desata y se hace el respectivo regado, se da dos tipos de sostenimiento, mediante Split set complementado con guardacabezas o puntales de seguridad, de manera que al realizarse la limpieza la altura del tajo vacío será un promedio de 5,7 metros, y este se encuentre bien sostenido y al momento de realizarse la voladura del descaje tenga un mínimo daño a las cajas.

4.2.4.6 Limpieza de mineral.

Una vez concluido el sostenimiento sobre el mineral acumulado del segundo corte se procede a extraer el mineral llevado a los ore pass mediante scoop de 0,75 a 2,2 Yd³, el mineral roto es acumulado en los ore pass y es cargado en las ventanas de extracción por medio de volquetes de 25 TM hacia el exterior a la planta concentradora previo pesado.

4.2.4.7 Relleno.

Concluida la limpieza, se procede a limpiar los taladros acumulados en el primer corte para luego ser cargados y efectuar la voladura de manera que todo el material roto sirva como parte del relleno del tajo, luego se procede a nivelar el tajeo en forma manual (pampeo), con el fin que el relleno hidráulico se de en forma pareja y no cree desnivel para el futuro piso de perforación, luego de nivelar el relleno detrítico se forra el piso con yute con el fin de que al colocar las tuberías de drenaje cumplan la función de desaguar el agua del relleno y no lave el relleno de los cortes inferiores y provoque algún posible colapso del tajeo.

4.2.5 CICLO DE MINADO DEL PROYECTO.

4.2.5.1 Perforación.

Es una de las etapas principales para la explotación, se requiere una altura de perforación entre el piso y la corona del tajo de 2,4 m. para realizar una perforación de 6 pies en forma vertical o inclinada de 70° a 75° (según buzamiento de veta) y con un ancho de minado de 0,80 a 1,20 m. se utiliza maquinas livianas como son las jack leg o stopper de preferencia esta última ya que está encaminada a estructuras bastante angostas y donde se requiere mayor detalle en esta etapa, a esto hay que considerar que puedan existir discontinuidades en la veta o cambios en la inclinación de la misma.

Se utilizara barrenos de 3, 4 y 6 pies de longitud y de 32 y 41 milímetros de diámetro, logrando una perforación efectiva de 1,65 m. De acuerdo al diámetro de perforación, al ancho de la veta, a la densidad del mineral y a la densidad del explosivo se diseña la plantilla de perforación. De acuerdo al cálculo desarrollado, ver ilustración N° 41, se tiene que realizar el marcado de la malla para llevar un control de los taladros y no se produzcan tiros cortados o anillados a consecuencia de un falso paralelismo, un burden mal controlado o un mal carguío de los taladros.

1.- Calculo del Burden Teórico:

$$B = 0.012 \times (2 \times \rho \text{ expl.} / \rho \text{ roca} + 1.5) \times \Phi \text{ expl. (m).}$$

- ρ explosivo : 1.12 gr/m3 Densidad del e x
- ρ roca : 2.41 gr/m3 Densidad de la roca Tj 676
- Φ explosivo : 32 mm. Diámetro del explosivo

$$B = 0.012 \times (2 \times 0.8 / 2.41 + 1.5) \times 51 \text{ (m).}$$

$$B = 0.93 \text{ m.}$$

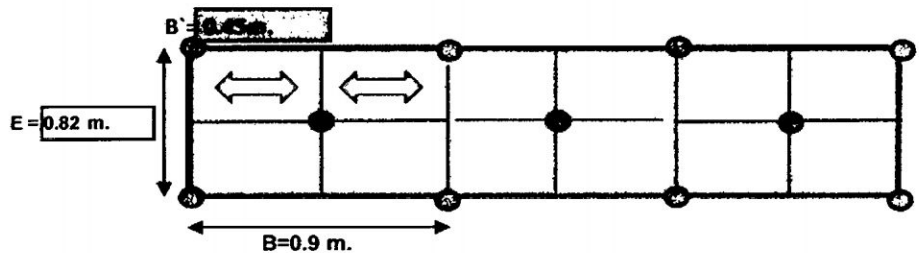


Ilustración N° 41: Calculo de la malla de perforación en tajeo

2.- Calculo de Espaciamento:

$$E = Ks \times B'$$

Ks : Relación de Espaciamento (intervalo corto)

$$E = 1.7 \times B'$$

$$E = 1.7 \times (0.45) \text{ m.}$$

$$E = 0.80 \text{ m.}$$

4.2.5.2 Voladura.

Para la voladura se empleara dinamita Semexa al 65% y 80%, y como fulminante al detonador no eléctrico EXEL SS que es un Nonel, de sistema silencioso de iniciación no eléctrica puntual, compuesto por un fulminante, un tubo de choque que transmite la señal y en el otro extremo un clip de plástico para conectarse al cordón detonante MANTICORD de bajo gramaje.

Posee tres puntos de identificación: Uno en el conector plástico, otro en la etiqueta y el último en la base del fulminante, ver ilustración N°42.

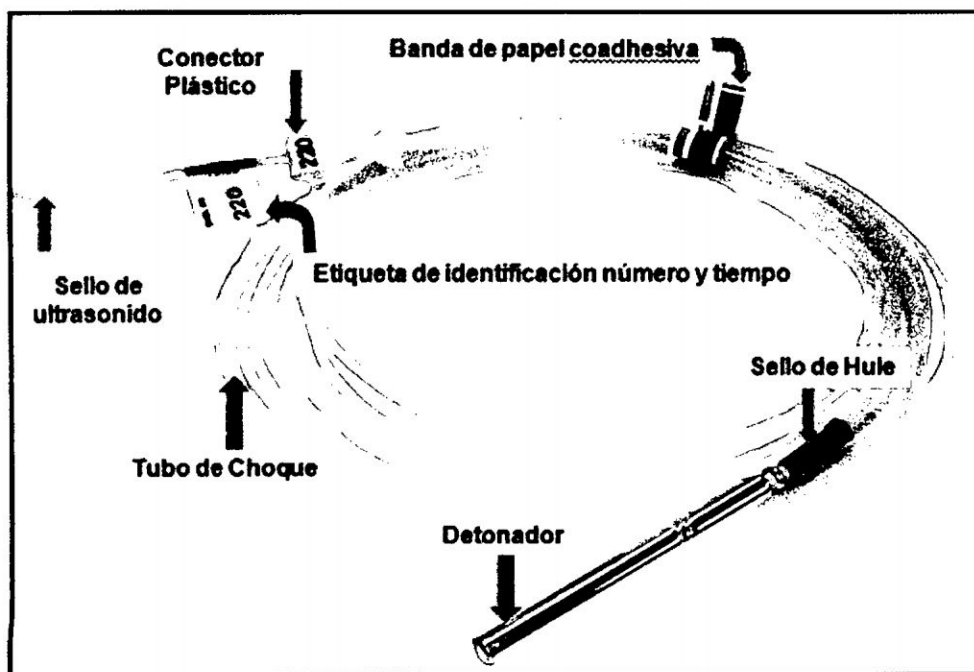


Ilustración N° 42: Partes del detonador no eléctrico EXEL SS

Presenta una serie única de retardos. Fusiona los tradicionales periodos Cortos y Largos.

Utiliza la línea de cordón detonante, para iniciarse.

El Tubo de choque es de alta resistente a la abrasión.

Es rápido y simple para conectar a la línea de cordón detonante.

Se ha conseguido tener muchas mejoras con este nuevo accesorio dentro de las cuales son las siguientes:

- Al contar con retardos incorporados permite incrementar las mallas de perforación en tajeos y en frentes, al reducir el número de taladros disminuye el consumo de accesorios, se reduce el costo de perforación y de explosivos, generando la optimización y calidad de las voladuras, desde el punto de vista técnico - económico.
- Minimiza la ocurrencia de “tiros cortados” vs. Sistemas de iniciación convencional.
- Mejora la fragmentación y control de lanzamiento a los OP, ver ilustración N°50, prueba realizada en tajeo 694 mecanizado con equipo cautivo, veta Mariana.



Ilustración N° 43: Fragmentación de Mineral

- Conexiones fáciles y rápidas, ver ilustración N° 51,

- Disminuye el daño causado a las cajas y rocas remanentes, ver ilustración N° 45.



Ilustración N° 44: Conexión del Exel SS

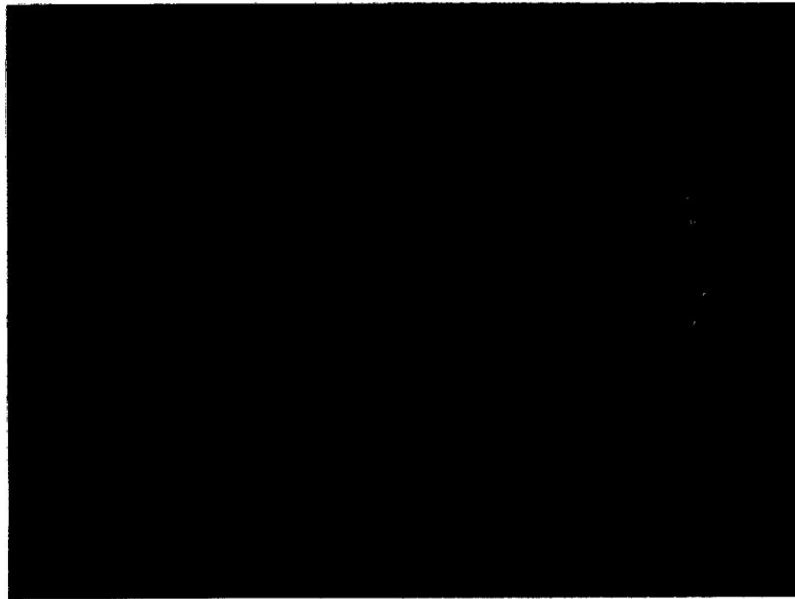


Ilustración N° 45: Cajas intactas después de la voladura

- Disminuye las vibraciones por efecto de la voladura, ver ilustración N°46.
- Menor número de taladros, mayor productividad del trabajador.



Ilustración N°46: Vibraciones y efectos de voladura mínimos

Se debe considerar ciertos criterios como los siguientes:

- Forma correcta de enganchar los conectores con el cordón detonante tratando de que sea 90° y no de ángulos cerrados, ver ilustración N°47.

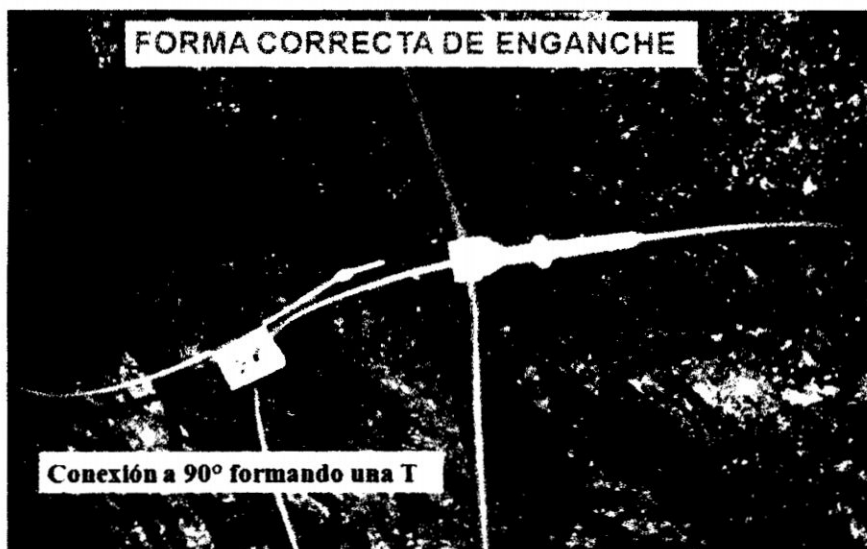


Ilustración N° 47: Forma de enganche correcto

- El anudado debe ser corto ya que demasiado cordón provocaría que la onda pudiese cortar la manguera, ver ilustraciones



Ilustración N° 48: Forma de hacer el nudo con fulminante



Ilustración N° 49: Nudo Indicado para evitar que se corte la onda

- El amarre hacia el conector debe ser como indica la ilustración N° 50.

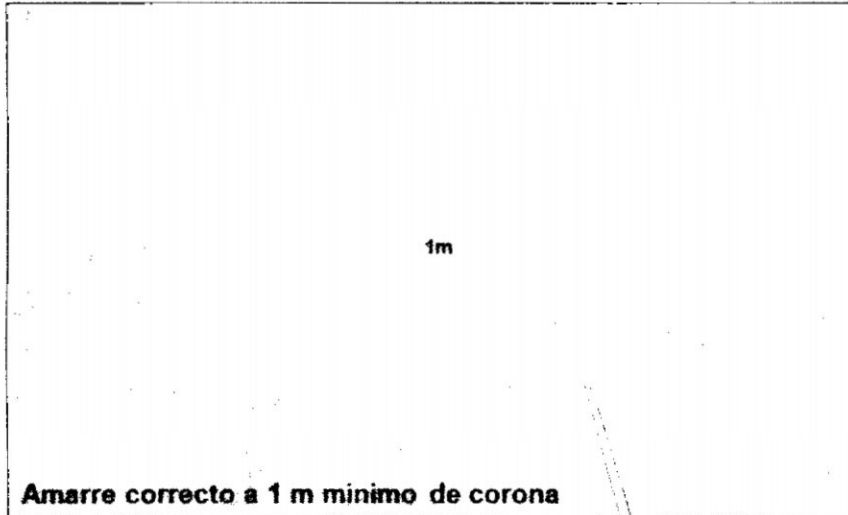


Ilustración N° 50: Amarre de conector en frente

- Permite hacer puentes dirigidos hacia siguientes tanda, ver ilustración N° 51.

