

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS  
DE APURÍMAC**

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**PLAN DE MINADO EN LA EXPLOTACIÓN DE LA UNIDAD MINERA  
DE INMACULADA – HOCHSCHILD MINING – AYACUCHO 2017**

**TESIS**

**PRESENTADO POR:**

**BACH.: GIANCARLO CALDERÓN AMÉSQUITA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

**ABANCAY – 2018**



# UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

## FACULTAD DE INGENIERÍAS

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



### TESIS

## PLAN DE MINADO EN LA EXPLOTACIÓN DE LA UNIDAD MINERA DE INMACULADA – HOCHSCHILD MINING – AYACUCHO 2017


Presentado por **GIANCARLO CALDERÓN AMÉSQUITA**, para optar el Título de: **INGENIERO  
DE MINAS**

Sustentado y aprobado el (09 de octubre a las 10 am) ante el jurado:

**Presidente:**

  
Ing. José A. Cárdenas catalán

**Primer Miembro:**

  
Ing. Darío Dante Sánchez Castillo

**Segundo Miembro:**

  
Ing. Edgar C. Huacac Farfán

**Asesor:**

  
Ing. Giovanni Frisancho triveño

## **DEDICATORIA**

A mis Padres, a mí amada Esposa y a mis adorables Hijos por enseñarme el valor de las cosas y cultivar en mí el deseo de superación.

## AGRADECIMIENTO

A mi alma Mater, Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac por el aporte académico de mi formación profesional a lo cual retribuyo con el presente estudio.

Mi agradecimiento muy especial a mí asesor Ing. Giovanni Frisancho Triveño, quien ha compartido conmigo su amplio conocimiento, por el aliciente y apoyo incondicional en todo momento, gracias al cual me fue posible desarrollar la presente tesis.

A mis Docentes universitarios por su motivación al estudio, por su paciencia en las aulas, por compartir sus conocimientos y experiencias, mi agradecimiento especial a un ejemplo de profesional y persona el Ing. Gustavo Ramiro Vallenas Casaverde que en paz descansa.

## ÍNDICE

1	CAPÍTULO I EL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN .....	4
1.1	PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN .....	4
1.1.1	Descripción del Problema.....	4
1.1.2	Formulación del Problema.....	5
1.2	JUSTIFICACIÓN.....	5
1.3	OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN .....	6
1.3.1	Objetivo general.....	6
1.3.2	Objetivos específicos .....	6
1.4	HIPÓTESIS DE INVESTIGACIÓN.....	6
1.4.1	Hipótesis General.....	6
1.4.2	Hipótesis Específicas .....	7
1.5	VARIABLES.....	7
2	CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO .....	9
2.1	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN .....	9
2.1.1	Antecedentes del proyecto .....	9
2.1.2	Antecedentes generales.....	9
2.2	GENERALIDADES.....	11
2.2.1	UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.....	11
2.2.2	CONCESIONES MINERAS.....	13
2.2.3	GEOGRAFÍA (CLIMA, FISIOGRAFÍA E HIDROGRAFÍA) .....	14
2.3	GEOLOGÍA .....	16
2.3.1	GEOLOGÍA REGIONAL .....	16
2.3.2	GEOLOGÍA LOCAL .....	18
2.3.3	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL .....	21
2.3.4	HIDROLOGÍA .....	22
2.3.5	GEOTECNIA.....	24
2.3.6	GEOMECÁNICA.....	25
2.3.7	PELIGRO SÍSMICO .....	37
2.4	MINERALIZACIÓN. ....	42
2.4.1	Recursos y reservas.....	44
3	CAPITULO III DISEÑO METODOLÓGICO .....	66
3.1	RESERVAS DE LA MINA .....	66
3.1.1	Estimación de Reservas .....	66
3.2	VIDA DE LA MINA.....	71

3.3	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	71
3.3.1	Perforación de Taladros Largos (bench & fill).....	74
3.3.2	Voladura de Taladros Largos.....	75
3.3.3	Acarreo de Mineral.....	76
3.3.4	Tajeo por Subniveles.....	78
3.3.5	Definición de Rampas y Accesos Principales.....	79
3.3.6	Definición de Tajeo.....	82
3.4	MÉTODO DE SOSTENIMIENTO.....	84
3.4.1	Diseño del Sostenimiento para las Labores.....	84
3.4.2	Diseño de Sostenimiento para los Subniveles de Perforación.....	87
3.5	VENTILACIÓN DEL PROYECTO.....	88
3.5.1	Demanda de Aire del Proyecto.....	88
3.5.2	Sistema de Ventilación.....	94
3.5.3	Dirección de los Caudales del Sistema de Ventilación Principal.....	98
3.5.4	Sistema de Ventilación Auxiliar para Desarrollo.....	100
3.5.5	Diseño Conceptual del Sistema de Ventilación para cada Rampa de Acceso a la Veta.....	101
3.5.6	Calculo del Requerimiento de Aire por Frente para Desarrollos de Rampas con Sección Abovedada 5 m x 4.5 m.....	102
3.6	DISEÑO GEOMECÁNICO DE LABORES MINERAS.....	105
3.6.1	Criterios de Diseño.....	105
3.6.2	Procedimiento para el Diseño.....	107
3.6.3	Tiempo de Autosostenimiento.....	110
3.6.4	Análisis Esfuerzo – Deformación.....	112
3.6.5	Dimensionamiento del Sostenimiento Mediante el Método Empírico, Sistema Q (Barton 1993).....	115
3.5.1.	Análisis Esfuerzo - Deformación Aplicando Sostenimiento.....	118
3.6.6	Análisis de Estabilidad Estructuralmente Controlada.....	119
3.6.7	Análisis de Cuñas.....	123
3.6.8	Sistemas de Sostenimiento Definitivos.....	126
3.6.9	Consideraciones a Tener en Cuenta en la Aplicación del Sostenimiento.....	129
3.7	SERVICIOS GENERALES.....	131
3.7.1	Sostenimiento de Labores de Acceso y Producción.....	131
3.7.2	Sedimentadores.....	132
3.8	COSTOS DE OPERACIÓN Y CAPITAL.....	137
3.8.1	Costos de Operación.....	137
3.8.2	Costos de Capital.....	138

3.8.3	Fuerza Laboral .....	139
3.9	DISEÑO DE LOS BOTADEROS.....	140
3.9.1	Deposito de desmonte.....	140
3.9.2	Deposito de desmonte 2.....	154
3.10	SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL .....	156
3.10.1	MEDIDAS DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL .....	156
4	CAPITULO IV RESULTADOS.....	163
4.1	EVALUACIÓN ECONÓMICA FINANCIERA.....	163
4.1.1	Valor Actual Neto (VAN).....	165
4.1.2	Tasa Interés de Retorno (TIR) .....	165
4.2	DESCRIPCIÓN DE LA EXPERIMENTACIÓN .....	166
4.3	MÉTODOS, TÉCNICA E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS .....	166
4.3.1	Recopilación de Información.....	166
4.3.2	Obtención de Información de campo.....	166
4.3.3	Trabajo de Gabinete.....	166
4.3.4	Interpretación de los Resultados .....	166
4.3.5	Análisis y Propuestas de Mejoras .....	166
4.4	PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	166
4.5	COMPARATIVO.....	167
4.5.1	Reconciliación .....	167
5	CAPITULO V CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	168
5.1	Conclusiones.....	168
5.2	Recomendaciones.....	169
6	REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA .....	170
7	GLOSARIO DE TERMINOS.....	171
	ANEXO 1 .....	172

## ÍNDICE DE TABLAS

TABLA N° 1 TABLA DE EXPLORACIÓN HISTÓRICA EN LA PROPIEDAD DE INMACULADA 1990-2005 .....	3
TABLA N° 2 VARIABLES E INDICADORES .....	8
TABLA N° 3 TABLA DE ACCESO A LA ZONA A LA U.M. INMACULADA .....	12
TABLA N° 4 TABLA DE LAS CONCESIONES MINERAS DE LA U.M. INMACULADA .....	13
TABLA N° 5 DATOS HISTÓRICOS .....	15
TABLA N° 6 TABLA DE PROPIEDADES HIDRÁULICAS DE LOS MATERIALES .....	24
TABLA N° 7 TABLA DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN NO CONFINADA POR VARIOS MÉTODOS .....	26
TABLA N° 8 RMR PROMEDIO EN LOS TALADROS GEO-MECÁNICOS .....	28
TABLA N° 9 PROGRAMA DE LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS .....	30
TABLA N° 10 RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS DE LA ROCA INTACTA .....	30
TABLA N° 11 PARÁMETROS DE RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA .....	31
TABLA N° 12 RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE PROPIEDADES MECÁNICAS DE LA ROCA INTACTA .....	32
TABLA N° 13 MUESTRAS POR DOMINIO DESPUÉS DE COMPOSITO .....	34
TABLA N° 14 DOMINIOS ESTRUCTURALES – VETA ÁNGELA. ....	37
TABLA N° 15 TABLA DE ESTIMACIÓN DE LOS RECURSOS PARA LA VETA ÁNGELA .....	45
TABLA N° 16 NIVELES LÍMITE EMPLEADOS EN LOS ENSAYOS EN ORO Y PLATA PARA CADA DOMINIO .....	56
TABLA N° 17 RECURSOS MINERALES ESTIMADOS PARA LA VETA ÁNGELA, A UN VALOR DE CORTE DE 48.30 US\$/T, AL 30 DE SEPTIEMBRE DE 2011. ....	63
TABLA N° 18 RECURSOS MINERALES ESTIMADOS PARA EL RAMAL ANGELA, A UN VALOR DE 48.30 US\$/T, AL 30 DE SEPTIEMBRE DE 2011. ....	64
TABLA N° 19 RECURSOS MINERALES ESTIMADOS PARA EL RAMAL ÁNGELA R1, A UN VALOR DE CORTE DE 48.30 US\$/T, AL 30 DE SEPTIEMBRE DE 2011. ....	64
TABLA N° 20 RECURSOS MINERALES ESTIMADOS PARA EL RAMAL ÁNGELA R2, A UN VALOR DE CORTE DE 48.30 US\$/T, AL 30 DE SEPTIEMBRE DE 2011. ....	64
TABLA N° 21 RECURSOS MINERALES ESTIMADOS PARA EL RAMAL ÁNGELA R3, A UN VALOR DE CORTE DE 48.30 US\$/T, AL 30 DE SEPTIEMBRE DE 2011. ....	65
TABLA N° 22 RECURSOS MINERALES ESTIMADOS PARA EL RAMAL ÁNGELA R4, A UN VALOR DE CORTE DE 48.30 US\$/T, AL 30 DE SEPTIEMBRE DE 2011. ....	65
TABLA N° 23 TABLA DE RESERVAS TOTALES PROYECTO INMACULADA .....	67
TABLA N° 24 PARÁMETROS GEOMÉTRICOS Y DE DILUCIÓN .....	69
TABLA N° 25 PARÁMETROS ECONÓMICOS Y METALÚRGICOS .....	70
TABLA N° 26 TABLA DE RESERVAS TOTALES PROYECTO INMACULADA .....	70
TABLA N° 27 TABLA DE MOVIMIENTO DE MINERAL Y VIDA DE LA MINA .....	71
TABLA N° 28 TABLA DE EQUIPOS PRINCIPALES PARA DESARROLLOS Y OPERACIÓN MINA .....	74