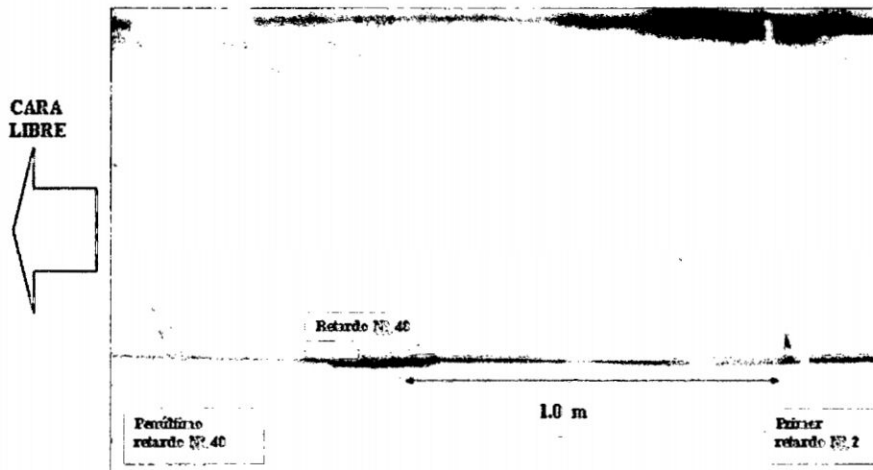


Ilustración N° 51: Amarre correspondiente a dos tandas

4.2.5.3 Limpieza y Acarreo.

Esta etapa es generalmente conocida como la etapa de producción porque es cuando el material se transporta a los ore pass para su destino final, la planta de procesamiento.

La calidad en la limpieza es muy importante ya que en una mala operación se puede levantar material de relleno diluyendo el mineral producido en la voladura, esto puede evitarse de muchas maneras, entre otras se pondrán geomembranas para recuperar el material fino y pesado que se segrega de la voladura ya que son concentraciones de oro, plata y sulfuros de alto peso específico, la otra manera y la que se debe de aplicar por su costo es que una vez concluido el relleno debe de colocarse listones en el piso, de manera que el operador podrá identificar el límite del mineral y el relleno a esto y de vital importancia es que debe emplearse un control topográfico, que indique cuanto se está realmente extrayendo de mineral, de modo que al hacer el comparativo de los volúmenes extraídos y rellenos deben tener concordancia de que se está haciendo un seguimiento y un trabajo de calidad.

Las características del depósito definen la longitud de los tajos y el tamaño de equipo que se deben utilizar, de ser necesario se pueden diseñar ore pass y waste pass interiores para acortar las distancias de desplazamientos de los equipos.

Los equipos escogidos para nuestro método propuesto, se basan principalmente a las siguientes características:

- Ancho de minado mínimo de 1,5 m. con descaje incluido.
- Desplazamiento con lampón cargado a gradientes máximas de 15% y giros máximos con un radio de 3,3 m.
- Soporte de mantenimiento y servicios rápidos, factibilidad de repuestos disponibles de manera que no afecten el proceso.

- Oscilación de lampón en cuanto al ángulo máximo y a la altura máxima de carguío, ya que el mineral acumulado será hasta 2 cortes si las cajas son competentes y estables.
- Determinación del tamaño del equipo y de la producción por hora (m^3/h).
- Estimación de los costos horarios y del costo unitario.
- Ergonomía, seguridad y amigable con el medio ambiente.

De acuerdo a estas últimas características se han escogido los equipos que presentan las siguientes especificaciones como ejemplo muestra anexo numero 06

En esta parte del ciclo el microscopio tiene la variabilidad de desplegarse no solo en el ala que se encuentre en limpieza sino que puede trasladarse a otro tajo que necesite sus servicios, ya que en el resto de las alas una se encontrara con el relleno y la otra en la etapa de descaje, esto hace que se aproveche al máximo y no presente horas muertas. El carguío del mineral se dará por medio de microscopio de 0,75 Yd³ como promedio (para anchos de minado de 0,80 m), ver ilustraciones N°110 y , estos equipos trasladaran el mineral hacia los ore pass donde se ira acumulando hasta su extracción, toda la carga acumulada es controlada mediante buzones metálicos, donde la compuerta es controlada por pistones neumáticos, los volquetes (de 25 TM como promedio) se estacionan en las ventanas de extracción y se procede a su carguío, para luego ser llevado hacia exterior a la planta de tratamiento previo pesaje del mismo.

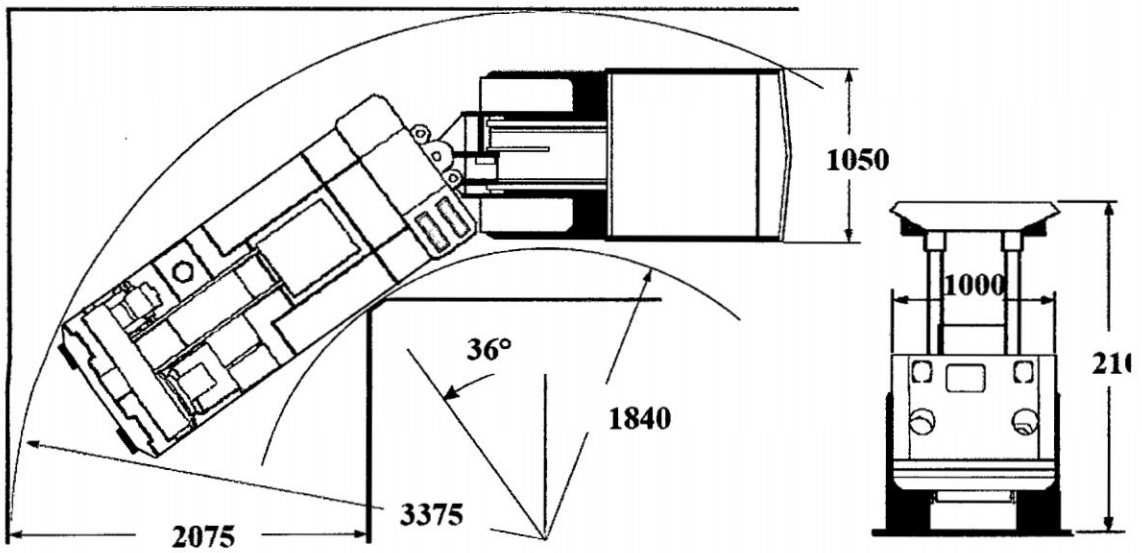
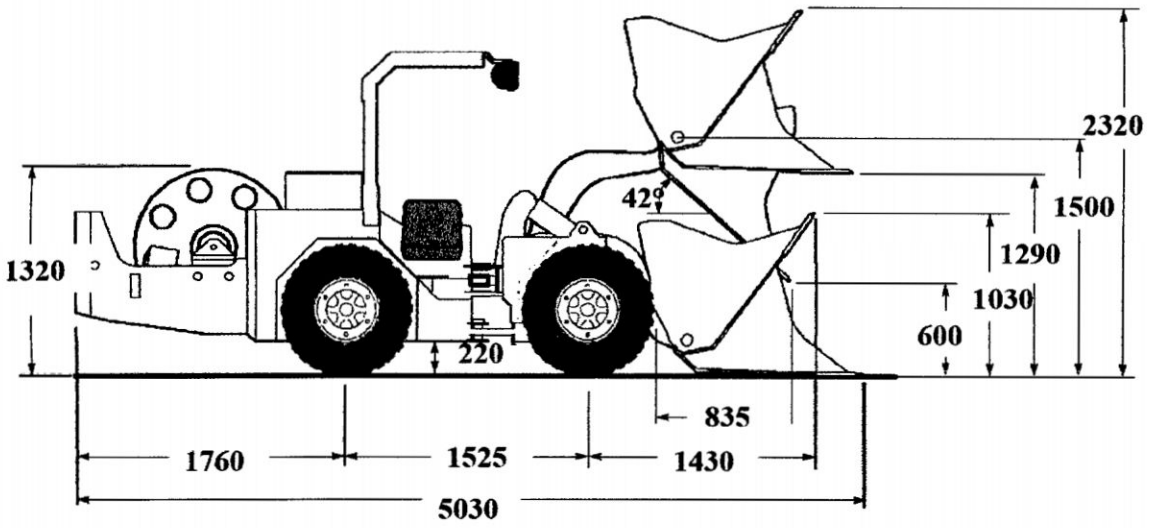


Ilustración N° 52: Dimensiones y características microscop 100E

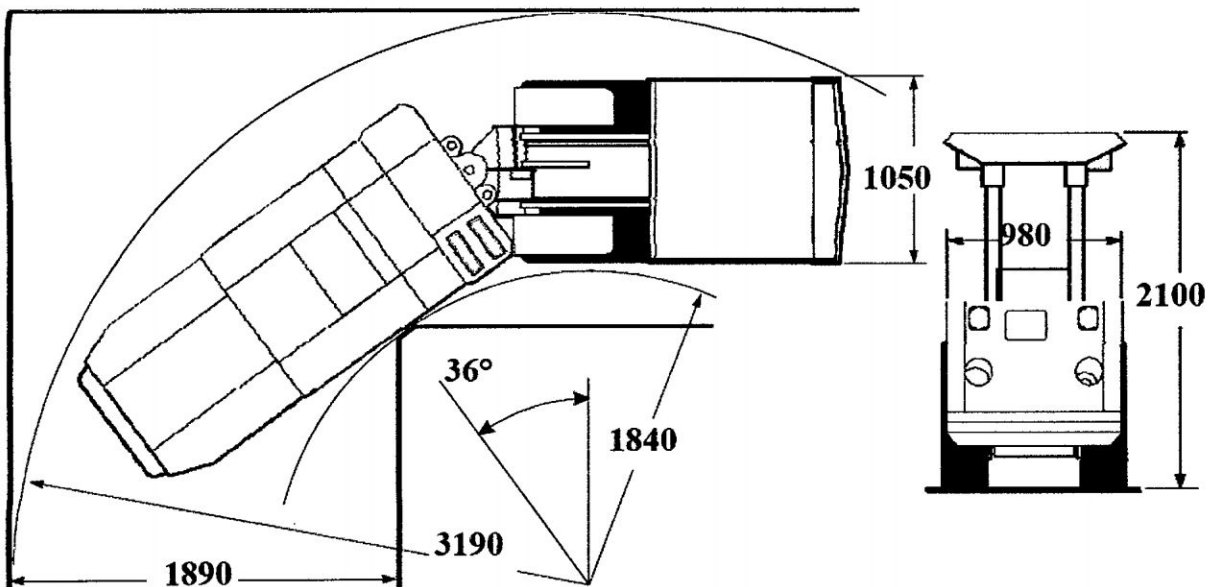
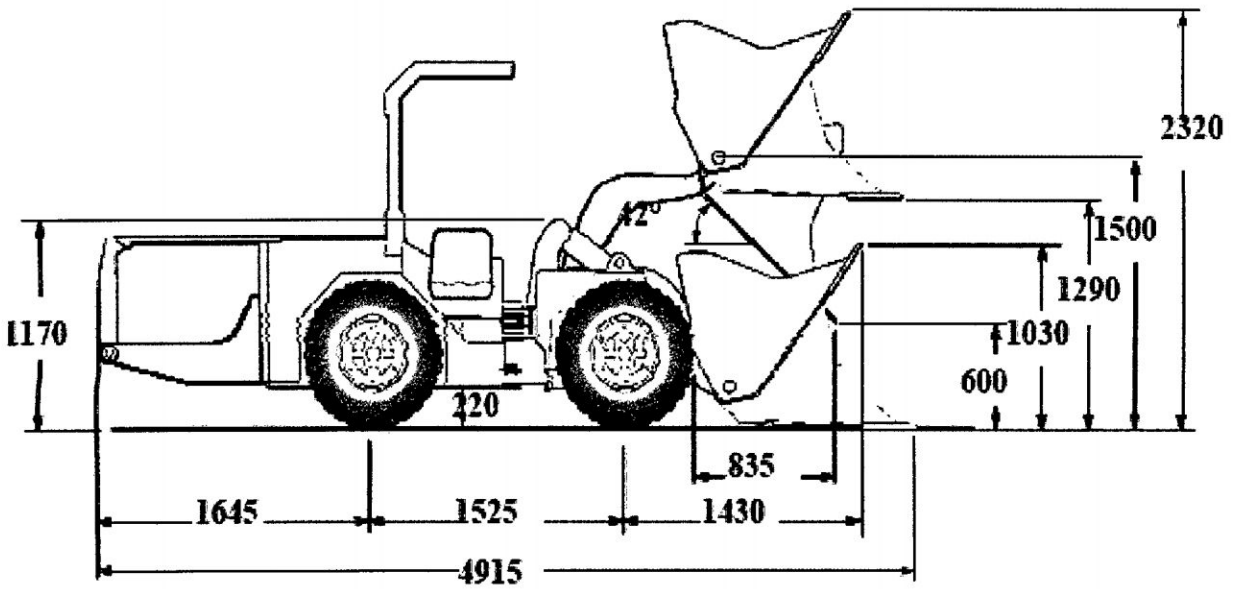


Ilustración N° 53: Dimensiones y características microscopio 100D

4.2.5.4 Relleno.

Se debe utilizar la mezcla del material estéril (desmonte) producido por el descaje y el relleno hidráulico, cuyos objetivos son básicamente la ampliación de sección para el equipo y el aporte de volumen estéril y reducir impactos ambientales.