TABLA N° 29 TABLA DE CANTIDAD Y RENDIMIENTOS ESPERADOS DE LOS EQUIPOS REQUERIDOS EN PROYECTO. ....	77
TABLA N° 30 CÓDIGOS CONSIDERADOS PARA CARACTERIZAR A LA CAJA TECHO, LA CAJA PISO Y LA VETA ÁNGELA .....	86
TABLA N° 31 SOSTENIMIENTO PARA LAS LABORES TEMPORALES .....	86
TABLA N° 32 SOSTENIMIENTO PARA LAS LABORES PERMANENTES .....	87
TABLA N° 33 REQUERIMIENTO DE AIRE .....	90
TABLA N° 34 DISTRIBUCIÓN DE PERSONAL.....	90
TABLA N° 35 CANTIDAD DE EQUIPOS DIÉSEL POR ZONAS.....	91
TABLA N° 36 CUADRO DE CÁLCULOS DE REQUERIMIENTO DE AIRE Y EQUIPOS DIÉSEL .....	93
TABLA N° 37 RELACIÓN DE VENTILADORES PRINCIPALES INSTALADOS EN INMACULADA .....	94
TABLA N° 38 EQUIPOS DIÉSEL EMPLEADOS EN LOS DESARROLLOS CONSTRUCTIVOS .....	102
TABLA N° 39 CUADRO RESUMEN DEL CÁLCULO DE REQUERIMIENTO DE AIRE EN LOS FRENTES DE DESARROLLO .....	104
TABLA N° 40 PROPIEDADES DE RESISTENCIA Y ELASTICIDAD DEL MACIZO ROCOSO .....	106
TABLA N° 41 ESTABILIDAD PARA UN ANCHO DE 5 X 4.5 M .....	110
TABLA N° 42 ESTABILIDAD PARA UN ANCHO DE 3.5 X 3.5 M.....	110
TABLA N° 43 TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO PARA DIFERENTES SSCIONES TÍPICAS SEGÚN LA CALIDAD DE LA ROCA (ROCK MASS RATING).....	111
TABLA N° 44 TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO PARA DIFERENTES SSCIONES TÍPICAS SEGÚN LA CALIDAD DE LA ROCA (ROCK MASS RATING).....	112
TABLA N° 45 CARACTERÍSTICAS DEL SOPORTE Y REFUERZO RECOMENDADO POR EL SISTEMA Q PARA LABORES TEMPORALES. ....	117
TABLA N° 46 CARACTERÍSTICAS DEL SOPORTE Y REFUERZO RECOMENDADO POR EL SISTEMA Q PARA LABORES PERMANENTES .....	117
TABLA N° 47 ORIENTACIÓN DE LAS EXCAVACIONES PRINCIPALES Y SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES.....	123
TABLA N° 48 CARACTERÍSTICAS DEL SOPORTE Y REFUERZO RECOMENDADO PARA LABORES TEMPORALES PARA ABERTURAS DE 4 A 5 M .....	126
TABLA N° 49 CARACTERÍSTICAS DEL SOPORTE Y REFUERZO RECOMENDADO PARA LABORES PERMANENTES. PARA ABERTURAS DE 4 A 5 M .....	127
TABLA N° 50 CARACTERÍSTICAS DEL SOPORTE Y REFUERZO RECOMENDADO PARA LABORES TEMPORALES PARA ABERTURAS DE 3 A 4 M .....	128
TABLA N° 51 CARACTERÍSTICAS DEL SOPORTE Y REFUERZO RECOMENDADO PARA LABORES PERMANENTES PARA ABERTURAS DE 3 A 4 M. ....	129
TABLA N° 52 RESULTADOS DEL ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO .....	134
TABLA N° 53 CARACTERÍSTICAS DEL SISTEMA DE POZAS DE SEDIMENTACIÓN.....	136
TABLA N° 54 TABLA - OPEX.....	137
TABLA N° 55 TABLA - CAPEX.....	139
TABLA N° 56 TABLA - OPEX.....	140

TABLA N° 57 UBICACIÓN DE LÍNEA SÍSMICA LS – 03 EN EL EMPLAZAMIENTO DEL DEPÓSITO DE DESMONTE.....	143
TABLA N° 58 RESUMEN DEL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD – CONDICIÓN ESTÁTICA.....	147
TABLA N° 59 RESUMEN DEL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD – CONDICIÓN PSESUDOESTÁTICA ....	149
TABLA N° 60 CARACTERIZACIÓN DE LOS MATERIALES A ALMACENAR EN EL DEPÓSITO DE DESMONTE.....	152
TABLA N° 61 COMPOSICIÓN MINERALÓGICA MUESTRAS DE DESMONTE DE MINA .....	154
TABLA N° 62 DATOS ESTADÍSTICOS CLAVE DE LA MINA.....	163
TABLA N° 63 INGRESOS ESTIMADOS POR MINERAL DE ORO.....	164
TABLA N° 64 INGRESOS ESTIMADOS POR MINERAL DE PLATA .....	164
TABLA N° 65 FLUJO DE INGRESOS Y EGRESOS.....	164
TABLA N° 66 FLUJO EFECTIVO NETO.....	165

## ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 1 UBICACIÓN Y VÍAS DE COMUNICACIÓN DE LA U.M. INMACULADA. ....	13
FIGURA N° 2 GEOLOGÍA REGIONAL DEL PERÚ SIMPLIFICADA .....	17
FIGURA N° 3 VETA ÁNGELA CON LA BASE DE DATOS (SONDAJES). ....	33
FIGURA N° 4 VISTA 3D DE CAJA TECHO, CAJA PISO Y VETA ÁNGELA .....	33
FIGURA N° 5 DOMINIOS ESTRUCTURALES PRESENTES EN LA CAJA TECHO. ....	35
FIGURA N° 6 DOMINIOS ESTRUCTURALES PRESENTES EN LA VETA ÁNGELA.....	35
FIGURA N° 7 DOMINIOS ESTRUCTURALES PRESENTES EN LA CAJA PISO.....	36
FIGURA N° 8 VISTA EN PLANTA DE LOS OCHO DOMINIOS UTILIZADOS PARA LA ESTIMACIÓN DE RECURSOS CON CORTES TRANSVERSALES.....	46
FIGURA N° 9 CONTRIBUCIÓN RELATIVA DE CADA DOMINIO AL CONTENIDO TOTAL DE METAL EN LOS ENSAYOS DE PERFORACIONES.....	47
FIGURA N° 10 SECCIÓN TRANSVERSAL VERTICAL CON DIRECCIÓN DE CARA AL NORESTE.....	50
FIGURA N° 11 SECCIÓN TRANSVERSAL VERTICAL CON DIRECCIÓN AL NORESTE.....	50
FIGURA N° 12 SECCIÓN TRANSVERSAL VERTICAL DE CARA AL NORESTE .....	51
FIGURA N° 13 DIAGRAMA DE CAJA DE LA DISTRIBUCIÓN DE LOS ENSAYOS DE ORO EN LOS OCHO DOMINIOS GEOLÓGICOS.....	53
FIGURA N° 14 DIAGRAMA DE CAJA DE LA DISTRIBUCIÓN DE ENSAYOS DE PLATA EN LOS OCHO DOMINIOS GEOLÓGICOS.....	54
FIGURA N° 15 DIAGRAMA DE CAJA DE LA DISTRIBUCIÓN DEL RATIO AG:AU EN LOS OCHO DOMINIOS GEOLÓGICOS.....	55
FIGURA N° 16 PLOTEOS DE PROBABILIDAD ACUMULATIVA DE LOS ENSAYOS EN ORO Y PLATA EN LA VETA ÁNGELA, EMPLEADOS PARA SELECCIONAR LOS NIVELES LÍMITE....	56
FIGURA N° 17 VERIFICACIÓN DE ESTIMADOS DE PROPORCIONES EN VOLUMEN.....	58
FIGURA N° 18 VERIFICACIÓN DE LOS ESTIMADOS DE LEY DE PLATA EQUIVALENTE.....	59
FIGURA N° 19 SECCIÓN LONGITUDINAL MOSTRANDO EL PRIMER PASO DEL PROCEDIMIENTO DE CLASIFICACIÓN PARA LA VETA ÁNGELA. ....	61
FIGURA N° 20 MUESTRA UNA SECCIÓN LONGITUDINAL DE LA CLASIFICACIÓN FINAL DE LA VETA ÁNGELA.....	62
FIGURA N° 21 FIGURA DE MÉTODO DE TALADROS LARGOS Y RELLENOS.....	73
FIGURA N° 22 FIGURA DEL ESQUEMA DE EXPLOTACIÓN POR TAJEO POR SUBNIVELES (TRANSVERSAL).....	79
FIGURA N° 23 FIGURA DE DISTRIBUCIÓN DE LABORES CORTE Y RELLENO.....	80
FIGURA N° 24 FIGURA DE DISTRIBUCIÓN BY-PASSES POR SUBNIVELES.....	81
FIGURA N° 25 FIGURA DE LOS ACCESOS PRINCIPALES, NIVELES Y RAMPAS CON VISTA GENERAL DE VETA ÁNGELA.....	82
FIGURA N° 26 FIGURA DE LOS ACCESOS PRINCIPALES, NIVELES Y RAMPAS CON VISTA GENERAL DE VETA ÁNGELA.....	83
FIGURA N° 27 GRÁFICA DE GRIMSTAD Y BARTON (1993) .....	85

FIGURA N° 28 DISPOSICIÓN DEL SOSTENIMIENTO: NIVELES DE PERFORACIÓN Y CABLE BOLTING. ....	88
FIGURA N° 29 IMAGEN EXTRAÍDA DEL SOFTWARE DE VENTILACIÓN “VENTSIM®” .....	97
FIGURA N° 30 LEYENDA DE COLORES DEL SOFTWARE DE VENTILACIÓN “VENTSIM®” .....	98
FIGURA N° 31 SECCIÓN TRANSVERSAL ABOVEDADA DE 5 M X 4.5 M. ....	101
FIGURA N° 32 INSTALACIÓN DE VENTILACIÓN REQUERIDA PARA EL AVANCE DE LA PRIMERA ETAPA DE CADA RAMPA .....	105
FIGURA N° 33 ROCOSO EVALUACIÓN DE LA ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES .....	109
FIGURA N° 34 RELACIÓN DEL TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO (STAND – UP TIME), ANCHO DE LA EXCAVACIÓN (SPAN) E ÍNDICE RMR (ROCK MASS RATING). ....	111
FIGURA N° 35 FACTOR DE RESISTENCIA EN EXCAVACIONES DE 5 X 4.5 M EN ROCA TIPO III (RMR30-40) SOFTWARE ROCSCIENCE .....	113
FIGURA N° 36 FACTOR DE RESISTENCIA EN EXCAVACIONES DE 5 X 4.5 M EN ROCA TIPO II (RMR40-50) SOFTWARE ROCSCIENCE.....	113
FIGURA N° 37 DESPLAZAMIENTOS TOTALES EN EXCAVACIONES DE 5 X 4.5 M EN ROCA TIPO III (RMR30-40). SOFTWARE ROCSCIENCE .....	114
FIGURA N° 38 DESPLAZAMIENTOS TOTALES EN EXCAVACIONES DE 5 X 4.5 M EN ROCA TIPO II (RMR40-50) SOFTWARE ROCSCIENCE .....	114
FIGURA N° 39 CATEGORÍAS DE SOSTENIMIENTO ESTIMADAS EN BASE AL ÍNDICE Q (SEGÚN GRIMSTAD Y BARTON 1993). ....	116
FIGURA N° 40 FACTOR DE RESISTENCIA EN EXCAVACIONES DE 5 X 4.5 M EN TIPO DE ROCA III (RMR= 30-40) (A) SIN SOSTENIMIENTO Y (B) CON SOSTENIMIENTO SOFTWARE ROCSCIENCE .....	118
FIGURA N° 41 FACTOR DE RESISTENCIA EN EXCAVACIONES DE 5 X 4.5 M EN TIPO DE ROCA II (RMR= 40-50) (A) SIN SOSTENIMIENTO Y (B) CON SOSTENIMIENTO SOFTWARE ROCSCIENCE .....	118
FIGURA N° 42 ESTEREOGRAMA DETERMINADO EN BASE A LOS DATOS LEVANTADOS EN LOS CX4300, RP4400 Y PB 4500 (CAJA PISO). SOFTWARE ROCSCIENCE DIPS.....	120
FIGURA N° 43 ESTEREOGRAMA DETERMINADO EN BASE A LA INFORMACIÓN DE LOS SONDAJES ORIENTADOS (CAJA PISO). SOFTWARE ROCSCIENCE .....	121
FIGURA N° 44 ESTEREOGRAMA Y FAMILIAS DETERMINADAS EN BASE A LA INFORMACIÓN DE LOS SONDAJES ORIENTADOS (VETA CUARZO) SOFTWARE ROCSCIENCE.....	122
FIGURA N° 45 CUÑAS INESTABLES (N° 4 Y N° 7) EN EL HASTIAL IZQUIERDO Y EL TECHO RESPECTIVAMENTE. ....	124
FIGURA N° 46 APLICACIÓN DE PERNOS CEMENTADOS DE 2.1 M DE LONGITUD EL CUAL ESTABILIZA TODAS LAS CUÑAS. ....	124
FIGURA N° 47 CUÑAS INESTABLES (N° 3 Y 8) EN EL HASTIAL IZQUIERDO Y EL TECHO RESPECTIVAMENTE. ....	125
FIGURA N° 48 APLICACIÓN DE PERNOS SWELLEX DE 2.4 M QUE ESTABILIZA TODAS LAS CUÑAS .....	125
FIGURA N° 49 ESQUEMA POZA DE SEDIMENTACIÓN 1.....	135

FIGURA N° 50 ESQUEMA POZA DE SEDIMENTACIÓN 2.....	135
FIGURA N° 51 ESQUEMA POZA DE SEDIMENTACIÓN 2.....	143
FIGURA N° 52 SECCIÓN GEOLÓGICA –GEOTÉCNICA C – C1(SE – NW) .....	145
FIGURA N° 53 SECCIÓN GEOLÓGICA –GEOTÉCNICA D – D1(SE – NW) SOFTWARE ROCSCIENCE	146
FIGURA N° 54 ANÁLISIS ESTÁTICO EN LA SECCIÓN C-C’ SOFTWARE ROCSCIENCE .....	147
FIGURA N° 55 ANÁLISIS ESTÁTICO EN LA SECCIÓN D-D’ SOFTWARE ROCSCIENCE.....	148
FIGURA N° 56 ANÁLISIS ESTÁTICO EN LA SECCIÓN C-C’ SOFTWARE ROCSCIENCE .....	149
FIGURA N° 57 ANÁLISIS ESTÁTICO EN LA SECCIÓN D-D’ SOFTWARE ROCSCIENCE.....	150
FIGURA N° 58 CARACTERIZACIÓN GEOQUÍMICA DE LOS MATERIALES DEL DEPÓSITO DE DESMONTE.....	153
FIGURA N° 59 FIGURA DE ADMINISTRACIÓN DEL PROGRAMA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL .....	158
FIGURA N° 60 NV-4540.....	172
FIGURA N° 61 NV-4400.....	172
FIGURA N° 62 NV-4300.....	172
FIGURA N° 63 GEOLOGIA LOCAL .....	172
FIGURA N° 64 GEOLOGIA REGIONAL .....	172
FIGURA N° 65 DISEÑO DE DESMONTERA .....	172

PLAN DE MINADO EN LA EXPLOTACIÓN DE LA UNIDAD MINERA  
INMACULADA – HOCHSCHILD MINIG - AYACUCHO 2017

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



## INTRODUCCIÓN

La exploración de la U.M. Inmaculada empezó en 1990 por Mitsui. La propiedad fue vendida y la concesión fue transferida a Hochschild Mining en 1992. Hochschild Mining ha realizado mapeos geológicos, muestreo de rocas y suelo, levantamientos geofísicos y perforación diamantina en la propiedad desde 1998 a 2005. En 2007 Minera Quellopata se estableció bajo un acuerdo de Joint Venture (JV) entre Hochschild Mining y Ventura Gold.

En el 2007, Ventura obtuvo la posibilidad de explorar la Propiedad e inició la exploración de las vetas de Quellopata. El trabajo inicial consistió en realizar un mapeo detallado, medición topográfica y muestreo. Se obtuvieron resultados alentadores del ensayo de oro y plata de la veta Ángela en Quellopata, en el afloramiento y en las perforaciones iniciales en la parte sudoeste de la veta. Ventura siguió la mineralización a lo largo del rumbo hasta la desaparición de la veta por debajo de la cresta, el programa de perforación identificó significativa mineralización 'escondida' en la veta Ángela. En la tabla N° 1 se muestra la exploración histórica en la propiedad de inmaculada 1990-20

## RESUMEN

La elaboración del planeamiento de minado justifica para el diseño de las labores mineras, de los botaderos, sistemas de ventilación y el dimensionamiento de los equipos a utilizar logrando así una adecuada distribución de los frentes de producción, método de explotación minera y tipos de sostenimiento a utilizar.

del conocimiento que se tenga de las reservas de mina, la minera peruana hochschild mining en su unidad Economica Administrativa Inmaculada, mina de oro y plata tiene un plan de minado sostenible donde se refleja en los resultados y el éxito de las operaciones, sin tener paralizaciones por problemas de planificación, seguridad, medio ambiente, etc, en sus operaciones

la mina, que comenzó su producción a principios de junio del 2015, subió las tasas de tratamiento de 2.500t/d a 3.500t/d para fines de agosto del mismo de acuerdo a un plan de minado adecuado reflejadas en sus reservas estimadas y formas del yacimiento.



## ABSTRACT

The preparation of mining planning justifies for the design of mining works, dumps, ventilation systems and the sizing of the equipment to be used, thus achieving an adequate distribution of production fronts, mining exploitation methods and types of support to use.

From the knowledge of the mine reserves, the Peruvian mining company Hochschild Mining in its operation unit Immaculate, gold and silver mine has a sustainable mining plan where it is reflected in the results and the success of the operations, without being paralyzed due to planning problems in their operations

The mine, which began production in early June 2015, raised treatment rates by 2,500t / d to 3,500t / d by the end of August, according to an adequate mining plan reflected in its estimated reserves and forms of Deposit

Tabla N° 1 Tabla de exploración histórica en la propiedad de immaculada 1990-2005

AÑO	COMPAÑÍA	EXPLORACIÓN
1990 - 1992	Mitsui	Naturaleza y extensión del trabajo, no conocida. La propiedad fue vendida y transferida a Hochschild.
1994	Hochschild / LAC Minerals	Hochschild firmó un acuerdo de JV con LAC Minerals. No se hizo ningún trabajo.
1995	Hochschild / Compañía North Minera S.A. ("North")	Hochschild firmó un acuerdo de JV con North. Naturaleza y extensión del trabajo no se conoce. La propiedad se retornó a Hochschild al finalizar el primer año.
1998 - 2005	Hochschild	Las subsidiarias de Hochschild: Minera Andes S.A.C. y Minera Argento S.R.L. desarrollaron lo siguiente: <ul style="list-style-type: none"> <li>• Construcción de ruta de acceso desde Sauricay,</li> <li>• Mapeo Geológico de Tararunqui, Quellopata, Minascucho y San Salvador (1:5,000)</li> <li>• Muestreo de rocas en Tararunqui (293 muestras), Quellopata (1,665 muestras), Minascucho - San Salvador (210 muestras),</li> <li>• Muestreo de suelo (186 muestras),</li> <li>• Levantamientos Geofísicos: magnetómetro (51.77 km lineal), IP/Resistividad (29.2 km lineal) y Gradiente IP (21 km lineal) en 3 objetivos,</li> <li>• Perforaciones diamantinas en Tararunqui (11 perforaciones a 1,479.29 m), Quellopata (31 perforaciones a 7,188.40 m) y Minascucho (2 perforaciones a 440 m).</li> </ul>
2005-2010	Ventura Gold	Core drilling centrado en la delineación de los recursos mineros de la veta Ángela.

Datos obtenidos del área de planeamiento de la U.M. Inmaculada (Fuente: Estudio realizado por la empresa AUSENCO)



## **CAPÍTULO I**

### **EL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN**

##### **1.1.1 Descripción del Problema**

A partir del año 2012, el Estado Peruano viene emitiendo una serie de dispositivos legales con la finalidad de formalizar y estandarizar las actividades de la gran, mediana, pequeña, así como la minería artesanal y minería ilegal a nivel nacional. A raíz de ello, el Ministerio de Energía y Minas modificó los Decretos Supremos de las actividades mineras en todos los estratos (desde minería artesanal a gran minería), incorporando y uniformizando los criterios de evaluación. Con la finalidad de uniformizar estos criterios, se promulgaron los Decretos Supremos N° 018-1992 - EM y N° 020-2012-EM. Uno de los criterios implementados es la evaluación del plan de Minado para el inicio/reinicio de las actividades de exploración y/o explotación en todos los estratos mineros. Siendo este el punto de partida del presente proyecto de investigación que se plantea, el cual consiste en elaborar el Plan de Minado en la Explotación de la Unidad Minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017. En los últimos años se ha acelerado crecimiento de la demanda interna y aún más del mercado externo de los metales a consecuencia del crecimiento industrial, aumentando así los volúmenes de exportación, las características de

la economía minera son muy fluctuantes, dependiendo básicamente de la oferta y demanda del mercado internacional quienes fijan el precio de los minerales.

Bajo estas circunstancias se ha visto por conveniente realizar el todo un estudio técnico para elaborar el Plan de Minado en la Explotación de la Unidad Minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017.

### 1.1.2 **Formulación del Problema.**

¿De qué manera la falta de la aprobación de un plan de minado afectaría las operaciones proyectadas?

#### 1.1.2.1 **Problema general.**

¿De qué manera se logrará la elaboración y aprobación del Plan de minado en la explotación de la unidad minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017?

#### 1.1.2.2 **Problemas específicos.**

¿En qué medida los resultados del Estudio de Ingeniería, permitirá la explotación de la unidad minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017?

¿De qué manera la selección del método de explotación y el diseño de las labores mineras, nos permitirá optimizar la explotación y producción de la unidad minera Inmaculada?

¿En qué medida el diseño de un sistema de gestión de seguridad y salud en el trabajo permitirá la explotación de la unidad minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017?

## 1.2 **JUSTIFICACIÓN.**

En la actualidad, las empresas tienen que desempeñarse en el entorno de un mercado globalizado, en el cual la competitividad de las empresas es medida más allá de la calidad y de la productividad, trascendiendo al desarrollo y protección del personal, su infraestructura y activos operacionales sin afectar el ambiente, los recursos naturales y las comunidades del entorno de la empresa.

En este escenario, el esfuerzo de las empresas se está enfocando al cumplimiento de los requerimientos normativos, a partir de los elementos comunes, tales como el direccionamiento y compromiso empresarial, la administración documental, los registros, las auditorías internas, las acciones correctivas, las acciones preventivas, el entrenamiento del personal, entre otros. La explotación de la U.M. Inmaculada permitirá la recuperación de oro y plata, las zonas mineralizadas del proyecto se alojan en rocas volcánicas en forma de sistemas de vetas epitermales de cuarzo con mineralización de Ag-Au, para su explotación se empleará el método

de explotación de Taladros Largos con relleno en Pasta en minería subterránea; a un ritmo de producción de 3,500 TMD o 1'260 000 TM/año.

La mineralización de la veta Ángela en los niveles altos (cotas 4,650 msnm - 4,600 msnm) presenta valores de Au menores a 1g/t, y Ag menor a 30 g/t, con anomalías de Hg, Te, Pb y Mn con valores por encima de 0.1%. Como ganga presenta pirita cúbica diseminada con intensidad fuerte.

En los niveles intermedio y profundos (cotas 4,500 msnm y 4,200 msnm), la mineralización de la veta Angela es básicamente Au + Ag, con ratios de Au/Ag de 1/10 a 1/40, llegando incluso hasta valores de 1/160 hacia el NE en algunos casos puntuales. El oro está presente en forma de electrum visible en los taladros INMA-16, 19, 23 y 52 etc. La plata está presente dentro de la veta en forma de pirargirita en forma de chispas y bandas coloriformes, acompañadas de pirita cúbica de intensidad débil a trazas dentro de la veta, así como también de esfalerita, galena y chalcopirita en rangos menores a 1% hacia las cajas de veta. En el caso de la brecha hidrotermal y/o stockworks, presentan comúnmente esfalerita con sus variedades blenda (marmitita) rica en hierro, esfalerita acaramelada con coloraciones verde amarillenta pobre en hierro; y en menor frecuencia galena y chalcopirita. Estos son acompañados por diseminación de pirita cúbica y eventualmente con presencia de pirargirita de intensidad débil a trazas, las cuales ocurren en forma de chispas, diseminado y en venillas de cuarzo-calcedonia.

### 1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

#### 1.3.1 Objetivo general

- Lograr la elaboración y aprobación del Plan de Minado en la Explotación de la Unidad Minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017.

#### 1.3.2 Objetivos específicos

- Realizar los estudios de ingeniería para la explotación de la unidad minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017.
- Seleccionar el método de explotación y el diseño de las labores mineras, para optimizar la explotación de la unidad minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017.
- Diseñar un sistema de gestión de seguridad y salud en el trabajo en la explotación de la unidad minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017.

### 1.4 HIPÓTESIS DE INVESTIGACIÓN

#### 1.4.1 Hipótesis General

Desarrollando el estudio del Plan de minado lograremos el inicio de la explotación de la Unidad Minera de Inmaculada – Hochilds Mining – Ayacucho 2017

### 1.4.2 Hipótesis Específicas

Los estudios de ingeniería permitirán una adecuada explotación de la unidad minera Inmaculada – Hochilds Mining – Ayacucho 2017.

El método de explotación y el diseño de las labores mineras, determina significativamente la explotación de la unidad minera Inmaculada – Hochilds Mining – Ayacucho 2017.