Una vez concluida la etapa de limpieza y teniendo la altura de los dos cortes rebanados (5,7m), se carga los taladros acumulados en la etapa de sostenimiento (instalación de pernos Split set), y para ello se debe utilizar nuevamente el exel para reducir el impacto de la voladura en la labor y en especial de las cajas, terminada la voladura se procede a un buen desatado de los hastiales de la caja piso, para luego hacer un nivelado del nuevo piso en forma manual (pampeo), donde si es necesario se hace voladuras secundarias si es que al momento de las mediciones no habría suficiente abertura para el traslado normal del equipo y haya una ergonomía de trabajo en la labor, terminada esta etapa de descaje se va a tener un déficit de material de relleno para lo cual se suma el relleno proveniente del desaguado de colas del proceso metalúrgico el cual es aprovechado como material complementario, previo al llenado se debe colocar yute el cual tendrá la función que el agua circule a través de tuberías ya dejadas de acuerdo al ascenso del tajo y no provoque algún tipo de lavado del material grueso del descaje o de rellenos anteriores y provoque algún tipo de colapso en la labor, como ya a sucedido en el inicio de este tipo de relleno en las labores convencionales, este relave clasificado tiene que ser bien controlado a lo largo del ala a

rellenarse ya que tiene que mantenerse una homogeneidad y no cree desniveles a lo largo del nuevo piso final y mantenerse una altura cómoda y adecuado para dar paso a un nuevo ciclo de perforación, de acorde a las maquinas utilizadas en la perforación la altura recomendada es de 2,4 m.

La alimentación de este relleno es traído mediante bombas y tuberías de polietileno de 4" pulgadas en lo que comprende los trayectos de planta metalúrgica, planta de acumulación flowsheet Marión y de esta hacia interior mina, teniendo las siguientes características:

- Densidad : 1188 gr /Lt
- % Sólidos : 25
- Caudal de Pulpa : 128 m³/ Hr
- Contenido de Sólidos : 34 TMS/Hr
- % Finos (pasante a malla 200) : 75 a 80 %
- % Ultra finos (pasante a malla 325) : 40 %

4.2.6 PARÁMETROS CALCULADOS EN LA SIMULACION POR CICLO DE MINADO.

Se ha considerado los parámetros siguientes, ver tabla N°9, para los respectivos cálculos por cada ciclo de minado, que se da a continuación:

PARAMETROS EXPLOTACION MECANIZADA			
Parámetros	Unidades	Cantidad	Observaciones
Sostenimiento	%	50%	% del tajeo que requerirá sostenimiento
Densidad mineral (in situ)	t/m ³	2.41	
Densidad mineral (roto)	t/m ³	1.66	
Longitud del Tajeo	m	400	Tajo completo
Longitud por ala	m	133.3	3 alas
Ancho de Veta	m	0.8	
Ancho Máximo Abierto para equipo	m	1.5	Tajo descajado
Capacidad del Microscoop 100D	yd ³	0.75	
Diámetro de taladro	pulg	1.5	
Longitud de taladro	m	1.8	
Longitud efectiva	m	1.62	90% eficiencia
Burden	m	0.45	
Espaciamiento	m	0.8	2 tal por fila
Guardias por día	gda	2	
Duración de cada guardia	h	10.5	De 12 h programadas
Horas efectivas por guardia	h	7.6	Según "simulación de equipos"(Productividad)
Factor de esponjamiento	%	45%	
Dilución	%	15%	

Tabla N° 5: Parámetros generales para la explotación mecanizada

4.2.6.1 Ciclo de Perforación.

Calculo por ala perforada 133,3 m, para 445 taladros por corte y un tiempo total de 1,3 días por corte, para 1 pareja, (ver tabla N°10).

EXPLOTACIÓN MECANIZADA EN VETAS - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN			
Perforación	Unidades	Cantidad	Observaciones
Equipo de perforación			Stoper/jackleg
Número de máquinas		3	1 en preparación y 2 perforistas en producción
Longitud del tajeo perforada	m	133.3	Tajeo se ha subdividido en tres partes
Burden	m	0.45	
Espaciamiento	m	0,8	
Número de filas por ala	filas	297	Por ala
Número de tal por fila		2	Malla 2-1
Número de taladros por ala		445	
Metros totales perforados	m	732.9	Long. Por taladro 1.65
Velocidad de perforación	m/min	0.305	Dato de catalogo
Tiempo total por tal	min	5.4	Incluye posicionamiento, instalación, etc.
Tiempo por fila	min	7.6	Considerar 70% intercalación de serie 2-1
Horas efectivas por guardia	h	7.6	Según "simulación de equipos"(Productividad)
Tiempo total de Perforación por ala y por corte	guardias	5.3	Incluye posicionamiento, instalación, etc.
Número de filas perforadas por guardia	filas	57	Filas intercaladas de 2 a 1 taladro
Número de taladros perforados por guardia	taladros	85	Considerados del tiempo por taladro
Número de días en perforación con dos parejas	d	1.3	

Tabla N° 6: Parámetros del ciclo de perforación

4.2.6.2 Ciclo Voladura.

El tonelaje por ala es de 705,8 TM incluido el factor de esponjamiento, y el tiempo necesario para el carguío de los taladros por corte es de 0,4 días por ala, (ver tabla N°7).

EXPLOTACIÓN MECANIZADA EN VETAS - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN			
Voladura	Unidades	Cantidad	Observaciones
Volumen disparado por ala (in situ)	m3	202	Con ancho de veta
Volumen disparado por ala (roto) a 0.8 m	m3	292.9	Con ancho de veta + esponjamiento
Toneladas por ala mineral por corte in situ a 0.8	TM	486.8	Mineral
Toneladas por ala mineral por corte esponjado a 0.8	TM	705.8	Mineral
Tiempo de carguío por taladro	min	1.3	(promedio)
Numero tal cargados por hora	tal/h	46	(promedio)
Tiempo de carguío y voladura por ala	h	9.6	445 taladros por ala
Número de guardias en carguío	gda	1.3	Se carga completando la perforación
Número de días en carguío para 2 cortes	d	0.8	Son 2 parejas, se considera el 60%
Tiempo de Ventilación por guardia	h	2	Durante los cambios de guardia

Tabla N° 7: Parámetros del ciclo de voladura

4.2.6.3 Ciclo de Sostenimiento

Se ha considerado de una forma extrema, que el tajo podría necesitar un sostenimiento del 50%, con la instalación de pernos split set , cada 1,5 m, haciendo un total de 89 instalados a lo largo del ala en ambas cajas por corte, en un tiempo de 0.6 días por corte, a esto se considera los taladros acumulados para el descaje el

cual es de 0,35 días por corte y la instalación de puntales de seguridad es de 0,15 días, haciendo un total de 1,1 día por corte y para una sola pareja, (ver tabla N°8).

EXPLOTACIÓN MECANIZADA EN VETAS - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN			
Sostenimiento	Unidades	Cantidad	Observaciones
Tiempo de colocar split set	min	6.1	
Distancia sistemática entre pernos	min	1.5	(promedio)
Total de pernos en ambas cajas por corte	split set	88.9	
Tiempo total de instalación de pernos	h	18.1	Asumiendo 7.6h efectivas por guardia
Tiempo de perforación de taladros para descaje	min	3.1	(promedio)
Numero de taladros en caja piso	taladros	95	distancia de 1.4 m entre taladros
Tiempo total de taladros acumulados por descaje	min	295.	1 corte
Tiempo de instalación de Puntales dos cortes	h	4.5	2 cortes
Tiempo total de sostenimiento para dos cortes	h	32.4	Instalación split set y inst. puntales

Tabla N° 8: Parámetros del ciclo de sostenimiento

4.2.6.4 Ciclo de Limpieza y Acarreo.

La limpieza está destinada a micro scoop de 0,75 yd3, cuya distancia promedio de acarreo por ala es de 80 m, con un total de 638 viajes por corte, para un producción de 705,82, en un periodo de 2,5 días y teniendo un rendimiento de 10,5 TM/h (ver tabla N°9).

EXPLOTACIÓN MECANIZADA EN VETAS - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN			
Limpieza	Unidades	Cantidad	Observaciones
Factor de llenado de cuchara	%	80%	
Capacidad efectiva del scooptram	m ³	0.46	
Capacidad efectiva del scooptram	TM	0.76	
Disponibilidad mecánica	%	80%	
Volumen disparado de mineral (in situ)	m ³	201.98	
Volumen disparado de mineral (roto) a 0.8 por corte	m ³	292.87	Con factor de esponjamiento
Volumen disparado de mineral (roto) a 0.8 por corte	TM	705.82	
Número de viajes requeridos mineral por corte	viajes	638	
Velocidad promedio	km/h	4	Vel. baja debido a ancho de la labor
Distancia de acarreo promedio	m	80	
Tiempo de carguío	min	0.7	
Tiempo de descarga	min	0.4	
Tiempo total por viaje	min	3.5	
Tiempo total de limpieza mineral por corte	h	37.2	
Número días en limpieza mineral por corte	d	2.5	
Número días en limpieza mineral para 2 cortes	d	4.9	
Rendimiento durante limpieza	TM/h	10.5	

Tabla N° 9: Parámetros del ciclo de limpieza

Después de llevarse el descaje, este material roto es nivelado con el fin de homogenizar el nuevo piso para mantener un piso parejo en la en la etapa de relleno hidráulico, o en el caso extremo de trasladar el equipo de

una ala hacia otra, esta etapa es también conocida como pameo, cuya distancia es de 112 m, y en un periodo de tiempo de 4,1 horas, ver en la tabla N°10.

EXPLOTACIÓN MECANIZADA EN VETAS - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN			
Paso de equipo sobre descaje (Pampeo)	Unidades	Cantidad	Observaciones
Distancia sobre descaje	m	100	De basculante a OP Este
Distancia con rampa al 15%	m	12	Camara de Volteo OP Este
Distancia total a pasar sobre descaje	m	112	
Tiempo de avance de equipo	m/min	0.45	
Tiempo total a pasar sobre descaje	min	248.9	Se descaja y nivela cada 2 cortes
Tiempo total a pasar sobre descaje	h	4.1	
Número de guardias paso de equipo	gda	0.5	Asumiendo 7.6h efectivas por guardia
Número de días en nivelación del ala	d	0.3	

Tabla N° 10: Parámetros del ciclo de pameo por ala

4.2.6.5 Ciclo de Relleno.

Cabe resaltar que es la mezcla de dos materiales, tanto el del material producido por el descaje y el de relleno hidráulico proveniente de planta, cuya velocidad es de 24,04 m³/h, para un promedio de 189 m³ de relleno por ala, en un tiempo de 1,4 días incluido el pameo, el ver tabla N°11.

EXPLOTACIÓN MECANIZADA EN VETAS - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN			
Relleno	Unidades	Cantidad	Observaciones
Relleno	m3/h	24.04	Promedio Asumido
Factor de Relleno	%	50%	Relleno detrítico + relleno
Volumen a rellenar	m3	189.4	Incluye factor de relleno y dilución
Tiempo preparación zona a rellenar	h	2	
Tiempo total de relleno por ala	h	9.9	
Tiempo total de relleno por ala	min	592.6	Incluye preparación de zona a
Número de guardias en relleno	gda	1.3	Asumiendo 7.6h efectivas por
Número de días en relleno	d	0.7	Incluye preparación
Número de días en descale	d	0.5	Incluye limpieza y carguío de
Tiempo total de relleno (detrítico + hidráulico) 2	d	1.2	

Tabla N° 11: Parámetros del ciclo de relleno

4.2.6.6 Resumen de tiempos por Ciclo.

El tiempo total de todas las etapas involucradas en el minado por ala y para dos cortes, es de 11,1 días (ver tabla N°12).