El sistema de gestión de seguridad y salud en el trabajo permitirá una explotación adecuada en la unidad minera Inmaculada – Hochilds Mining – Ayacucho 2017.

## 1.5 VARIABLES

### a. Independiente

Plan de minado lograremos el inicio de la explotación de la Unidad Minera de Inmaculada – Hochilds Mining – Ayacucho 2017

#### *Indicadores*

- Estudios de Ingeniería.
- Método de explotación y diseño de labores.
- Sistema de gestión de seguridad y salud en el trabajo.

### b. Dependiente

Explotación de la Unidad Minera de Inmaculada– Hochilds Mining – Ayacucho 2017.

#### *Indicadores*

- Geomecanica.
- Perforación.
- Voladura.
- Carguío.
- Transporte.
- Ventilación.
- Relleno en pasta.

Tabla N° 2 Variables e indicadores

VARIABLES	INDICADORES
<p><b>VARIABLE INDEPENDIENTE:</b></p> <p><b>PLAN DE MINADO</b></p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>● Estudios de Ingeniería.</li> <li>● Método de explotación.</li> <li>● Sistema de gestión de seguridad y salud en el trabajo.</li> </ul>
<p><b>VARIABLE DEPENDIENTE:</b></p> <p><b>EXPLOTACIÓN</b></p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>● Geomecánica.</li> <li>● Perforación.</li> <li>● Voladura.</li> <li>● Carguío.</li> <li>● Transporte.</li> <li>● Ventilación.</li> <li>● Relleno en pasta.</li> </ul>

---

Datos obtenidos del análisis del anteproyecto de tesis de título: Plan de Minado en la Explotación de la Unidad Minera Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

##### 2.1.1 Antecedentes del proyecto

Existen evidencias de trabajos antiguos, desde épocas coloniales, en las zonas altas y bajas del valle de Pacapausa, como pequeñas labores y cateos. Así mismo hay restos de antiguos lavaderos y campamentos mineros (Vilcar, Luicho y Maran).

**Mitsui Mining Corp. (1990-1992).** Los primeros estudios sistemáticos se iniciaron en la década de los 90's por parte de Mitsui. Posteriormente esta empresa transfirió las propiedades a Mauricio Hochschild & Cía. (MHC).

**MHC/Lac Minerals. (1994).** MHC firma "joint venture" con Lac Minerals, con el objetivo de explorar las propiedades.

**MHC/North. (1995).** MHC firma "joint venture" con North Compañía Minera SA. A finales del primer año de la firma, las propiedades se revirtieron a MHC.

**Minera Ares SAC (1998).** MHC, bajo las subsidiarias Compañía Minera Ares SAC y Minera Argento SRL, realiza trabajos de exploración regional y distrital.

**MHC (2005).** finaliza los trabajos de exploración, después de haber completado 9,107.69m, lineales de perforación diamantina.



**Minera Ares - Ventura Gold Perú (2007-2008).** En mes de abril, VGP reinicia los trabajos de exploración en la propiedad, en el área de Inmaculada donde afloran vetas de cuarzo, seguido de Minascucho y San Salvador.

**MICON (2009).** En febrero se publica el primer cálculo de Recursos de la veta Ángela, sobre la base de información de 54 taladros diamantinos.

**Minera Ares SAC (2010).** Luego de evaluar la data, opta por continuar con los trabajos de exploración y perforación, para completar el estudio de factibilidad en septiembre del 2010.

2011: Minera Suyamarca, En enero, inicia el desarrollo del Proyecto. Se desarrollaron un total de 30,547.00 metros.

**Minera Suyamarca (2012).** En marzo, se inicia la campaña anual por parte de Minera Suyamarca. Se desarrollaron un total de 46,369.00 metros. Ausenco Perú S.A.C desarrolla el Estudio de Factibilidad (FS), responsable del Diseño y la Estimación de Recursos de la Planta de Procesos e Infraestructura del proyecto; en abril 2012 Ausenco entrega el informe final de Factibilidad.

**Minera Suyamarca (2013).** En marzo, se inicia la campaña anual de perforación, por parte de Minera Suyamarca, Se desarrollaron un total de 843 m. sobre nuevas estructuras, en este momento se continúa con la etapa de construcción del Proyecto.

**García, J (2011).** Menciona el alcance geológico global del yacimiento se presenta un estudio realizado acerca de los recursos y las reservas del yacimiento. Posteriormente se presenta, de manera sucinta los estudios geomecánicos tanto para la zona alta, como para zona baja; que permite diseñar un método de minado masivo y seguro en el largo plazo. Tomando esta información técnica, se realizará el programa de avances, y producción sobre los clavos mineralizados identificados, con el fin de cubrir el tonelaje requerido por planta concentradora.

**Ferrer, F (2015).** Durante la elaboración del planeamiento de minado de largo plazo para la cantera Atocongo, la misma que provee la caliza para la planta industrial en el proceso de elaboración de cemento. Identificando oportunidades de recuperación de la caliza de baja ley con la finalidad de alargar la vida del proyecto, demostrando su viabilidad operativa y económica.

**Mena, A (2012).** Desarrollar y dar a conocer un modelo que sirva como guía, y que comprende un plan operativo-económico a mediano plazo para una mina aurífera subterránea de vetas angostas. Presentar y detallar cada una de las etapas que comprende el plan operativo-económico: geología, geomecánica, método de minado, servicios auxiliares, ventilación, costos e inversiones.

### 2.1.2 Antecedentes generales

- (Turpo Villalba, 2014), en su Tesis Titulada “Planeamiento de Minado para una mejor Explotación del Yacimiento Esperanza de Caraveli” para optar el Título Profesional de

Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería de Minas – U.N.A., se concluye, “que se desarrollaron la explotación de 18 a 25 tajeos por mes para incrementar la producción diaria de 250 TM/día a 360 TM/día, con la explotación de la veta dulce con 7 nuevos tajeos para la producción de la zona Coila. Se incrementó el nivel de producción mensual de 7500 TM/mes a 10,800 TM/mes. Esto de acuerdo al sistema de trabajo, las etapas del ciclo, también se mejoró la eficiencia en los procesos unitarios respectivos, aumentando en alguno de ellas, el capital, las maquinarias, recursos humanos, etc. El método de minado a aplicar es el corte relleno, cumpliendo con las condiciones geomecánicas y estructurales del yacimiento.

- (Smith Alva, 2014), en su artículo de título “Planeamiento de Minas Subterráneas Aplicando Software Minero”, publicada en la revista CAE Mining, en su sexto ítem concluye “que es posible La investigación y la tecnología hace posible hoy día generar planes de minado confiables generándolos rápida y eficazmente, pero el entender claramente los fundamentos técnicos que nos llevan a generar un buen planeamiento de minado”.
- (Quispe Aguilar , 2013), en su Tesis Titulada “Plan de Minado Subterráneo Aplicado en la Corporación Minera Ananea S.A.” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería; en el segundo ítem concluye, que en planeamiento operacional subterráneo en la Corporación Minera Ananea se tiene que realizar el Planeamiento de Minado y el diseño de labores teniendo en cuenta las estructuras predominantes emplazadas en la zona del proyecto, tanto estructural como geológico.

Por ello, el plan de producción estará sujeto a las variables del yacimiento, tales como condiciones geológicas, geomecánica y las variables económicas en función de los programas de desarrollo preparación y explotación, asignando los recursos necesarios. Entonces para un plan de producción es necesario contar con información técnica como: características geológicas de los mantos, estructuras de vetas y roca encajonante, reservas mineras económicas, leyes de mineral, costos de producción y recursos para la producción.

## 2.2 GENERALIDADES

### 2.2.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

Se ubica políticamente en el distrito de Oyolo, provincia Paucar del Sara Sara en el departamento de Ayacucho. Cabe precisar que los componentes del proyecto se ubican específicamente en el Distrito de Oyolo, sobre terrenos superficiales de los poseedores de los terrenos eriazos del

anexo Huancute y de la Comunidad Campesina de Huallhua, cuyos predios abarcan dos distritos.

El acceso a la zona del proyecto se puede realizar por vía aérea a Cuzco (1.0 hora) y luego por carretera asfaltada de Cuzco a Abancay (195.0 km), luego de Abancay a Chalhuanca (120.0 km) al centro poblado de Iscahuaca (43 km), desde donde se accede al proyecto por una trocha carrozable de 138.0 km.

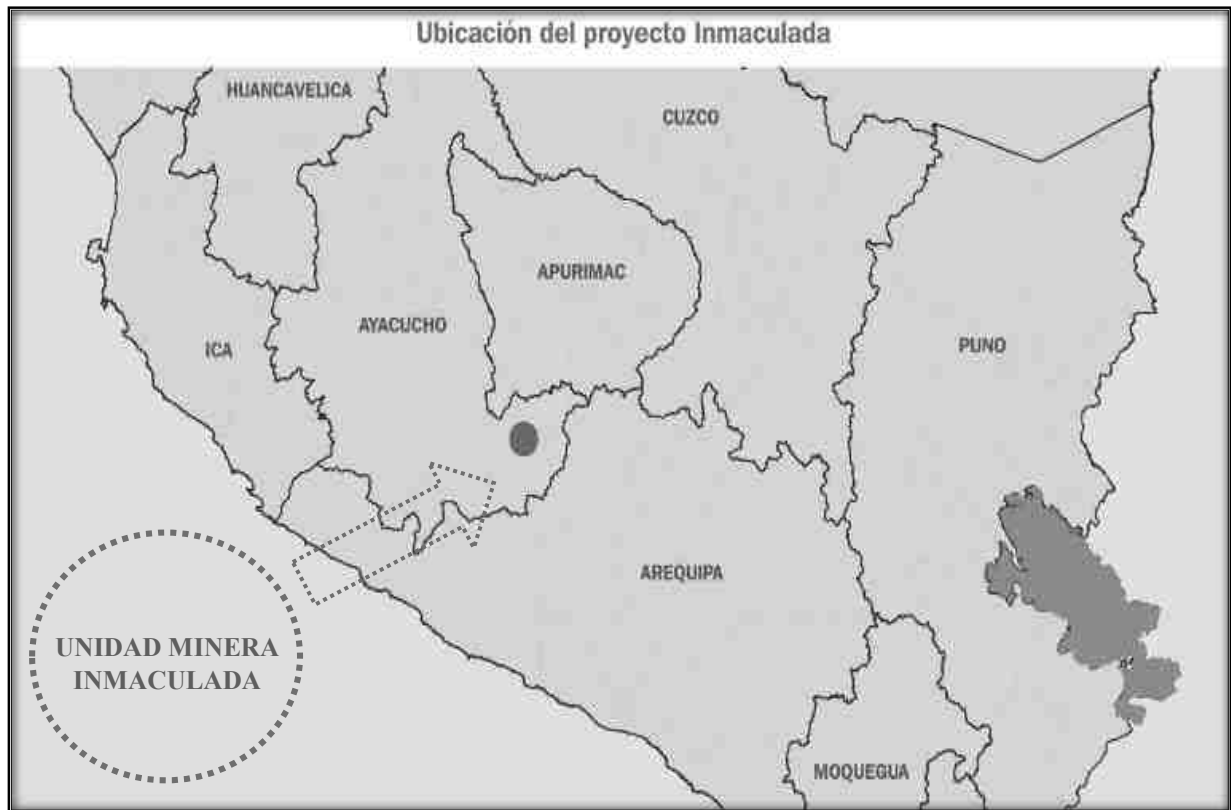
También se tiene acceso a la zona del proyecto por vía terrestre desde Lima por la carretera Panamericana Sur hasta Nazca (460.0 km), donde se toma un desvío hacia el Este (por un ramal que conduce al Cuzco) por una carretera asfaltada hasta el poblado de Puquio (155.0 km), luego se continúa por una vía asfaltada hasta el poblado de Iscahuaca (142.0 km), desde donde se toma un desvío por trocha carrozable hacia el proyecto minero Inmaculada 138.0 km), ver tabla N° 3.

Tabla N° 3 Tabla de acceso a la zona a la U.M. Inmaculada

DE	A	TIPO DE VÍA	TIEMPO (horas)	DISTANCIA (km)	
<b>DESDE LIMA AL PROYECTO</b>					
Lima	Nazca	Asfaltada	6.0	460.0	
Nazca	Puquio	Asfaltada	4.0	155.0	Datos
Puquio	Iscahuaca	Asfaltada	3.0	142.0	
Iscahuaca	Inmaculada	Trocha Carrozable	4.45	141.1	
<b>DESDE CUZCO AL PROYECTO</b>					
Lima	Cuzco	Vía Aérea	1.5	590.0	
Cuzco	Abancay	Asfaltada	4.0	195.0	
Abancay	Chalhuanca	Asfaltada	3.0	120.0	
Chalhuanca	Iscahuaca	Asfaltada	0.5	43.0	
Iscahuaca	Inmaculada	Trocha Carrozable	4.45	141.1	

obtenidos de la página web de HOCHSCHILD MINING - [www.hochschildmining.com](http://www.hochschildmining.com)

Figura N° 1 Ubicación y vías de comunicación de la U.M. Inmaculada.



Fuente: Pagina web, tecnología minera, <http://www.tecnologiaminera.com>

## 2.2.2 CONCESIONES MINERAS

La U.M. Inmaculada se desarrollará sobre las concesiones mineras Acumulación Inmaculada y Mina Huarmapata.

Tabla N° 4 Tabla de las concesiones mineras de la U.M. Inmaculada

ÍTEM	CÓDIGO	NOMBRE	ÁREA (HA)
1	010000412L	ACUMULACIÓN INMACULADA	18,124.79
2	550002909	MINA HUARMAPATA 3	990.00
		ÁREA TOTAL	18,214.79

Fuente: Resolución presidencial N° 5253 de INGEMMET.

## **2.2.3 GEOGRAFÍA (CLIMA, FISIOGRAFÍA E HIDROGRAFÍA)**

### **2.2.3.1 TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA GENERAL**

La zona donde se ubica la U.M. Inmaculada, posee una topografía variada que se caracteriza por tener laderas y colinas de relieve ondulado a plano; así como, zonas abruptas con afloramientos rocosos de relieve accidentado y ondulado por las intersecciones de pequeñas quebradas; cuyas pendientes van de 45° a 70° características del modelaje glaciar.

### **2.2.3.2 CLIMA Y METEOROLOGÍA**

El clima es frígido o de puna, se caracteriza por tener días fríos y noches muy frías. La temperatura media anual es superior a 0 °C e inferior a 7 °C. La máxima, entre septiembre y abril, es superior a 15 °C, llegando hasta 22 °C. Las mínimas absolutas, entre mayo y agosto oscilan entre – 9 °C y – 25 °C. Hay fuerte oscilación térmica entre el sol y la sombra, entre el día y la noche. Las lluvias y la nieve caen en verano, comenzando desde octubre; hay una época muy seca, de mayo a septiembre. La precipitación fluctúa entre 200 – 400 y 1000 mm al año.

### **2.2.3.3 GEOMORFOLOGIA**

Las características geomorfológicas que se observan en la U.M. Inmaculada son producto de una sucesión de eventos tectónicos, incidiendo además, los resultados de la acción modeladora de agentes que intervienen en la geodinámica externa, como glaciares, ríos y vientos, que originaron una fuerte erosión, transporte y sedimentación de materiales.

### **2.2.3.4 HIDROLOGIA**

La quebrada Quellopata en sus nacientes es alimentada por bofedales, siendo un curso de agua importante en época de lluvia. Se llega a unir con la quebrada Patari, para dar origen a la quebrada Chaguaya que desemboca en el valle del río Pacapausa. Así mismo, se tiene la Quebrada Ermo que es tributaria al mencionado río. El flujo rápido de agua, en particular durante época de lluvias, producen una fuerte erosión, originando valles en “V” y a menudo cañones abruptos. En el plano hidrológico podemos observar los cuerpos de aguas existentes en el área del proyecto.

### **2.2.3.5 HISTORIA**

Existen evidencias de trabajos antiguos, desde épocas coloniales, en las zonas altas y bajas del valle de Pacapausa, como pequeñas labores y cateos. Así mismo hay restos de antiguos lavaderos y campamentos mineros (Vilcar, Luicho y Maran). a continuación de presenta el detalle histórico:

Tabla N° 5 Datos Históricos

ITEM	AÑO	EMPRESA	DETALLES
1	1990-1992	MITSUI MINING CORP	Los primeros estudios sistemáticos se iniciaron en la década de los 90's por parte de Mitsui. Posteriormente esta empresa transfirió las propiedades a Mauricio Hochschild & Cía. (MHC).
2	1994	MHC/LAC MINERALS	MHC firma "joint venture" con Lac Minerals, con el objetivo de explorar las propiedades.
3	1995	MHC/NORTH	En 1995, MHC firma "joint venture" con North Compañía Minera SA. A finales del primer año de la firma, las propiedades se revirtieron a MHC.
4	1998	MINERA ARES SAC (SUBSIDIARIA DE MHC)	MHC, bajo las subsidiarias Compañía Minera Ares SAC y Minera Argento SRL, realiza trabajos de exploración regional y distrital.
5	2005	MHC	Finaliza los trabajos de exploración, después de haber completado 9,107.69m, lineales de perforación diamantina.
6	2007 – 2008	MINERA ARES - VENTURA GOLD PERÚ (JOINT VENTURE)	En mes de Abril, VGP reinicia los trabajos de exploración en la propiedad, en el área de Inmaculada donde afloran vetas de cuarzo, seguido de Minascucho y San Salvador.
7	2009	MICON	En Febrero; publica el primer cálculo de Recursos de la veta Ángela, sobre la base de información de 54 taladros diamantinos.
8	2010	MINERA ARES SAC	Luego de evaluar la data, opta por continuar con los trabajos de

			exploración y perforación, para completar el estudio de factibilidad en Septiembre del 2010.
9	2011	MINERA SUYAMARCA	En enero, inicia el desarrollo del Proyecto. Se desarrollaron un total de 30,547.00 metros.  En marzo, se inicia la campaña anual por parte de Minera Suyamarca. Se desarrollaron un total de 46,369.00 metros. Ausenco Perú S.A.C desarrolla el Estudio de Factibilidad (FS), responsable del Diseño y la Estimación de Recursos de la Planta de Procesos e Infraestructura del proyecto; en abril 2012 Ausenco entrega el informe final de Factibilidad.
10	2012	MINERA SUYAMARCA	En marzo, se inicia la campaña anual de perforación, por parte de Minera Suyamarca, Se desarrollaron un total de 843 m. sobre nuevas estructuras, en este momento se continúa con la etapa de construcción del Proyecto.
11	2013	MINERA SUYAMARCA	

Datos obtenidos de la página web de HOCHSCHILD MINING - [ww.hochschildmining.com](http://ww.hochschildmining.com)

## 2.3 GEOLOGÍA

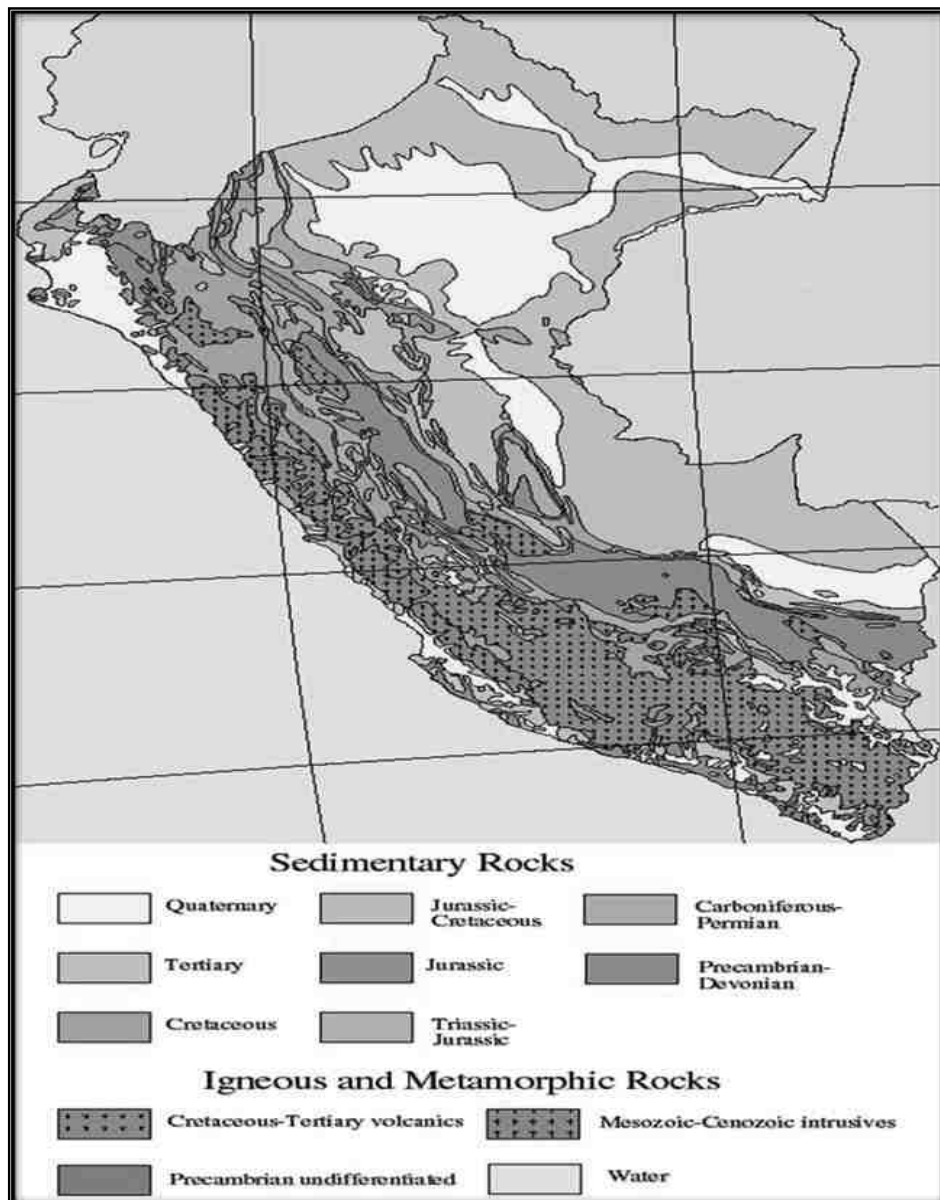
### 2.3.1 GEOLOGÍA REGIONAL

(Tumialan De la Cruz , 2003, p. 381), describe la zona del proyecto Inmaculada como una zona donde predomina las rocas volcánicas del Cretácico y Terciario y en menor medida secuencias sedimentarias con intrusivo del Terciario. Los yacimientos de oro se encuentran situados dentro de la franja Cenozoica Puquio-Caylloma y están asociados con volcánicos e intrusiones.

Las zonas mineralizadas se alojan en rocas volcánicas en forma de sistemas de vetas epitermales de cuarzo con mineralización de Ag-Au incluyendo los depósitos de baja sulfuración de Pallancata, Ares y Explorador, los depósitos de sulfuración intermedia de Arcata y Caylloma y los depósitos de alta sulfuración de Shila, Paula, Selene, Suyckutambo, Chipmo y Poracota. Se puede apreciar en la siguiente Figura N° 02 el mapa de la geología regional.

VER ANEXO N° 1 Figura N° 64 GEOLOGIA REGIONAL

Figura N° 2 Geología regional del Perú simplificada



Fuente: Estudio Hidrológico – Hidrogeológico de la U.M. Inmaculada, HGS Perú, 201.