CICLOS	h	gda	día
Perforación	40.1	5.3	2.6
Relleno	17.4	2.3	1.2
Voladura	11.6	1.5	0.8
Ventilación	4	0.5	0.3
Limpieza	74.4	9.8	4.9
Nivelación	4.1	0.5	0.3
Sostenimiento	16.2	2.1	1.1
TOTAL	167.9	22.2	11.1

Tabla N° 12: Resumen de tiempos por ciclos de minado para dos cortes

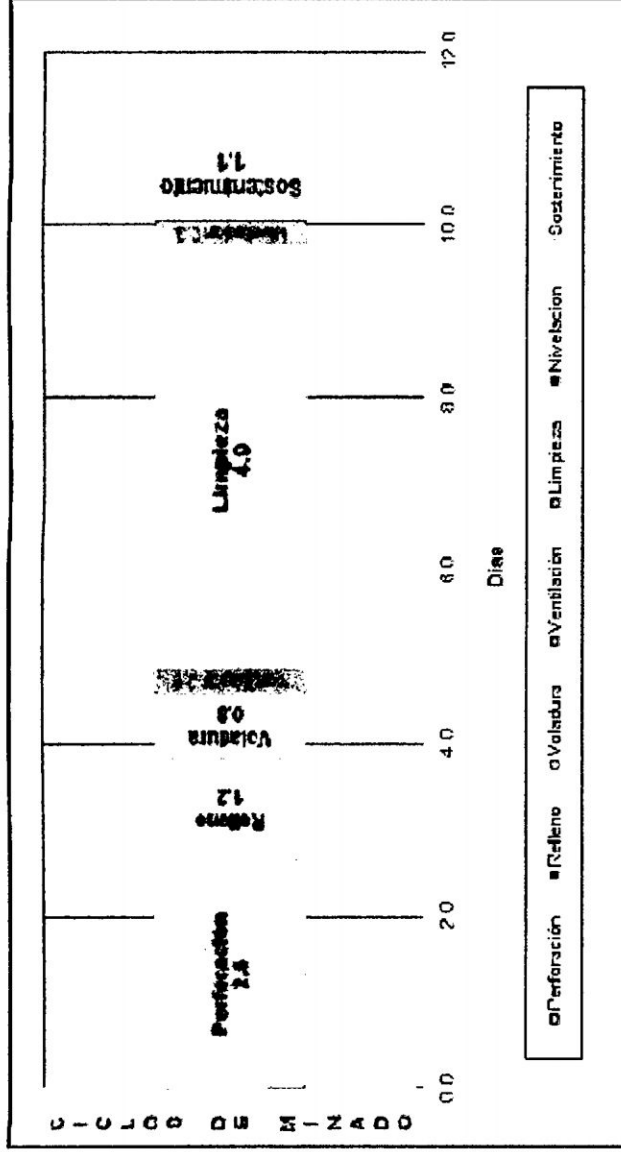


Ilustración N° 54: Etapas por ciclo de minado

4.2.6.7 Resumen de Productividad.

Como resultados finales de las diferentes etapas de valuación del minado, se muestra un resumen en la tabla N°13 y una ilustración grafica por cada ciclo de minado en la ilustración N°57

Resumen de los datos de producción	Unidad: pies	Resumen	Observaciones
Ancho de Veta	m	0.80	Máximo minable
Longitud efectiva	m	1.62	90% de barras de 6 pies
Dilución	%	15%	
Longitud del tajeo	m	400	
Longitud por ala	m	133.3	3 alas
Volumen de mineral roto por ala (1 corte)	m3	292.9	incluido factor de esponjamiento
Volumen de mineral roto por ala (2 cortes)	m3	585.7	incluido factor de esponjamiento
Tonelaje de mineral roto por ala (1 corte)	TM	705.8	incluido factor de esponjamiento
Tonelaje de mineral roto por ala (2 cortes)	TM	1,411.6	incluido factor de esponjamiento
Tonelaje total de mineral del tajeo (1 corte)	TM	2,117.5	incluido factor de esponjamiento
Tonelaje total de mineral del tajeo (2 cortes)	TM	4,234.9	incluido factor de esponjamiento
Numero de filas por ala	filas	297	Por ala en un corte
Numero de taladros por ala	taladros	445	en un corte
Numero de taladros por guardia	taladros	84	
Volumen a rellenar por ala	m3	189.4	Incluye factor de relleno y dilución
Distancia promedio de acarreo	m	80.0	
Número de viajes requeridos mineral por corte	viajes	638	
Número de viajes requeridos mineral para 2 cortes	viajes	1276	
Numero guardias en limpieza mineral por corte	gda	5.0	Asumiendo 7.6h efectivas por guardia
Numero de viajes por guardia	viajes	129.6	
Toneladas por guardia de equipo	TM/gda	98.9	
Rendimiento del equipo	TM/d	197.7	
Rendimiento del equipo	TM/h	13.0	
Toneladas por taladro	TM/tal	1.1	
Numero de dias por todo ciclo (por ala a dos cortes)	d	11.1	
Numero de cortes por mes	cortes	5.4	
Toneladas por mes	TM/mes	2,630.8	
Productividad (2 cortes)	TM/h-gda	4.9	Incluye todo el personal dentro del tajeo
Productividad (2 cortes)	TM/h-gda	7.3	Incluye sólo perforistas

Tabla No 13: Resumen de Productividad

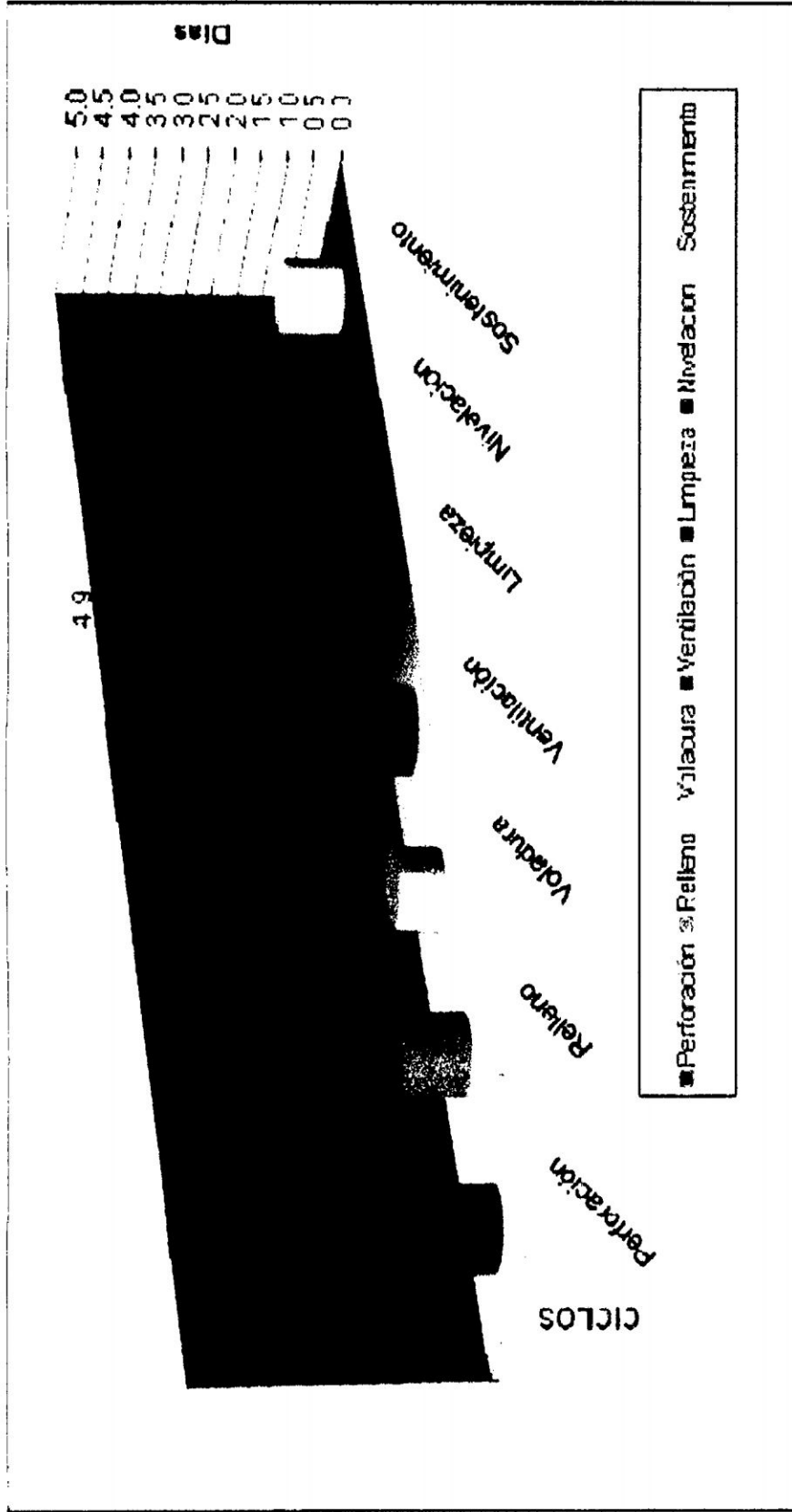


Ilustración N° 55: Tiempos de ciclos de minado

4.3 DEFINICIONES DEL PROCESO.

4.3.1 DEFINICIONES DE OPERACIONES DE MINADO.

4.3.1.1 Reservas.

En cuanto a los estándares internacionales, el termino reservas solo puede utilizarse para recursos medidos e indicados a los que se les aplicaran factores de recuperación y dilución. La mayor parte de la reserva mineral está incluida en la categoría probada 94,5%, adicionalmente tenemos dentro de la categoría de recursos medidos e inferidos un total de 2 099 611 toneladas.

4.3.1.2 Reservas y recursos minerales.

Es todo un proceso, el cual se puede ver en forma resumida en la parte de geología en el capítulo II, explícitamente se puede apreciar en el cuadro resumen de la tabla N°5.

4.3.1.3 Metodología.

Se siguieron los siguientes pasos para calcular las reservas:

- Se cuenta con un modelo de reservas y recursos revisado y verificado, con leyes, toneladas y potencia de blocks, bajo un esquema de cotizaciones y costos de producción para determinar el cut off con variables de dilución y recuperación de mineral en el proceso operativo.
- Se calcula el valor de cada block para determinar la ubicación de las obras de desarrollo y preparación.

- Se evalúa la potencia de la estructura para determinar el sistema más adecuado y la utilización de los equipos.
- Se ha considerado como potencia mínima minable 0,8 metros de ahí que las reservas se han calculado con una potencia mínima de 0,8 metros.
- Se revisa el modelo de reservas y recursos para adecuarlo a los sistemas de explotación.
- Se trasladan los datos del modelo de recurso a una hoja de cálculo Excel para afectarlas por dilución operativa y pérdida de mineral, realizando análisis económicos de blocks que bajo este esquema resulte antieconómico su explotación.
- Se define el cut off para clasificar los recursos y reservas que generen el valor necesario para alcanzar los costos totales de operación.
- La fórmula para calcular el valor del mineral en el modelo es la siguiente:

$$\text{Valor} = ((\text{Aud1} \times \text{PAu}) + (\text{Agd1} \times \text{PAg})) / 31.1035$$

Donde:

Aud1.- Índice Au de dilución (grs/ton)

Agd1.- Índice Ag de dilución (gr/ton)

PAu.- Precio de Au

PAg.- Precio de Ag

Los cálculos de los recursos incluyen todas las reservas indicadas y medidas con un valor igual o mayor a los costos de operación, bajo este esquema se definen los límites de los bloques y luego se

calculan las reservas, no solo se evalúa el valor del mineral sino también el espesor de las vetas y el valor total para obtener un valor general del yacimiento. Se pone atención a las reservas con bajo valor pero estas deberán de cubrir los costos de operación para integrarlas al programa de producción, existen blocks y extensiones de blocks que cubren los costos variables pero que no requieren costo de preparación bajo esta modalidad también se han incluido en el paquete de reservas. Blocks aislados han sido evaluados particularmente para efecto de cuantificar el costo de extracción y definir su integración a programas de producción algunos deberán cancelarse si no cumplen con la premisa de resultar económicos. Se han incorporado parámetros operacionales tales como el largo y la altura optima del block, distancias de transporte de acuerdo a productividades de diseño de equipos, los pilares necesarios si es que se diera para la operación.

4.3.1.4 Cálculo de reserva minable.

Las reservas minerales se resumen en la Tabla N°6, subdividiendo el cálculo en diferentes etapas, la primera muestra el resumen de recursos minerales medidos, indicados con una potencia mínima de 0,80 metros, ver tabla N°5, la segunda parte se refiere al impacto por efecto de la dilución, después una parte de pérdidas por causas de transportación y manejo de mineral y como parte final después de desarrollar la secuencias de minado se aprecian las perdidas por pilares requeridos en la operación, ver tabla N°6.

El programa de producción está basado en los objetivos planteados por la dirección de la empresa, las productividades calculadas para los diferentes tipos de tajos.

4.3.1.5 Dilución.

La dilución se puede definir de muchas maneras pero la manera más sencilla es la relación de toneladas de material de desmonte entre las toneladas de mineral. Desde luego que la geometría de distribución de la mineralización y la calidad del macizo rocoso producirán niveles diferentes de dilución. La dilución en una mina depende en gran medida de la calidad del macizo rocoso, del sistema de explotación empleado, de la continuidad y variabilidad de la mineralización y de la potencia de la veta.

Existen dos tipos de dilución la planeada y la no planeada. La dilución planeada se refiere a la necesidad operativa para solucionar problemas estructurales esta variara de acuerdo a la geometría del cuerpo, a la calidad del macizo rocoso y al sistema de explotación.

La dilución no planeada proviene de material estéril que no puede ser separado debido al proceso minero, se deriva de las posibles siguientes fuentes:

- Derrumbe de hastiales por mala operación minera
- Derrumbe de hastiales por mala calidad de macizo rocoso, daños ocasionados por la exposición al ambiente por tiempo.
- Relleno mezclado con el mineral al momento de efectuar la limpieza del mineral.

En nuestro proyecto es una prioridad el control de la dilución, para lo que se requiere un buen levantamiento topográfico, mapeo geológico oportuno, calidad en el proceso operativo de perforación y limpieza, y procedimientos adecuados para sostener los macizos rocosos. Se utiliza Minesight como técnica para el control en el comparativo de sólidos contra sólidos (Sólido del cuerpo mineral comparado con el sólido formado por la obra minera). Un volumen mayor de la obra minera se refiere a dilución y un volumen mayor del sólido del cuerpo mineralizado se refiere a una deficiente técnica de recuperación del mineral, parámetros que son monitoreados continuamente y evaluados mensualmente.