Las unidades litoestratigráficas en orden cronológico que van desde Mesozoica a Cenozoica:

- **Formación Soraya (Mesozoico - Jurásico);** está constituida por capas de areniscas de granulometría fina a media de color verde pálido y blanquecino, alternadas con delgados lentes de areniscas calcáreas y margas.
- **Formación Mara (Mesozoica - Cretáceo Inferior);** está conformada por sedimentos de limolitas, areniscas y conglomerados rojizos con clastos de cuarcitas, calizas de color plomizo y areniscas.
- **Grupo Tacaza (Cenozoico - Oligoceno Medio - Mioceno Inferior);** está conformada por una secuencia continúa de coladas de lava y debris flow andesítico (Anta-Patari), tobas de



lapilli, tobas líticas, debris flow andesíticos; dentro de este grupo se ha identificado subunidades como se describe a continuación:

- **Unidad Brecha-Debris Flow y Lava Andesítica.-** Aflora ampliamente en la zona de Anta-Patari, con horizontes de brechas-debris flow.
- **Unidad Tobas Líticas y Tobas de Lapilli Andesitas.-** Aflora desde las partes altas de Anta-Patari, Minascucho, al SW de Minascucho en el cerro Ojochailla y alrededores.
- **Unidad de Areniscas y Conglomerados.-** Aflora localmente en Minascucho. Esta unidad presenta horizonte
- **Formación Quellopata (Cenozoico - Mioceno);** corresponde a la serie volcánica superior del área de estudio. La litología es una alternancia de coladas de lava y brecha-debris flow de composición andesítica de color verde violáceo.
- **Han identificado stocks subvolcánicos, domos y diques, las que intruyeron al basamento en el Mesozoico y Cenozoico.**
  - **Stock Subvolcánicos, Domos y Diques:** En el área de estudio se tienen afloramientos de diques de composición andesítica que intruyen el basamento Mesozoico, así como también diques de composición andesítica y riolítica que intruyen a las unidades volcánicas del área de estudio.
  - **Diques de Andesitas. -** Afloran en las periferias de San Salvador, donde intruyen a los sedimentos jurásicos, llegándose a diferenciar dos familias de diques por sus características texturales.
  - **Unidad Subvolcánica de Pórfido Andesítico.-** Aflora hacia el SW de Minascucho en el cerro Ojochailla y alrededores con alineación NW - SE con anchos de afloramiento de 200 m a 500 m y en una longitud de 1.6 km aproximadamente.
  - **Unidad de Domos de Riolita - Riodacita.-** Se han reconocido varios domos de riolita-riodacita entre las áreas de Minascucho, Quellopata y Pararani.

## 2.3.2 GEOLOGÍA LOCAL

### 2.3.2.1 Geomorfología

La unidad minera Inmaculada está dentro de la franja de la cordillera occidental Sur, entre las altitudes de 4,000 a 5,000 msnm, en esta zona resalta dos unidades geomorfológicas bien marcadas, la primera es la meseta alto andina, se caracteriza por un relieve plana a ondulada

con pequeñas colinas redondeadas, abarca grandes extensiones, el grado de erosión es escasa, solo el viento es el principal agente de erosión. La segunda unidad geomorfológica son los valles alto andinas, se caracteriza por presentar zonas muy abruptas, escarpadas e inaccesibles, crestas pronunciadas y picos con flancos elevados. El grado de erosión es elevada por su diferencia de cotas.

La veta Ángela está limitada por dos quebradas llamadas Quellopata y Patari, las que son tributarios de los ríos Huamancute y Huanca Huanca y éstas a la vez confluyen al río Marán y finalmente terminan en el río Ocoña.

La veta Ángela se emplaza en el flanco sureste del cerro Quellopata, que es una ladera uniforme con pequeñas ondulaciones cuya pendiente varía de 2 a 10° de inclinación; mientras en el sector suroeste el flanco es más pronunciado y su pendiente está en el orden de 20 a 35° de inclinación. La cima del cerro Quellopata alcanza los 4735 msnm.

VER ANEXO N° 1 - FIGURA N° 63 GEOLOGIA LOCAL

### 2.3.2.2 Litoestratigrafía Local

Las rocas más antiguas dentro de la propiedad son sedimentos marinos clásticos del Mesozoico de la formación Soraya de probable edad Cretácica Media. La formación Soraya consta de areniscas calcáreas y areniscas de grano fino a medio. Subyacen a la formación Soraya capas rojas (o “red beds”) continentales de la formación Mara del Cretácico. La formación Mara está compuesta por limonitas, areniscas y conglomerados de capas gruesas. Ambas formaciones Mesozoicas afloran en las inmediaciones de las áreas de Minascucho y San Salvador, ubicadas dentro de la propiedad. En estas localidades, las rocas Mesozoicas subyacen en forma discordante a las rocas volcánicas del grupo Tacaza del Oligoceno Medio (30 Ma), que alcanzan una potencia de 600 a 800 m.

Las ocurrencias minerales conocidas en la propiedad se encuentran en los volcánicos del grupo Tacaza. La secuencia de Tacaza está compuesta por una unidad basal delgada de toba de lapilli riódacítica, que subyace a una secuencia gruesa de flujos andesíticos, brechas y tobas. También ocurren algunos sedimentos epiclásticos locales intercalados dentro de las andesitas.

Pequeños stocks y diques de composición andesítica se encuentran dentro de las rocas Mesozoicas del basamento en Minascucho y San Salvador. Se cree que éstas constituyen las alimentadoras de las brechas y flujos más voluminosos. Domos riolíticos pequeños, emplazados dentro de las andesitas del grupo Tacaza, afloran en el sector suroccidental de Minascucho y en Tararunqui.

En Minascucho y San Salvador, las secciones del grupo Tacaza ubicadas a mayor altura están representadas por areniscas laminadas, areniscas tobáceas y conglomerados que fueron depositados en un ambiente lacustre, dentro de un entorno tipo graben (el Graben Minascucho). Los sedimentos lacustres alcanzan una potencia de aproximadamente 40 m. Tipos similares de sedimentos de origen lacustre también ocurren en la esquina suroeste del área de Quellopata.

La formación Tacaza subyace a la formación Alpbamba del Mioceno en la parte suroriental de la propiedad. La formación Alpbamba está compuesta por secuencias delgadas de tobas líticas riódacíticas, con una potencia total de la formación de aproximadamente 800 m.

La formación Aniso del Mioceno sobre yace a la formación Alpbamba y consta principalmente de toba cristalina de hasta 150 a 200 m de potencia. La formación Aniso aflora al norte del límite de la propiedad y subyace al grupo Barroso de la era del Pleistoceno al Plioceno.

El grupo Barroso está compuesto principalmente por lavas andesíticas, lahares y brechas con una potencia agregada de más de 400 m y ocurre a las mayores elevaciones dentro de la propiedad.

Los depósitos recientes como depósitos fluvio-glaciares, eluviales, coluviales y aluviales tiene escaso espesor.

### 2.3.2.3 Litoestratigrafía del Yacimiento

En el área de Quellopata, la cual alberga la veta Ángela, sobreyacen brechas y lavas andesíticas intercaladas del grupo Tacaza. Estas lavas andesíticas son de color verdoso a púrpuro y porfiríticas, mientras que las brechas parecen ser autóctonas.

Se han delineado hasta cuatro flujos lávicos en el área de Quellopata, los cuales están intercalados con brechas volcánico-clásticas compuestas por clastos andesíticos dentro de una matriz andesítica.

La potencia de la veta varía de 0.5 m a 16.0 m, con un promedio aproximado de 6.0 m. Se observaron dos generaciones de mineralización en la veta Ángela: un evento temprano de plomo-zinc y un evento tardío de oro-plata. La mineralización temprana está compuesta por vetillas de cuarzo blanco con esfalerita, galena, pirita y argentita (en pequeñas cantidades). Estas vetillas forman una amplia envoltura de baja ley (0.2 a 1.0% Pb + Zn) que rodea, y traslapa, la mineralización de la veta Ángela.

El segundo evento de mineralización en la veta Ángela es el más importante desde el punto de vista económico y está compuesto por una veta de calcedonia blanca con brecha y stockworks asociados. La calcedonia contiene pequeñas cantidades (por lo general <1%) de electrum, argentita, pirargirita, calcopirita, pirita y marcasita.

La roca encajonante andesítica que rodea a la veta Ángela se encuentra alterada como un conjunto de alteraciones propilíticas compuesto por esmectita, clorita y pirita diseminada. Los stockworks de cuarzo, algunos con cantidades significativas de metales base, son comunes en la roca encajonante adyacente a la veta.

### 2.3.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Las estructuras geológicas como las fallas mayores tienen dos tendencias predominantes N40-50°E y N40-50°W, con buzamiento subvertical, ambos sistemas son de extensión regional. Las vetas del proyecto Inmaculada como: Shakira, Roxana, Ángela, Lourdes, Teresa, Organa, Rebeca entre otros, tienen el mismo alineamiento al primer sistema de fallas. Según Cesar Velazco, geólogo de Hochschild, las minas Pallancata, Ares, Explorador, Arcata, Caylloma, Shila, Paula y Selene tienen vetas con alineamientos a estos dos sistemas de fallas.

Fallas con rumbo noreste y buzamiento sureste son las estructuras más antiguas en Quellopata y albergan a las ocho vetas conocidas como Ángela, Roxana, Martha, Teresa, Lourdes, Shakira, Juliana y Lucy. Desplazamientos relativos de horizontes de referencia en secciones transversales construidas a partir del logueo de testigos y mapeo superficial, sugieren que estas estructuras son fallas normales. Estas fallas parecen haber estado activas en varias ocasiones, como lo evidencia el repetido brechamiento en las zonas de falla, que compone una parte de la mineralización (junto con las vetas y stockwork).

Las estructuras objetivo de la veta Ángela se alojan en volcánicos de la era Terciaria y están asociadas con varios episodios de mineralización. Las potencias promedio de la veta están dentro del rango de 0.8 - 4.0 m de ancho y la mayoría de sistemas de la veta tienden a ser ricos en plata, aunque sí ocurren variaciones locales con zonas de ratios menores de Ag: Au.

Un mapeo detallado mostró que el tipo de roca dominante que alberga las vetas del área de Quellopata es la andesita / brecha andesítica de la formación Tacaza del Oligoceno. El mapeo también mostró que las vetas fueron predominantemente de rumbo noreste, con excepción de la parte suroccidental del área donde su orientación es más hacia el oeste. El muestreo de esquirlas de roca ha mostrado que en la veta Ángela, en la cercanía de la línea 10,000N de la cuadrícula local, se encuentran presentes valores de oro consistentemente altos (de 1 a más de 10 g/t Au). Esta exposición vetiforme de mayor ley ocurre en el valle. El material de mejor ley no llega a la superficie en la mayor parte de la longitud en rumbo de la veta aunque se puede

observar vetificación de cuarzo. La vetificación en la superficie presenta cuarzo opalescente con sólo escasos pseudomorfos de calcita laminada o bandeamiento coliforme. La explicación probable es que el nivel de ebullición se encontraba justo por debajo de la superficie topográfica actual salvo en el valle, y que la deposición de metales preciosos se detuvo ahí.

Las estructuras más antiguas en la zona de Quellopata son fallas con rumbo noroeste y buzamiento sureste y albergan las ocho vetas conocidas: Ángela, Roxana, Martha, Teresa, Lourdes, Shakira, Juliana y Lucy. La veta Ángela aflora en la parte central del sistema de vetas de Quellopata. La veta tiene un rumbo noreste ( $050^\circ$ ), buzamiento sureste ( $45^\circ$  a  $90^\circ$ ) y aflora en la superficie en una longitud de 700 m a lo largo del rumbo (desde la línea 9 600N a 10 300N). La veta ha sido intersecada en la perforación hacia el noreste hasta la línea 12 000N. La parte de la veta que presenta cantidades potencialmente económicas de metales preciosos hasta ahora se encuentra entre 10 000N y 11 800N, una longitud de 2,000 m a lo largo del rumbo.

## 2.3.4 HIDROLOGÍA

### 2.3.4.1 Hidrografía

#### a) *Ámbito regional*

Hidrográficamente, la U.M Inmaculada está ubicado en la cuenca del río Pacapausa, en el extremo nor-occidental de la cuenca del río Ocoña. El río Ocoña pertenece a la región sur de la región hidrográfica de la vertiente del Pacífico.

La cuenca del río Pacapausa limita por el norte con la cuenca del río Pampas e intercuenca Alto Apurímac; por el oeste con las cuencas de los ríos Yauca y Pararca; por el sur con la cuenca del río Marán y por el oeste con la cuenca de los ríos Oyolo y Cotahuasi. En el entorno de ubicación del proyecto, el río Pacapausa tiene como afluente la quebrada Chahuaya, a la cual confluyen las quebradas Patari y Quellopata.

La cuenca del río Pacapausa tiene una superficie colectora de 3,316 km<sup>2</sup>, una longitud de cauce aproximada de 106 km con una pendiente promedio de 2.41% con un rango de altitudes entre 5,100 msnm y 2,650 msnm hasta el punto de confluencia con la quebrada Chahuaya. Los principales afluentes del río Pacapausa son los ríos Pallancata (968 km<sup>2</sup>), Pacchichaca (222 km<sup>2</sup>), Pisiccocha (307 km<sup>2</sup>) y Huacsapallecca (324 km<sup>2</sup>).

#### b) *Ámbito local*

A nivel local, el área del proyecto se emplaza sobre las cuencas de las quebradas Patari y Quellopata, ambas afluentes de la quebrada Huamancute. La quebrada Huamancute nace en la confluencia de las quebradas Patari y Quellopata a 4,150 msnm. A la altitud

de 3,700 msnm, la quebrada Huamancute confluye con la quebrada Chahuaya, y toma el nombre de esta quebrada hasta su confluencia con el río Pacapausa a 2,650 msnm.

Todas las instalaciones proyectadas se encuentran ubicadas en la cuenca de la quebrada Patari. Sin embargo, la veta Angela se encuentra ubicada en el subsuelo de ambas cuencas, siendo mayor la proporción de la veta ubicada en el subsuelo de la cuenca de la quebrada Quellopata.

- ***Cuenca de la Quebrada Laguiña***

La quebrada Laguiña se ubica en la margen izquierda de la quebrada Patari, tiene una extensión aproximada de 3.7 km<sup>2</sup>; el eje principal tiene dirección este-oeste con longitud de cauce aproximado de 3.2 km y pendiente promedio de 8.8%. Se prevé la ubicación de la presa de relaves en la parte baja de la quebrada, el eje de esta presa se encontrará ubicado a una altitud aproximada de 4,445 msnm.

- ***Cuenca de la Quebrada Quellopata***

La quebrada Quellopata se forma en la laguna del mismo nombre a la altitud de 4,715 msnm. Hasta el punto de confluencia con la quebrada Patari, tiene una extensión de 8.1 km<sup>2</sup>. La quebrada Quellopata cruza la veta Ángela a una altitud de 4,535 msnm y desciende hasta los 4,120 msnm, en la confluencia con la quebrada Patari. El eje principal de la quebrada tiene una dirección sur-norte hasta aguas abajo del punto de cruce con la veta Ángela a partir del cual toma la dirección este-oeste, siendo 11% la pendiente promedio de la quebrada.

- ***Cuenca de la Quebrada Patari***

La quebrada Patari se ubica en la margen derecha de la quebrada Huamancute, nace en la confluencia de las quebradas Turack Cucho y Jarka Jarka Cucho a una altitud aproximada de 4,470 msnm. Hasta el punto de confluencia con la quebrada Laguiña, la cuenca de la quebrada Patari tiene una extensión aproximada de 10 km<sup>2</sup>; el eje principal tiene dirección norte-sur con longitud de cauce aproximado de 4.3 km y pendiente promedio de 12%. Aguas abajo, se prevé la ubicación de una presa de agua fresca en el cauce de la quebrada Patari, el eje de esta presa se encontrará ubicado a una altitud aproximada de 4,392 msnm.

La quebrada Patari, confluye con la quebrada Quellopata a una altitud de 4,120 msnm, hasta este punto su cuenca tiene una extensión de 20.8 km<sup>2</sup>, longitud de cauce aproximado de 8.1 km y pendiente promedio de 10%. El eje principal desde la confluencia con la quebrada Laguiña hasta la confluencia con la quebrada Quellopata tiene dirección noreste-suroeste.

### 2.3.5 GEOTECNIA

Como parte del diseño geotécnico se realizaron análisis de infiltración, análisis de estabilidad de taludes, análisis de capacidad portante y asentamientos para las estructuras contempladas en el proyecto; éstos trabajos se realizaron en las secciones más críticas de las estructuras y considerando las condiciones de comportamiento geotécnico más desfavorables para los materiales presentes. Se describe a continuación los análisis realizados.

#### 2.3.5.1 Propiedades Hidráulicas

Las propiedades hidráulicas de los materiales que conforman los modelos analizados para el Depósito de Relaves y Presa de Agua son mostradas en la Tabla 6. Estas propiedades han sido estimadas a partir de la investigación geotécnica de campo, ensayos de laboratorio y las características geotécnicas de cada uno de los materiales que conforman el perfil estratigráfico en cada caso.

Tabla N° 6 Tabla de propiedades hidráulicas de los materiales

ÁREA	MATERIAL	PERMEABILIDAD K (M/S)
	Suelo Residual	1,00E-7
Depósito de Relaves	Depósito Coluvio-Aluvial	1,15E-4
	Relave	1,00E-8
	Relleno Estructural	1,80E-8
	Grava de Drenaje	1,50E-2
Depósito de Relaves	Suelo de Baja Permeabilidad	2,90E-9
	GCL	1,00E-13
	Basamento Rocoso	1,20E-6
Presa de Agua	Suelo Residual	1,00E-7
	Depósito Coluvio-Aluvial	6,00E-7
	Relleno Estructural	1,80E-8
	Grava de Drenaje	1,50E-2
	Suelo de Baja Permeabilidad	2,90E-9
	GCL	1,00E-13
	Basamento Rocoso	1,00E-6

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

### 2.3.6 GEOMECÁNICA

Los parámetros geomecánicos obtenidos fueron evaluados a partir del logueo de los taladros orientados y del relogueo de los taladros de exploración, para caracterizar la calidad del macizo rocoso en cada taladro. Estos parámetros son: la dureza o resistencia de la roca intacta, el valor de RQD, la frecuencia de fracturamiento y la condición de las discontinuidades, además del valor estimado del RMR (Beniowski, 1989).

Clasificando cualitativamente el macizo rocoso mediante un límite que va de regular a muy bueno y de malo a muy malo. Los planos también muestran la litología en cada taladro, las zonas orientadas donde fue posible obtener información estructural y las zonas donde se obtuvieron muestras para realizar los ensayos de laboratorio.

#### 2.3.6.1 Resistencia de la roca intacta

La dureza o resistencia de los testigos de roca intacta fue estimada en el campo mediante los procedimientos estandarizados del ISRM asignándole un valor R. Se definió un límite de  $R=1.75$  para separar a los testigos de regular a buena calidad de los de mala calidad. (International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering, 2010).

En la zona de análisis (veta y cajas) la dureza varía entre R 3.0 y R 4.0. de acuerdo a la tabla de dureza de rocas frente al martillo de geólogo, Adicionalmente a los valores de dureza tomados en campo se han realizado ensayos de rebote con el martillo Schmidt y ensayos de carga puntual, corroborando los valores obtenidos en campo.

Finalmente, se realizaron ensayos de compresión no confinada (UCS) en testigos representativos de las zonas de interés. La siguiente tabla muestra el resumen de la resistencia a la compresión no confinada en MPa, obtenida mediante estimación de campo, martillo Schmidt y ensayos UCS, para las cajas piso, techo y zona mineralizada, de las zonas norte y sur de la veta Angela.



Tabla N° 7 Tabla de resistencia a la compresión no confinada por varios métodos

<b>RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN NO CONFINADA (MPa)</b>				
<b>SECTOR</b>	<b>CAMPO</b>	<b>MARTILLO SCHMIDT</b>	<b>UCS</b>	<b>PROMEDIO</b>
<b>ZONA NORTE</b>				
Caja Techo	60.0	50.7	73.4	61.3
Mineral	75.0	50.7	60.1	55.4
Caja Piso	60.0	44.7	98.7	67.8
<b>ZONA SUR</b>				
Caja Techo	50.0	50.3	50.3	49.1
Mineral	75.0	49.7	49.7	54.9
Caja Piso	55.0	58.7	58.7	57.9

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

### 2.3.6.2 Índice de calidad de la roca (RQD) y grado de fracturamiento

Los logueos de los 6 taladros geomecánicos supervisados por Ausenco muestran un moderado grado de fracturamiento, con valores de RQD de 56% en promedio para la caja techo y de 74% en promedio para la caja piso, en tanto que la zona mineralizada se encuentra muy fracturada, con valores de RQD menores a 50%.

Este parámetro tiende a crecer en la caja piso, en los taladros ubicados al suroeste de la veta. Adicionalmente, se preparó un modelo tridimensional de RQD, utilizando los datos de los taladros relogueados en la zona de veta y cajas, hasta una distancia de 25 m de la veta hacia ambos lados.

### 2.3.6.3 Condición de Juntas

La condición de las discontinuidades ha sido medida bajo los lineamientos del sistema de clasificación geomecánica RMR, (Beniowski, 1989). Se estableciéndose el valor de 15 como un límite para separar la condición favorable de la desfavorable. Este parámetro fue calculado sólo para testigos con dureza sobre 1.0, por lo que se tienen algunos tramos sin información.

Se observa que en la mayor parte de los taladros se presenta una condición de discontinuidades por encima del valor de 15, y tramos donde no se ha medido este parámetro debido a la baja resistencia de la roca. Otros parámetros tales como la rugosidad, forma, abertura y relleno de las juntas, fueron analizados para ser utilizados más adelante, en conjunto con los resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades y el juicio ingenieril, para definir la resistencia cortante de las juntas.

#### 2.3.6.4 Condición de Agua Subterránea

El parámetro correspondiente a la condición del agua subterránea en las excavaciones fue adoptado conservadoramente, que en el sistema RMR, (Beniwaski, 1989). Representa una condición de flujo considerable por unidad de longitud ( $>125$  L/min por 10 m de longitud), o una relación de las presiones de poro en las juntas con respecto al esfuerzo principal mayor sobre 0.5. Estas condiciones se asumieron en base a la información hidrogeológica proveniente de las lecturas en los piezómetros de cuerda vibrante instalados en los 6 taladros geomecánicos, los que indicaron una posición del nivel freático relativamente superficial y un gradiente hidráulico con dirección hacia abajo.

#### 2.3.6.5 Índice Macizo Rocoso (RMR)

Para evaluar la calidad del macizo rocoso fue utilizado el sistema de clasificación geomecánica RMR, (Beniwaski, 1989). Esta clasificación toma como parámetros la dureza de la roca intacta, el RQD, el espaciamiento de fracturas, la condición de juntas y la condición del agua subterránea, para obtener un valor de RMR básico. Una vez obtenido el valor del RMR básico, este debe ser ajustado por el efecto de la orientación de las familias de estructuras respecto a la orientación del eje de la excavación; sin embargo, en este caso no se realizó este ajuste tomando en cuenta que el puntaje asignado a la condición del agua subterránea es bastante conservador y compensaría el ajuste por orientación de discontinuidades, además de que no se espera muchos sectores en donde la estabilidad sea gobernada por las estructuras.

Se usó el límite de  $RMR=40$  para separar los tramos de mala calidad de los tramos de calidad regular a buena. La siguiente tabla resume el RMR básico para las zonas de caja techo, zona mineralizada y caja piso. Los resultados muestran que la calidad del macizo rocoso en la caja techo es de Mala (Roca Tipo IVA) a Regular (III B), variando el RMR de 31 a 40 para la Clase IV A y de 41 a 50 para la Clase III B. En la caja piso la calidad de la roca varía de Mala (IVA) a Regular (IIIA y IIIB), mejorando hacia el sector SO, y en la zona mineralizada la calidad del macizo rocoso varía de Mala (IVA) a Regular (IIIB), como se muestra en la siguiente.

Tabla N° 8 RMR Promedio en los Taladros Geo-mecánicos

<b>ZONA</b>	<b>TALADRO</b>	<b>DESDE (M)</b>	<b>HASTA (M)</b>	<b>RMR PROMEDIO BASICO</b>	<b>CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO</b>	<b>CLASE</b>
<i>Caja Techo</i>		<i>250.20</i>	<i>276.30</i>	<i>46</i>	<i>Regular</i>	<i>III B</i>
<i>Zona Mineralizada</i>	<i>AUS_INM-01</i>	<i>276.30</i>	<i>310.80</i>	<i>42</i>	<i>Regular</i>	<i>III B</i>
<i>Caja Piso</i>		<i>310.80</i>	<i>336.45</i>	<i>36</i>	<i>Mala</i>	<i>IV A</i>
<i>Caja Techo</i>		<i>320.90</i>	<i>344.60</i>	<i>51</i>	<i>Regular</i>	<i>III A</i>
<i>Zona Mineralizada</i>	<i>AUS_INM-02</i>	<i>344.60</i>	<i>347.50</i>	<i>48</i>	<i>Regular</i>	<i>III B</i>
<i>Caja Piso</i>		<i>347.50</i>	<i>375.05</i>	<i>54</i>	<i>Regular</i>	<i>III A</i>
<i>Caja Techo</i>		<i>235.65</i>	<i>262.30</i>	<i>41</i>	<i>Regular</i>	<i>III B</i>
<i>Zona Mineralizada</i>	<i>AUS_INM-03</i>	<i>262.30</i>	<i>270.55</i>	<i>37</i>	<i>Mala</i>	<i>IV A</i>
<i>Caja Piso</i>		<i>270.55</i>	<i>296.85</i>	<i>46</i>	<i>Regular</i>	<i>III B</i>
<i>Caja Techo</i>		<i>255.05</i>	<i>280.05</i>	<i>37</i>	<i>Mala</i>	<i>IV A</i>
<i>Zona Mineralizada</i>	<i>AUS_INM-04</i>	<i>280.05</i>	<i>300.80</i>	<i>43</i>	<i>Regular</i>	<i>III B</i>
<i>Caja Piso</i>		<i>300.80</i>	<i>326.25</i>	<i>52</i>	<i>Regular</i>	<i>III A</i>
<i>Caja Techo</i>		<i>150.00</i>	<i>178.90</i>	<i>44</i>	<i>Regular</i>	<i>III B</i>
<i>Zona Mineralizada</i>	<i>AUS_INM-05</i>	<i>178.90</i>	<i>183.65</i>	<i>32</i>	<i>Mala</i>	<i>IV A</i>
<i>Caja Piso</i>		<i>183.65</i>	<i>210.15</i>	<i>52</i>	<i>Regular</i>	<i>III A</i>
<i>Caja Techo</i>		<i>79.65</i>	<i>105.90</i>	<i>36</i>	<i>Mala</i>	<i>IV A</i>
<i>Zona Mineralizada</i>	<i>AUS_INM-06</i>	<i>105.90</i>	<i>113.75</i>	<i>41</i>	<i>Regular</i>	<i>III B</i>
<i>Caja Piso</i>		<i>113.75</i>	<i>140.15</i>	<i>56</i>	<i>Regular</i>	<i>III A</i>

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO



Con los datos de RMR básico calculado en los taladros geomecánicos y en los taladros relogeados, se confeccionó un modelo tridimensional de RMR en una franja de 25 m desde ambos lados de la veta Ángela, el cual permitió visualizar la variación de RMR a lo largo de la veta.