4.3.1.6 Recuperación.

Durante una operación minera no todos los recursos se recuperan debidos a que se tienen pérdidas de mineral por diferentes motivos, describiremos los más importantes.

Esquemas irregulares en el comportamiento de las vetas que no permiten una completa explotación o que esta se dificulta y demanda mayor atención.

4.3.1.6.1 Perdida de mineral durante el proceso de limpieza.

Generalmente en las paredes de los tajos cuando la inclinación de las vetas es menor a 65 grados se da esta condición, desde luego que una excelente operación debe incluir procedimientos que ayuden a disminuir estas pérdidas.

Se considera una práctica operativa hacer vertical la pared donde se va a recibir el mineral para que los equipo de limpieza operen eficientemente sin perder material por la razón descrita. Lo mismo ocurre cuando se efectúa la etapa de relleno en vetas con ángulos menores a 65 grados en la pared del techo se dificulta rellenar completamente y por lógica quedan espacios vacíos que son rellenos con mineral durante la etapa de la voladura, también como practica operativa se lleva la pared del techo a una tendencia vertical para realizar un relleno eficiente y evitar pérdidas de mineral. Se coloca adicionalmente una membrana arriba del relleno para recibir el mineral de la voladura, esta práctica permite recolectar los finos que se segregan por su mayor peso.

4.3.1.6.2 Perdida de porciones de blocks de mineral por condiciones peligrosas.

Definitivamente en nuestra operación es de las causas importantes donde se pierde mineral a pesar de buscar soluciones adecuadas de sostenimiento.

4.3.1.6.3 Derrame de mineral por varias áreas de la mina.

Exceso de agua durante la transportación del mineral, esta se derrama con valores en suspensión. Acción eólica en los stocks piles Falta de supresores de polvo en el proceso de chancado.

CAPÍTULO V

EVALUACIÓN ECONÓMICA ENTRE LOS MÉTODOS MECANIZADO Y CONVENCIONAL

5.1. CONSIDERACIONES ECONÓMICAS PARA AMBAS PROPUESTAS.

Las tarifas unitarias consideradas para las preparaciones y desarrollos en los avances lineales mecanizados y convencionales, incluyendo el alquiler de los equipos de acarreo de acuerdo a sus capacidades son resaltadas y tomadas en la tabla N°14, en el cual serán consideradas para la evaluación en el método convencional con winche eléctrico y el método mecanizado propuesto. Cabe resaltar que en la parte de las observaciones se tiene que diferenciar si la valorización lineal de acuerdo a las secciones a ejecutarse, serán realizadas las operaciones unitarias del carguío como el transporte con equipos pertenecientes a las empresas especializadas o a la compañía o en tal caso mezclado.

Para nuestra evaluación se está considerando el avance lineal íntegramente por la empresa especializada, salvo en el caso de algunas preparaciones como son los ore pass, donde no se le considera el costo del carguío del transporte ya que es directo hacia las tolvas en algunos casos, o el de repartirse en el tajo como relleno detrítico por equipos pertenecientes a la compañía.

Labores	Sección	Gradiente	Unidad	P.U
By pass	4.3x4.0	1.50%	US\$/m.	594.41
ventada	4.0x4.0	0%	US\$/m.	575.73
Galería	2.4x2.4	1.50%	US\$/m.	315.42
Refugios	1.5x2.21	0%	US\$/m.	192.79
Chimeneas OP	1.5x1.5	75°	US\$/m.	137.52
Chimeneas camino	1.2x1.2	75°	US\$/m.	122.7
Basculante	3.0x3.0	15%	US\$/m.	386.34
Ventana a O.P	3.0x3.0	0%	US\$/m.	386.34
Rampa recto	3.0x3.0	15%	US\$/m.	386.3
Rampa espiral curvo	3.5x3.0	12%	US\$/m.	456.2

Tabla N° 14: Tarifas unitarias de avances lineales

5.2. ANALISIS DE COSTOS UTILIZANDO BASCULANTES.

El cuadro N° 15 representa los principales parámetros considerados para la explotación mecanizada por medio de rampas y basculantes.

PARÁMETROS DE EXPLOTACIÓN MECANIZADO		
Reserva	TM	38,560
Altura de tajo	m	50
Ancho promedio	m	0.8
Longitud promedio	m	400
Peso específico	TM/m ³	2.41
Cotiz. Au	US\$/OZ	1530,87
Cotiz. Ag	US\$/OZ	30.88
Ley Ag	gr/ton	624.6
Ley Au	gr/ton	1.4
Costo unitario de valor mineral	US\$/TMS	327.7
Costo total de mineral	US\$/TMS	12'636,671.2
Producción mensual	TM/mes	2630
Vida del tajeo	Meses	14.7
Costo de producción	US\$/TM	12.65
Rendimiento de scoop	TM/Guardia	98.9
Número de personas	Obreros	9
Numero de cortes por mes	corte/mes	5.4

Tabla N° 15: Parámetros para la explotación Mecanizado

En el cuadro N°16 se puede apreciar los costos totales de explotación utilizando el scoop de 0,75 Yd³ donde el costo de explotación es de US\$/TM 12,65 incluido el costo de alquiler del equipo.

De acuerdo a los parámetros considerados para este método los costos de producción utilizando rampas en espiral y basculantes para la explotación del tajeo 850 veta Julia, con una extracción total de 38 560 TM, se tendrá una vida del proyecto de 14,7 meses (1,2 años), con una producción diaria de 87,6 TM, valorizado en US\$ 12 636 671,2 del total extraído.

EXPLOTACION CORTE Y RELLENO MECANIZADO PERF. VERTICAL + LIMPIEZA SCOOP 0.75 YD3 - CONSUR						
TAJEJO 850 - VETA JULIA - Nv 4530 W						
DESCRIPCION	Unid.	Cant.	Costo Unit.\$	Vida Util	Costo x Mes \$	Costo/TM (US\$/TM)
Mano de Obra						
Perforista + Ayudante	Tareas	324.00	29.04		9,410.43	
Operador Scoop	Tareas	60.00	30.62		1,837.38	
		384.00	-		11,247.81	4.68
Explosivos m3.						
Dinamita Semexsa 65, 7/8"x7"	Kgr.	788.46	2.36		1,862.51	
Dinamita Semexsa 80, 7/8"x7"	Kgr.	121.30	2.60		315.87	
Gelatina 75, 1 1/8"x8"	Kgr.	303.25	2.47		747.83	
Excel	Pza.	2,440.00	1.28		3,131.50	
Cordon detonante	Mts.	1,488.70	0.14		215.36	
Guia Impermeable (chispeo)	Mts.	2.92	0.09		0.26	
Carmex	Pza.	2.40	0.49		1.16	
			-		6,274.48	2.61
Barreno de 6'	P.P.	14,640	75.08	900.00	1,221.22	0.51
Equipo perforación						
Perforadora	P.P.	14,640	7,600.00	90,000	1,236.27	
Aceite perforadora	Gln.	24.40	5.73	600.00	139.92	
Manguera de jebe de 1"	Mts.	0.96	2.68	150.00	2.57	
Manguera de jebe de 1/2"	Mts.	0.96	1.29	150.00	1.24	
			-		1,379.99	0.57
Herramientas y otros						
Piedra esmeril	Afilad.	97.60	29.78	50.00	58.13	
Pico minero	Pza.	0.08	7.15	60.00	0.57	
Lampa minera	Pza.	0.16	8.06	30.00	1.29	
Comba de 16 lbs.	Pza.	0.06	19.75	75.00	1.26	
Arnes de seguridad	Pza.	0.03	104.26	150.00	3.33	
Línea de vida	Pza.	0.03	28.96	150.00	0.93	
Llave stillson 14"	Pza.	0.02	39.35	200.00	0.94	
Mango de Pico	Pza.	0.08	2.56	60.00	0.20	
			-		66.66	0.03
Implementos de Seguridad						
Tareas con ropa agua Tajejo	Tareas	384.00	2.50		959.94	0.40
COSTOS DIRECTOS						8.81
UTILIDAD		10%				0.88
Equipo						
Scoop Diesel 0.75 yd3 Limpieza	Horas	184.70	24.96		4,610.16	2.96

Tabla N° 16: Costos de explotación por medio de rampas y basculantes

5.3. EVALUACIÓN ECONÓMICA UTILIZANDO WINCHES ELÉCTRICOS.

El cuadro N° 21 representa las consideraciones tomadas para la explotación convencional por medio de winches eléctricos.

PARÁMETROS DE EXPLOTACIÓN CON WINCHE ELÉCTRICO		
Reserva	TM	38,560
Altura de tajo	m	50
Ancho promedio	m	0.8
Longitud promedio	m	400
Peso específico	TM/m ³	2.41
Cotiz. Au	US\$/OZ	1530,87
cotiz. Ag	US\$/OZ	30.88
Ley Ag	gr/ton	624.6
Ley Au	gr/ton	1.4
Costo unitario de valor mineral	US\$/TMS	327.7
Costo total de mineral	US\$/TMS	12'636,671.2
Producción mensual	TM/mes	668
Vida del tajeo	Meses	57.7
Costo de producción	US\$/TM	14.47
Rendimiento de winche	TM/Guardia	21
Número de personas	Obreros	8
Número de cortes por mes	corte/mes	1.5

Tabla N° 21: Parámetros para la explotación por Winches

En el cuadro N° 23 se considera los costos totales de explotación utilizando los winches eléctricos (método convencional), donde el costo de explotación es de US\$/TM 14,47 incluido el costo de alquiler del equipo por medio de la contrata.

Cabe destacar que el personal utilizado para este método es de una persona menos que el propuesto ya que el operador del winche es considerado de uno de las dos parejas perforadoras ya que una ala estará en preparación (relleno hidráulico) y la otra en producción, mas no así del mecanizado que necesita del operador la guardia completa.

EXPLORACION POR MEDIO DE WINCHES ELÉCTRICOS						
COSTOS DIRECTOS						
DESCRIPCION	Unid.	Cant.	Costo Unit.\$	Vida Util	Costo x Mes \$	Costo/TM (US\$/TM)
Mano de Obra						
Perforista + Ayudante	Tareas	58.00	29.04		1,684.58	
Winchero + Ayudante (Mineral)	Tareas	58.00	29.04		1,684.58	
Winchero + Ayudante (Detrítico)	Tareas	12.02	29.04		349.23	
Movimiento winche	Tareas	6.01	29.04		174.62	
Limpieza general	Tareas	2.00	29.04		58.09	
		136.04			3,951.10	6.57
Explosivos m3.						
Dinamita Semexsa 65, 7/8"x7"	Kgr.	270.69	2.36		639.41	
Dinamita Semexsa 80, 7/8"x7"	Kgr.	36.09	2.60		93.98	
Gelatina 75, 11/8" x 8"	Kgr.	54.14	2.47		133.50	
Excel	Pza.	635.20	1.28		815.22	
Cordon detonante	Mts.	372.74	0.14		53.92	
Guia Impermeable (chispeo)	Mts.	35.20	0.09		3.09	
Carmex	Pza.	115.49	0.49		56.09	
					1,795.22	2.99
Barreno de 6'	P.P.	3,811	75.08	900.00	317.92	0.53
Equipo perforación						
Perforadora	P.P.	3,811	7,600	90,000	321.83	
Aceite perforadora	Gln.	6.35	5.73	600.00	36.42	
Manguera de jebe de 1"	Mts.	11.55	2.68	150.00	30.93	
Manguera de jebe de 1/2"	Mts.	11.55	1.29	150.00	14.87	
					404.06	0.67
Herramientas y otros						
Piedra esmeril	Afilad.	25.41	29.78	50.00	15.13	
Pico minero	Pza.	0.96	7.15	60.00	6.88	
Lampa minera	Pza.	1.92	8.06	30.00	15.52	
Comba de 16 lbs.	Pza.	0.77	19.75	75.00	15.20	
Arnes de seguridad	Pza.	0.38	104.26	150.00	40.14	
Linea de vida	Pza.	0.38	28.96	150.00	11.15	
Llave stillson 14"	Pza.	0.29	39.35	200.00	11.36	
Mango de Pico	Pza.	0.96	2.56	60.00	2.46	
					117.85	0.20
Implementos de Seguridad						
Tareas con ropa agua Tajeo	Tareas	136.04	2.50		340.07	0.57
COSTOS DIRECTOS						11.52
UTILIDAD 10%						1.15
COSTO TOTAL (US\$/TM)						12.67
ALQUILER DE EQUIPOS						
Winche eléctrico	US\$/TM					1.80
COSTO TOTAL DE EXPLOTACION (US\$/TM)						14.47

Tabla N° 23: Costos de Explotación por medio de Winches Eléctricos

De acuerdo a los parámetros considerados para este método los costos de producción utilizando winches eléctricos (método convencional), para la

explotación del tajeo 850 veta Julia, con una extracción total de 38 560 TM, se tendrá una vida del proyecto de 58 meses (4,8 años), con una producción diaria de 22,27 TM, valorizado en US\$ 12'636,671.2 del total extraído.

En lo que respecta a la inversión de la infraestructura a realizar tanto en labores de desarrollo y preparación es como se detalla en los cuadros N° 28 y 30 con inversiones de US\$ 435 900 en labores de desarrollo y US\$ 71 990 en labores de preparación.

DESARROLLOS					
Tipo Labor	Sección	Gradiente	Longitud	P.U.	total (\$)
By Pass	4.3*4.0	1.5%	400	595.41	238164
Galería	2.4*2.4	1.5%	400	315.42	126168
Cruceros	2.4*2.4	0%	90	315.42	28387.8
Ventanas	4.0*4.0	0%	75	575.73	43180
Inv. Total					

Tabla N° 24: Inversiones en labores de desarrollos

PREPARACIONES					
Tipo Labor	Sección	Gradiente	Longitud	P.U.	total (\$)
Chimeneas O.P.	1.5*1.5	75°	250	137.52	34,380
Chimeneas Camino	2.4*1.2	75°	300	122.70	36,810
Loza	2.4*0.25	0%	365.6	133.9	29363.5
Total					

Tabla N° 25: Inversiones en labores de preparación

En el tabla N° 26 representa los parámetros económicos en lo que respecta a las tasas anuales y mensuales de la evaluación económica con el método convencional.

PARAMETROS EVALUACION ECONOMICA	
Tasa Anual (%):	12%
Tasa Mensual (%):	0.95%
Vida Tajo(meses):	58

Tabla N° 26: Parámetros económicos

De acuerdo a los parámetros considerados en las tablas anteriores el análisis de ingresos y egresos es como se detalla en la tabla N°31 donde los ingresos mensuales corresponden a un monto de US\$ 218 913 y los egresos de US\$ 10,899 sumados de los costos de explotación y los de preparación a lo largo de la vida del tajeo.

Ingresos:	\$/mes
Valor de mineral	218,913
Egresos:	\$/mes
Costo explotación	9,666
Costo preparaciones	1,233
	10,899

Tabla N° 27: Análisis de ingresos y egresos

El diagrama de flujo mensual es como se muestra en la tabla N°32 para un periodo de 58 meses en el que se puede apreciar el monto inicial de inversión correspondiente a los gastos de desarrollos y los gastos e ingresos que se tendría.

Periodo	1	2	3	...	58	59	
Ingresos:		218,913	218,913	218,913	→	218,913	218,913
Egresos:		-10,899	-10,899	-10,899	→	-10,899	-10,899
Inversión:	-435,900						
Flujo:	-435,900	208,014	208,014	208,014	→	208,014	208,014

Tabla N° 28: Diagrama de flujo, periodo de 58 meses

De acuerdo al análisis económico en el tiempo de duración de la explotación por este método se tiene los parámetros finales de este análisis y es como se muestra en la tabla N°29.

VAN 0,95%	950,332.230
TIR	48%
Pay back (Periodo, Meses)	9.6

Tabla N° 29: Análisis final de la evaluación económica con winche eléctrico

5.4. ANÁLISIS COMPARATIVO ENTRE LOS MÉTODOS MECANIZADO Y CONVENCIONAL.

El comparativo que llevara a la viabilidad económica de ambas alternativas con el método convencional versus el mecanizado por basculantes demostrara cual será más rentable. Las consideraciones básicas tomadas para este análisis comparativo es el recurso comprobado, sus leyes y la cotización de metales, con esta información se calcula los finos totales por cada mineral , los cuales son valorizados con las cotizaciones de cada metal ,sumando estas valorizaciones se obtiene una venta bruta (ingresos), dando como resultado la venta neta mensual. A este monto se le descuentan los costos y las diferentes deducciones dando como resultado un flujo de caja, para luego realizar el cálculo del VAN. Los Indicadores económicos entre ambos métodos de explotación mecanizado y convencional, para una tasa de interés anual 12 % ó 0,95 % mensual efectivo, señalan la siguiente comparación, ver tabla N°30.

Análisis comparativo de métodos			
Parámetros	Unidades	Convencional	Mecanizado
Reserva	TM	38,560	38,560
Ley plata	gr/ton	624.6	624.6
cotización Au	US\$/OZ	1530,87	1530,87
Cotización Ag	US\$/OZ	30.88	30.88
Producción	TM/mes	668	2630
Vida de tajeo	meses	58	14.7
Costo de operación	\$/TM	14.47	12.65
VAN	\$	950,332.230	1'402,871.4
TIR	%	48	123.37
Pay Back	meses	9	4

Tabla N° 30: Análisis comparativo de métodos

5.5. RESULTADOS.

De la evaluación económica de ambos métodos los indicadores económicos anteriores muestran que la mejor alternativa económica es la explotación mecanizada de vetas angostas por medio de rampas espirales y basculantes, con un valor actual neto (VAN) de US\$ 1'402,871.4, una tasa interna de retorno (TIR) de 123.37 % y un período de recuperación de 4 meses, por lo que se recomienda la mecanización mediante basculantes.

CONCLUSIONES

1. Si bien es cierto que los costos de inversión para los desarrollos en el método por basculantes es alto, esto se ve recompensado con el aumento de la producción de 668 TM/mes que produce el tajo Julia por el método convencional a 2630 TM/Mes, por el método mecanizado por basculantes y sumado el periodo de recuperación de 58 meses a 15 meses.
2. En cuanto al reemplazo de la perforación vertical por la breasting lo hace más versátil ya que los tajeos verticales, se acumula el mineral roto hasta completar todo el "flanco" y en los tajeos en breasting, se limpia para rellenar y proseguir el ciclo de minado.
3. Se debe tener en cuenta que el método planteado debe ser utilizado para vetas con buzamientos hasta 63° como mínimo ya que al momento de hacerse las voladuras de producción y en especial de los descajes para el desplazamiento de los equipos puedan incrementar la dilución.
4. En el relleno del tajo debe considerarse 30% detrítico y 70% hidráulico.
5. Con el método planteado se demuestra la reducción del personal así como el reemplazo de equipos convencionales por otros de mayor rendimiento y alta productividad.

RECOMENDACIONES

1. Dada la alta productividad y producción por el método de rampas en espiral y basculantes en sustitución del método convencional por winches sería conveniente que el método mecanizado entre en operación.
2. La perforación debe ser vertical (realce) ya que este nos permite acumular taladros en una ala completa, los taladros en breasting deben realizarse solamente en zonas inestables.
3. Los ore pass deben mantener una distancia equilibrada del tajo y sus inclinaciones de estos no estén muy echados ya que pueden campanearse o tener posibles problemas de colapso, a esto debe sumarse una roca encajonante competente.
4. En la etapa de relleno debe mantenerse un piso homogéneo de manera que la altura de perforación debe ser constante y como promedio debe ser de 2,4 m. y un ancho permisible para el equipo de 1,5 m.
5. Después de haberse realizado las voladuras en tramos largos no debe ser extraída la carga de mineral ya que esto pueda traer repercusiones en el ciclo de minado en especial al no tener un piso verdadero para realizar los taladros de acumulación para el descaje y de producción en un posible segundo corte y lo principal no realizarse un sostenimiento adecuado y oportuno.

BIBLIOGRAFÍA

1. Bateman, Alan 1981, Yacimientos de minerales de Rendimiento Económico, España.
2. Borizov S, 1978, Labores Mineras, Moscú.
3. Bustillo, M / López, C. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. España 1997.
4. Llanque Maquera Oscar E. y otros (1,999) "Explotación Subterránea Métodos y casos prácticos" Editorial: Perú Offset Editores, Primera Edición, Puno - Perú.
5. Costos de Operaciones Mineras (ARCATA 2008).
6. Cornejo Sanz Alberto Fabián: "Explotación de Vetas Angostas (Despreciado), Mina Ishihuinca Caraveli; (Minsur S:A.)".(1997)
7. Franz Ladislaus – Palma Manuel y otros (1,989) "Análisis del Estado
8. Información Web del LME
9. Informe Geológico Dpto. Geología Unidad Operativa Arcata Agosto-2008
10. Intercede. Curso Nacional de Perforación y Voladura de Rocas en mejora continua. Perú 2005.
11. López Jimeno, Carlos 1997, Manual de Carga, Arranque y Transporte en explotaciones mineras, Madrid – España.
12. Novitzky Alejandro (1,975) "Métodos De Explotación Subterránea Y Planificación De Minas" Editorial: Buenos Aires – Argentina, Primera Edición, Buenos Aires – Argentina.
13. Romero Belon Juan Luís: "Eficiencia y Optimización en la Operación de Arrastre Eléctrico en el Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente en la Mina". (1993).

ANEXOS

EVALUACIÓN ECONÓMICO DEL MÉTODO DE BASCULANTES Y RAMPA ESPIRAL

1. VALOR DE LA PRODUCCIÓN.

Producción diaria = 87.6 TM

Producción mensual = 87.6, TM x 30 días = 2,628 TM

Producción anual = 2,628 TM x 12 = 31,536 TM

Considerando solamente las reservas de la Veta Julia y haciendo la valorización correspondiente resulta un valor de 327.964 \$/TM de mineral de cabeza.

Producción anual = 31,536 TM x 327.964 \$/TM = \$ 10'342,672

2. VIDA DE TAJO.

Las reservas de mineral de la Veta Julia, cubicadas al 31 de diciembre del 2011 entre probado y probable, ascienden a 38,560 TM. El ritmo actual de producción de 31,536 TM/año, la vida de la mina resulta:

$$\text{Vida Tajo} = \frac{38,560.000}{31,536} = 1.2 \text{ años}$$

3. DEPRECIACIÓN.

En el cálculo de la Depreciación se ha empleado el método de depreciación lineal, que es como un estándar de comparación para los demás métodos.

El valor de los activos que posee la Mina Arcata en el sector mina es de US \$ 2'538,243; y se considera un valor de salvamento del 30 % y siendo la vida de la tajo de 1 año, la depreciación anual resulta:

Valor activos = \$ 2'538,243

Valor de salvamento (30%) = \$ 761,472.9

Depreciación = Valor activos – Valor Salvamento

Vida mina

Depreciación = \$ 2'538,243 – 761,472.9 = \$ 1'776,770.1

1 año

4. COSTO DE OPERACIÓN Y PRODUCCIÓN.

Los costos de operación y producción actuales están dados por los rubros siguientes:

	US \$/TM
Exploraciones y desarrollos	9.0
Explotación	12.64
Costos Directos Mina	12.62
Beneficio	23.50
Costos directos Planta	21.60
Gastos administrativos	12.10
Gastos de ventas	17.24
Gastos financieros	<u>11.30</u>
Total US \$/TM =	120.00

5. INVERSIONES.

El monto de inversiones a realizarse tanto en la construcción de labores subterráneas y equipamiento resulta en US \$ 10'488,000.

DESARROLLOS					
Tipo Labor	Sección	Gradiente	Longitud	P.U.	total (\$)
By Pass	4.3*4.0	1.5%	400	595.41	238164
Galería	2.4*2.4	1.5%	400	315.42	126168
Cruceros	2.4*2.4	0%	90	315.42	28387.8
Ventanas	4.0*4.0	0%	75	575.73	43180
Inv. Total					

PREPARACIONES					
Tipo Labor	Sección	Gradiente	Longitud	P.U.	total (\$)
Chimeneas O.P.	1.5*1.5	75°	250	137.52	34,380
Chimeneas Camino	2.4*1.2	75°	300	122.70	36,810
Loza	2.4*0.25	0%	365.6	133.9	29363.5
Total					

Total = US \$ 674,429

Capital Trabajo = 120 \$/TM x 2,628 TM x 1 ano = \$ 315,360

El total de inversiones resulta = 640,429 + 315,360 = \$ 955,789

6. FINANCIAMIENTO.

El capital requerido para el proyecto de explotación, será financiado por el Banco, con garantía de activos que posee la empresa a un interés de los 15% anuales y pagaderos en cuotas fijas y durante 1 años cuya amortización se muestra en el cuadro siguiente:

CUADRO DE AMORTIZACIÓN PRÉSTAMO				
AÑO	CAPITAL US\$	INTERÉS US\$	AMORTIZACIÓN US\$	TOTAL US\$
1	955,789.000	143,368.35	955,789.000	1'099,157.3
TOTAL		143,368.35	955,789.000	1'099,157.3

7. ESTADOS FINANCIEROS.

A fin de poder realizar la evaluación económica del proyecto de explotación con el método de subniveles con aplicación de taladros largos, se ha elaborado los estados de ganancias y pérdidas como también el flujo de fondos. Ver cuadro 31

**CUADRO N° 31
ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS**

Año	0	1	TOTAL \$
<i>Producción de mineral anual (TMS)</i>		31,536	31,536
<i>Valor de la producción \$</i>		10'342,672	10'342,672
<i>Costo de Producción \$</i>		3'784,320	3'784,320
UTILIDAD BRUTA		6'558,352	6'558,352
<i>Depreciación de activos</i>		1'776,770.1	1'776,770.1
<i>Reinversión (10%)</i>		655,835.2	655,835.2
<i>Utilidad antes de impuestos:</i>		4'125,746.7	4'125,746.7
<i>Impuestos (30%)</i>		1'237,724	1'237,724
UTILIDAD NETA		2'888,022.7	2'888,022.7
<i>Pago de dividendos (40%)</i>		1'155,209	1'155,209
UTILIDAD RETENIDA		1'732,813.7	1'732,813.7
		FLUJO DE FONDOS	
FUENTES:			
<i>Utilidad neta</i>		1'732,813.7	1'732,813.7
<i>Depreciación</i>		1'776,770.1	1'776,770.1
<i>Reinversión</i>		655,835.2	655,835.2
<i>Total fuentes:</i>		4'165,419	4'165,419
USOS:			
<i>Pago deuda</i>		955,789.000	955,789.000
<i>Intereses (15% anual)</i>		143,368.35	143,368.35
<i>Capital de trabajo</i>			315,360
<i>Inversión</i>	-955,789.000		
<i>Total usos</i>	-955,789.000	1'099,157.3	143,368.3
FLUJO NETO	-955,789.000	3'066,261.7	2'110,472.7

8. VALOR ACTUAL (VAN).

Para hallar el valor actual del proyecto, se ha tomado los flujos netos del cuadro y considerando una tasa de actualización del 30 %, el cálculo del VAN es como sigue:

VALOR ACTUAL NETO (VAN)			
AÑO	FLUJO NETO US\$	FACTOR ACTUALIZACIÓN $1/(1+i)$	FLUJO ACTUALIZADO US \$
0	-955,789.000	100.000	-955,789.000
1	3'066,261.7	0.76923	2'358,660.4
			1'402,871.4

Como el VAN > 1 se ejecuta el proyecto.

9. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).

Para el cálculo de la Tasa Interna de Retorno (TIR) se empleó la fórmula de series, cuyo desarrollo es el siguiente:

$$TIR = \frac{-955,789}{(1+R)^0} + \frac{3'066,261.7}{(1+R)^1}$$

Dando valores a R y hasta que la expresión sea igual a cero, se obtiene una tasa interna de retorno de TIR = 123.37 %, por lo que el proyecto es de alta rentabilidad.

10. PERIODO DE RETORNO.

Año	Flujo	Flujo Acumulado
1	3'066,261.7	3'066,261.7

$$\text{Flujo mensual año 1} = \frac{3'066,261.7}{12} = 257,521.8$$

$$\text{Meses necesarios: } \frac{955,789.000}{257,521.8} = 3.7 = 4$$

El tiempo necesario para recuperar el capital es solo 4 meses.

11. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD.

Para determinar la rentabilidad se ha hecho el análisis de sensibilidad bajo dos alternativas, la primera a la baja de los precios de los metales y la segunda al incremento del costo de producción.

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD A LOS PRECIOS.

La explotación mediante Basculantes y Rampas Espiraless es rentable hasta una baja de 180.38 \$/TM del valor del mineral de cabeza, que representa una disminución del valor en un 40.50 % y dado la coyuntura actual de la economía mundial, la disminución en el precio de los metales puede darse en los próximos cinco años. Ver cuadro n° 32

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD A LOS COSTOS.

Los costos de producción tienden cada vez a incrementarse y para el caso nuestro el proyecto de explotación de subniveles con taladros largos es rentable hasta una subida en los costos de producción en 219.6 \$/TM que representa un aumento del 83 %, conforme se detalla en el cuadro n^o 33

12. RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA - FINANCIERA.

El monto a invertirse en el Proyecto de Aplicación del Método con Basculantes y rampa Espiral en la Veta Julia mucho menor a las utilidades a generarse como producto de la venta de concentrados que la explotación de mineral generará dentro del tiempo que la construcción demorará.

La rentabilidad de la inversión es del 123.37% y el tiempo de recuperación del capital es solamente de 4 meses, indicadores económicos que justifican la explotación mediante el método de Basculantes y rampa Espiral en la Veta Julia permitirá explotar las reservas de mineral cubicadas en esta veta.

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD A LOS PRECIOS
CUADRO N° 32

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS

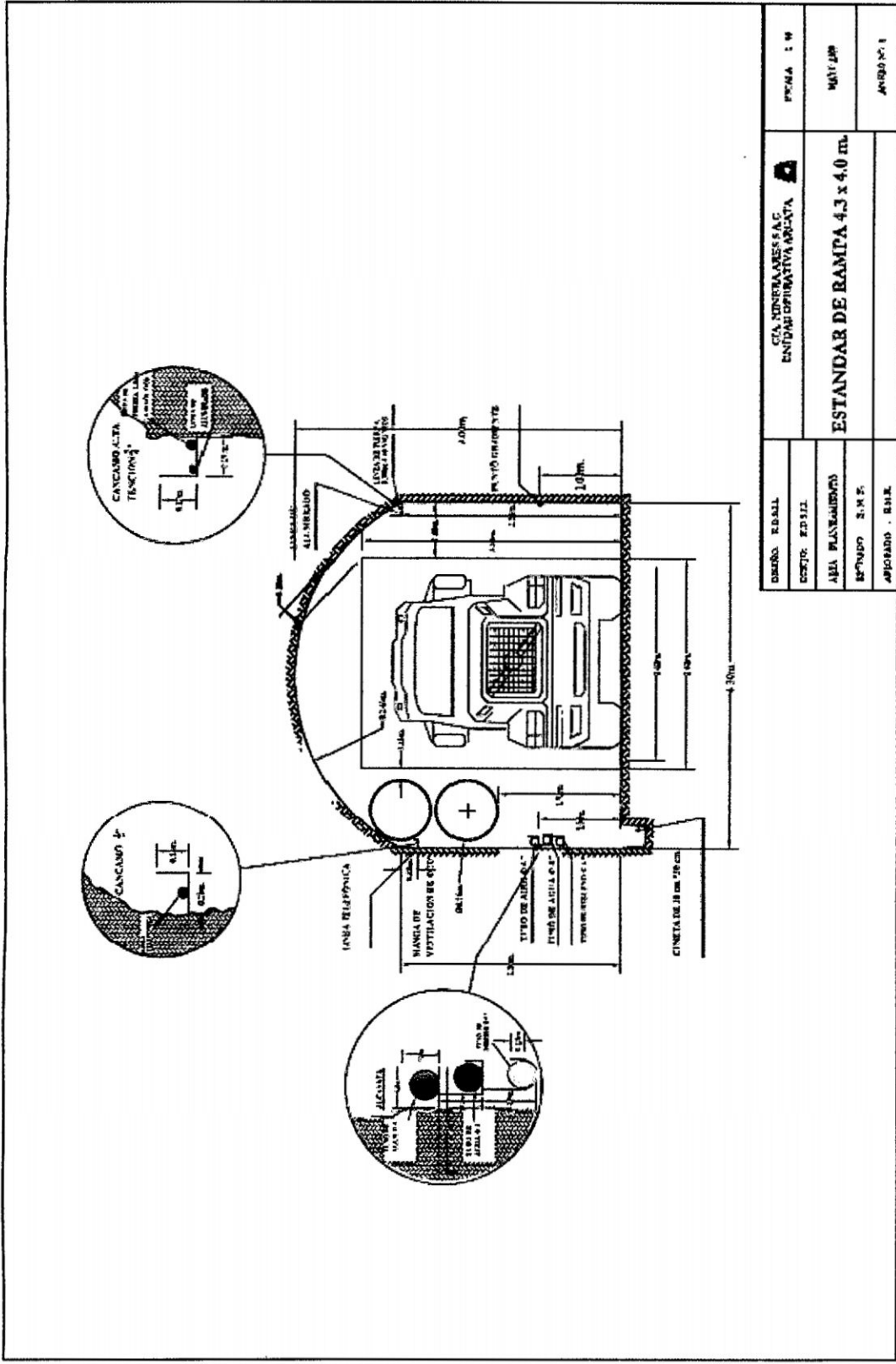
Año	0	1	TOTAL \$
<i>Producción de mineral anual (TMS)</i>		31,536	31,536
<i>Valor de la producción \$</i>	180.38	6'153,890	6'153,890
<i>Costo de Producción \$</i>		3'784,320	3'784,320
UTILIDAD BRUTA		9'938,210	9'938,210
<i>Depreciación de activos</i>		1'776,770.1	1'776,770.1
<i>Reinversión (10%)</i>		993,821	993,821
<i>Utilidad antes de impuestos:</i>		7'167,618.9	7'167,618.9
<i>Impuestos (30%)</i>		2'150,285.6	2'150,285.6
UTILIDAD NETA		5'017,333.3	5'017,333.3
<i>Pago de dividendos (40%)</i>		2'006,933.3	2'006,933.3
UTILIDAD RETENIDA		3'010,400	3'010,400
		FLUJO DE FONDOS	
FUENTES:			
<i>Utilidad neta</i>		3'010,400	3'010,400
<i>Depreciación</i>		1'776,770.1	1'776,770.1
<i>Reinversión</i>		993,821	993,821
<i>Total fuentes:</i>		5'780,991.1	5'780,991.1
USOS:			
<i>Pago deuda</i>		955,789.000	955,789.000
<i>Intereses (15% anual)</i>		143,368.35	143,368.35
<i>Capital de trabajo</i>			315,360
<i>Inversión</i>	-955,789.000		
<i>Total usos</i>	-955,789.000	1'099,157.3	143,368.3
FLUJO NETO	-955,789.000	4'681,833.8	3'726,044.8

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD A LOS COSTOS

CUADRO N° 33

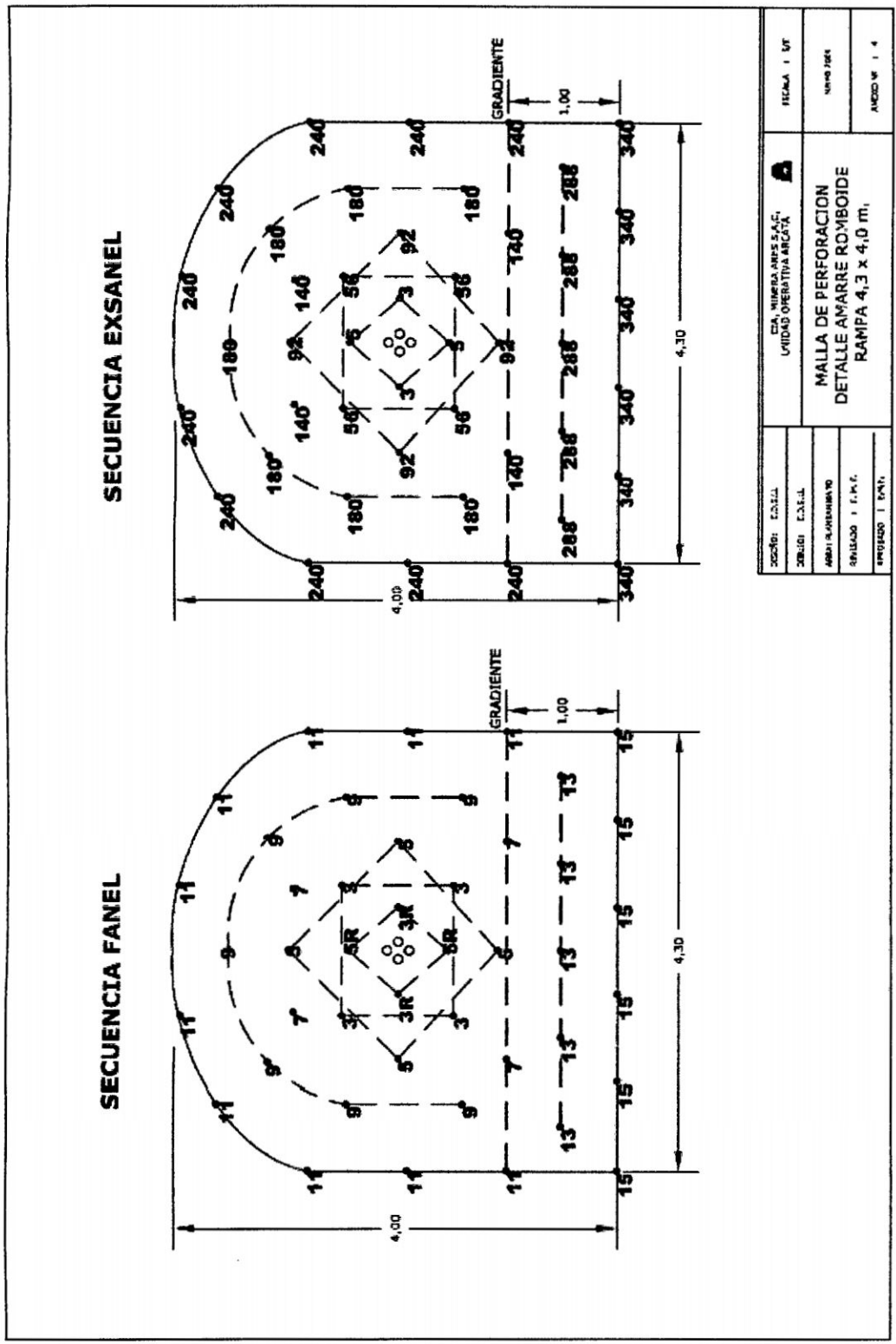
ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS

Año	0	1	TOTAL \$
<i>Producción de mineral anual (TMS)</i>		31,536	31,536
<i>Valor de la producción \$</i>	327.96	10'342,672	10'342,672
<i>Costo de Producción \$</i>	219.6	6'925,305.6	6'925,305.6
UTILIDAD BRUTA		3'317,367	3'317,367
<i>Depreciación de activos</i>		1'776,770.1	1'776,770.1
<i>Reinversión (10%)</i>		331,736.7	331,736.7
<i>Utilidad antes de impuestos:</i>		1'208,860.2	1'208,860.2
<i>Impuestos (30%)</i>		362,658.06	362,658.06
UTILIDAD NETA		846,202.2	846,202.2
<i>Pago de dividendos (40%)</i>		338,480.9	338,480.9
UTILIDAD RETENIDA		507,721.13	507,721.13
		FLUJO DE FONDOS	
FUENTES:			
<i>Utilidad neta</i>		507,721.13	507,721.13
<i>Depreciación</i>		1'776,770.1	1'776,770.1
<i>Reinversión</i>		331,736.7	331,736.7
<i>Total fuentes:</i>		2'616,227.9	2'616,227.9
USOS:			
<i>Pago deuda</i>		955,789.000	955,789.000
<i>Intereses (15% anual)</i>		143,368.35	143,368.35
<i>Capital de trabajo</i>			315,360
<i>Inversión</i>	-955,789.000		
<i>Total usos</i>	-955,789.000	1'099,157.3	143,368.3
FLUJO NETO	-955,789.000	1'517,070.6	561,281.6



DISEÑO: E.BALL	CIA. INVERSIÓNES S.A.C	PIEZA: 1 W
CONF: E.D.S.L.	UNIDAD OPERATIVA AREATA	
AREA PLANEAMIENTO	ESTANDAR DE RAMPA 4.3 x 4.0 m.	MAY 2008
ESCALADO: S.M.F.		
APROBADO: B.H.R.		ANEXO N° 1

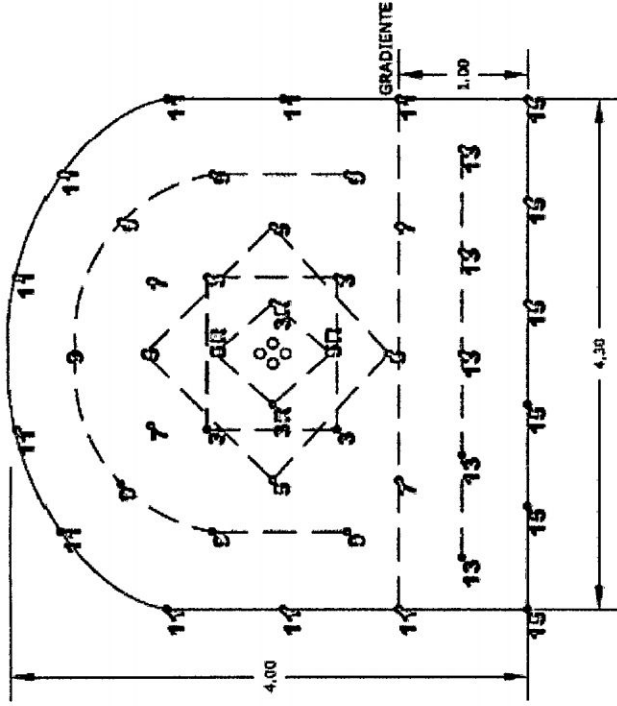
ANEXO 01: ESTANDAR DE LA RAMPA 4.3 X 4.0



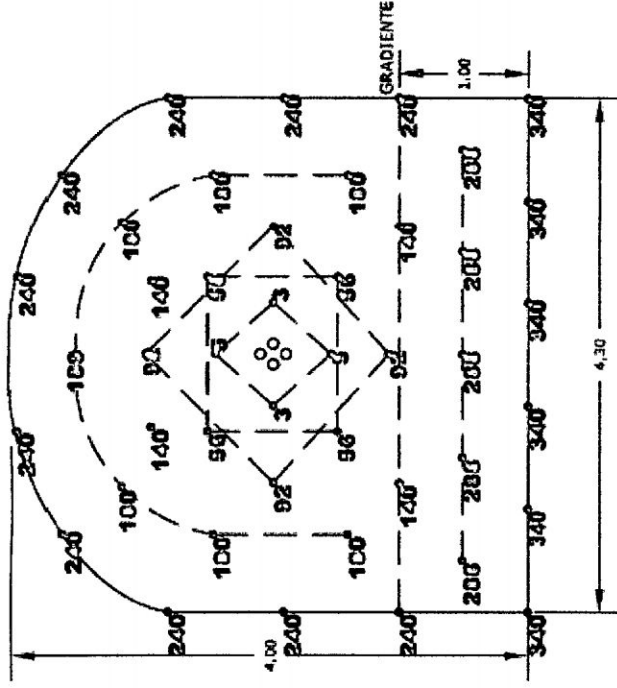
SOCIO: COLLA	CA. NUMERA. ANPS S.A.C.	ESCALA: 1/50
DESGO: EXSANEL	UNIDAD OPERATIVA: ARCATÁ	
PROY. SUPERVISADO	MALLA DE PERFORACION	NUMERO DE
REVISADO: F.P.C.	DETALLE AMARRE ROMBOIDE	
PROYECTO: I.P.A.T.	RANPA 4,3 x 4,0 m.	ANEXO N°: 4

ANEXO 03: DETALLE DE AMARRE HEXAGONAL EN MALLA DE PERFORACIÓN 4.3 X4.0

SECUENCIA FANEL

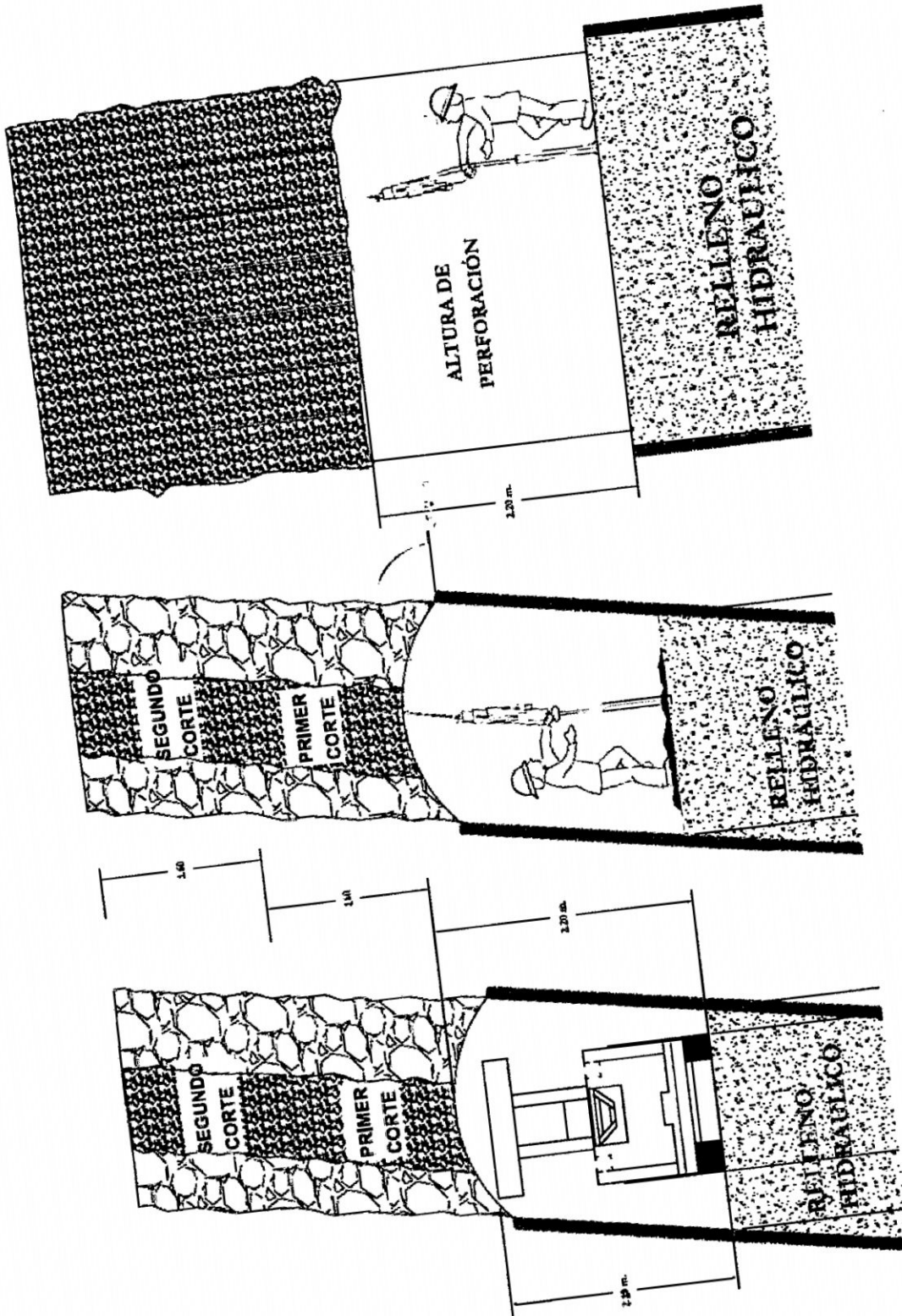


SECUENCIA EXSANEL

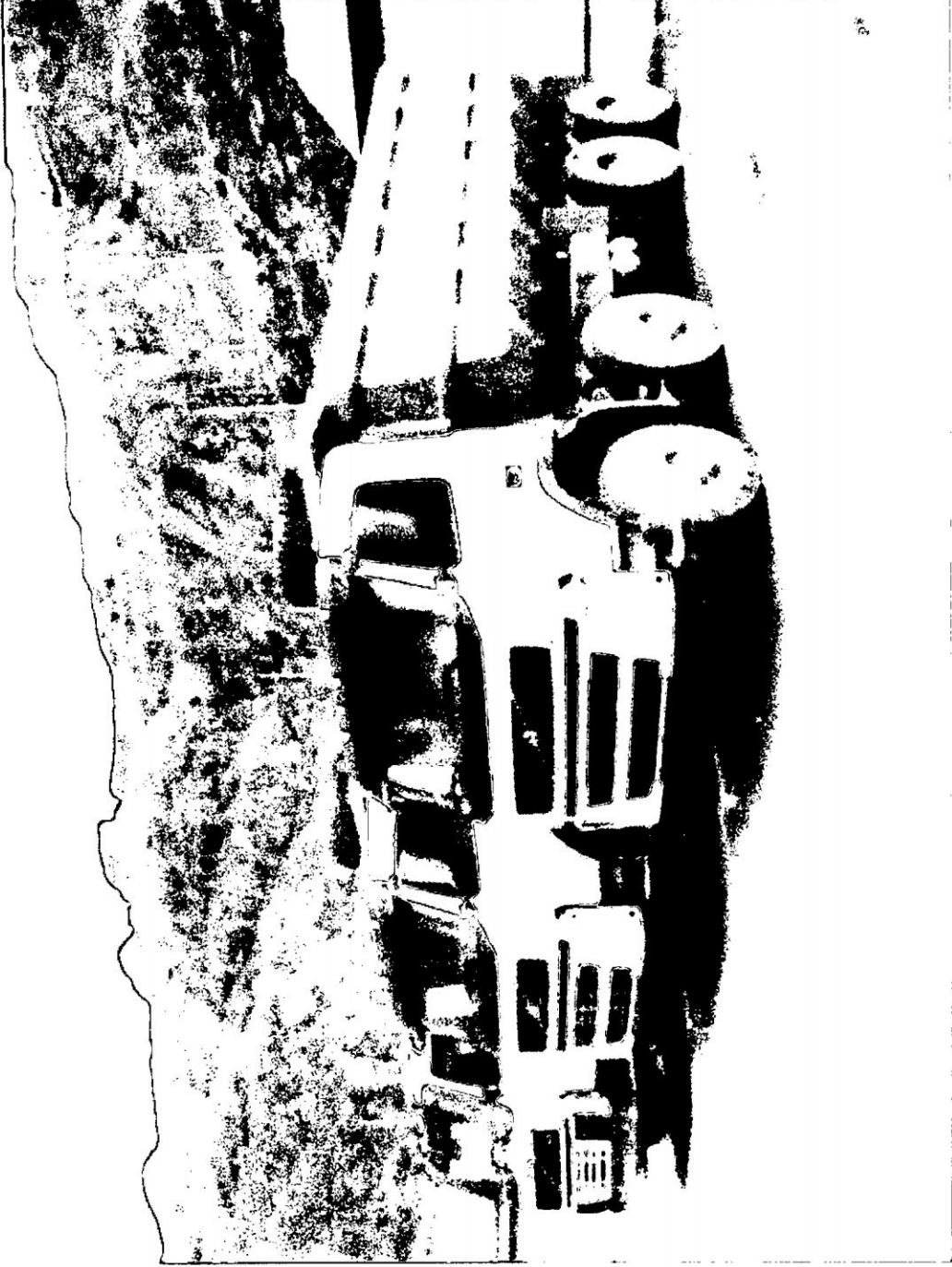


DISEÑO: ESTAL	CAJ. MALLA MESA S.A.C.	SEÑALA: I 87
DIBUJO: ESTAL	UNIDAD: CEBRAT/ARREFA	
AREA: FUNDIESTE	MALLA DE PERFORACION DETALLE AMARRE ROMBOIDE RAMPA 4,3 x 4,0 m.	
REVISADO: F.M.F.		
APROBADO: F.M.C.		ANEXO 04 : 4

ANEXO 04: DETALLE DE AMARRE ROMBOIDE EN MALLA DE PERFORACIÓN 4.3 X4.0



ANEXO N° 05. Estándar de perforación para tajos en vertical



ANEXO N° 06: Extracción de mineral por volquetes (VOLVO FM12)