#### 2.3.6.6 Caracterización del macizo rocoso

Los parámetros que influyen en el comportamiento o controlan la resistencia del macizo rocoso son: las propiedades geotécnicas de la roca intacta, el patrón de la distribución de los sistemas de discontinuidades y las características intrínsecas de las mismas.

La caracterización del macizo rocoso fue evaluada en base al reloqueo de los 6 taladros orientados (AUS\_INM), al reloqueo de 15 taladros de exploración (INMA) y al logueo de los 5 taladros orientados complementarios (SD). La clasificación del macizo rocoso para cada taladro logueado fue realizado con el sistema RMR76 (BIENIAWSKI, 1976).

Para complementar la caracterización del macizo rocoso se realizó la conversión del sistema de clasificación RMR89 al sistema RMR76 de 155 taladros de exploración (INMA) relogeados por la empresa Ausenco. Con los RMR calculados se confeccionó un modelo tridimensional de RMR a lo largo de la veta Ángela.

Finalmente, a objeto de obtener los parámetros geomecánicos que permitieran caracterizar en forma general las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, se realizó una campaña de muestreo en los taladros orientados, AUS\_INM y SD, con la finalidad de obtener muestras de roca representativas de los testigos de las perforaciones para su posterior análisis de laboratorio.

##### a) *Propiedades de la roca intacta*

Para complementar la caracterización del macizo rocoso se obtuvieron un total de 210 muestras de testigos de rocas, las cuales, en la medida de lo posible, se trató de elegir las que más se acercaran a la condición de roca intacta.

##### b) *Programa de ensayos de laboratorio*

El programa de ensayos se realizó en dos etapas: una primera etapa en campo y en las instalaciones de SVS Ingenieros S.A.C con el equipo de carga puntual en la que se ensayaron 150 muestras y otra en el laboratorio de mecánica de rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú en la ciudad de Lima, basado en dos conjuntos de envíos, el primero de 30 muestras y el segundo de 30 muestras. Las muestras seleccionadas de los diferentes taladros fueron sometidas a diversos ensayos a fin de determinar sus propiedades físicas, de resistencia y de deformabilidad.

El programa consistió en ensayos de compresión no confinada, ensayos de carga puntual diametral, ensayos de determinación de propiedades físicas, ensayos de compresión triaxial y ensayos de determinación de constantes elásticas.

El programa consistió en ensayos de compresión no confinada, ensayos de carga puntual diametral, ensayos de determinación de propiedades físicas, ensayos de compresión triaxial y ensayos de determinación de constantes elásticas. El número de ensayos realizados se detalla en el Tabla N° 9.

Tabla N° 9 Programa de Laboratorio de Mecánica de Rocas

<b>PROGRAMA DE LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS REALIZADO POR AUSENCO</b>	<b>NÚMERO DE ENSAYOS</b>
<i>Compresión no confinada</i>	<i>11</i>
<i>Carga puntual diametral</i>	<i>150</i>
<i>Determinación de propiedades físicas</i>	<i>18</i>
<i>Compresión triaxial</i>	<i>12</i>
<i>Determinación de constantes elásticas</i>	<i>19</i>

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

**c) Propiedades Físicas de la Roca Intacta**

Se realizaron 17 ensayos para determinar las propiedades físicas (densidad seca, densidad saturada, porosidad aparente y absorción) de la roca intacta y del mineral. En la Tabla N° 10 se muestra un resumen con los valores promedios obtenidos para las distintas unidades litológicas presentes en el macizo.

Tabla N° 10 Resultados de los Ensayos de Propiedades Físicas de la Roca Intacta

<b>LITOLOGIA</b>	<b>Densidad Seca (gr/cm<sup>3</sup>)</b>	<b>Densidad Saturada (gr/cm<sup>3</sup>)</b>	<b>Porosidad Aparente %</b>	<b>Absorción %</b>
<i>Lava Andesítica (Adt)</i>	<i>2.62</i>	<i>2.65</i>	<i>3.02</i>	<i>1.17</i>
<i>Brecha Andesítica (BxA)</i>	<i>2.48</i>	<i>2.58</i>	<i>9.58</i>	<i>3.86</i>
<i>Brecha Hidrotermal (BxH)</i>	<i>2.56</i>	<i>2.62</i>	<i>6.36</i>	<i>2.50</i>
<i>Brecha (Bx)</i>	<i>2.31</i>	<i>2.45</i>	<i>13.62</i>	<i>5.94</i>
<i>Mineral (Ore)</i>	<i>2.61</i>	<i>2.63</i>	<i>1.43</i>	<i>0.55</i>

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 2.3.6.7 Ensayos de resistencia mecánica

La resistencia a la compresión simple de la roca intacta fue estimada en el campo con métodos geológicos, y posteriormente determinada en el laboratorio en muestras representativas de roca sana. Se realizaron ensayos de compresión no confinada, carga puntual y con el Martillo Schmidt en los testigos de perforación (Tabla N° 11). Los ensayos de carga puntual fueron realizados en campo y en laboratorio a un total de 150 muestras provenientes de la caja techo, caja piso y mineral de la veta Ángela.

Toda esta información fue incorporada, compatibilizada y promediada con los resultados obtenidos con el martillo Schmidt, la cual fue ajustada de acuerdo a los resultados del mapeo geomecánico. Del análisis de los resultados obtenidos se presenta, en el Tabla N° 11, un resumen con los valores promedios obtenidos para las distintas unidades litológicas para el macizo rocoso.

Tabla N° 11 Parámetros de Resistencia de la roca Intacta

<b>LITOLOGÍA</b>	<b><math>\sigma_c</math> mínimo (MPa)</b>	<b><math>\sigma_c</math> máximo (MPa)</b>	<b><math>\sigma_c</math> promedio (MPa)</b>
<i>Lava Andesítica (Adt)</i>	50	277	125
<i>Brecha Andesítica (BxA)</i>	28	127	61
<i>Brecha Hidrotermal (BxH)</i>	18	93	64
<i>Mineral (Ore)</i>	32	196	100

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 2.3.6.8 Ensayos de Compresión Triaxial y determinación de las Constantes Elásticas

Se realizaron 12 ensayos de compresión triaxial que permitieron determinar los siguientes parámetros: ángulo de fricción interna ( $\phi$ ), cohesión (c) y  $\mu$ , mientras que para determinar el módulo de deformación (E) y coeficiente de Poisson ( $\nu$ ) se realizaron 19 ensayos.

La información obtenida de los ensayos de compresión triaxial se utilizó para estimar el valor de ( $\mu$ ) para caracterizar el macizo rocoso y los valores del módulo de elasticidad para comparar la información obtenida de los distintos ensayos.

En la Tabla N° 12 se presenta un resumen de las propiedades geotécnicas de la roca intacta a partir del análisis de los resultados obtenidos.

Tabla N° 12 Resultados de los Ensayos de Propiedades Mecánicas de la Roca Intacta

<b>LITOLOGIA</b>	<b>P.U. (KN/m3)</b>	<b>E (GPa)</b>	<b><math>\mu</math></b>	<b>mi</b>	<b><math>\varphi</math> (°)</b>	<b>c (MPa)</b>	<b><math>\sigma_c</math> (MPa)</b>
<i>Lava Andesítica (Adt)</i>	25.7	6.22	0.24	13.14	46.2	23.3	125
<i>Brecha Andesítica (BxA)</i>	24.3	4.02	0.17	18.35	49.7	9.2	61
<i>Brecha Hidrotermal (BxH)</i>	25.1	7.02	0.22	27.48	52.8	11.7	64
<i>Brecha (Bx)</i>	22.7	2.16	0.10	20.74	48.3	10.0	45
<i>Mineral (Ore)</i>	25.6	7.81	0.24	16.37	47.3	16.4	100

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 2.3.6.9 Dominios Estructurales

La caracterización y clasificación geomecánica del macizo rocoso permitió diferenciar tramos con características litológicas semi-homogéneas y patrones geoestructurales similares, a los cuales se les ha dado la denominación de dominios estructurales (DE). Estos dominios estructurales fueron establecidos a partir del modelo geomecánico.

Para establecer dichos dominios se elaboraron las vistas longitudinales de la caja techo, veta y caja piso como se muestra a continuación.

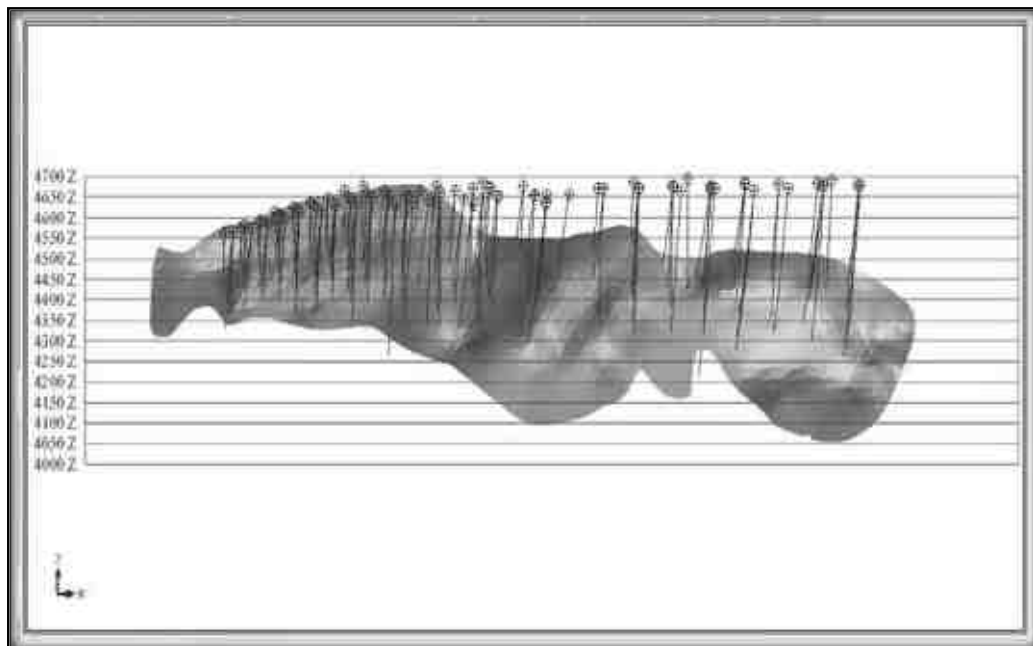
#### a. Estimación de los Dominios Estructurales

Para estimar la variabilidad de la calidad del macizo rocoso en función del RMR tanto para la caja techo, mineral y caja piso se hizo uso de la información de los taladros diamantinos, así como del modelo de bloques que contiene dicha zona.

##### a.1. Base de Datos

La base de datos consta de 148 taladros DDH con un total de 833 muestras como se muestran en la Figura N° 3.

Figura N° 3 Veta Ángela con la Base de Datos (sondajes).

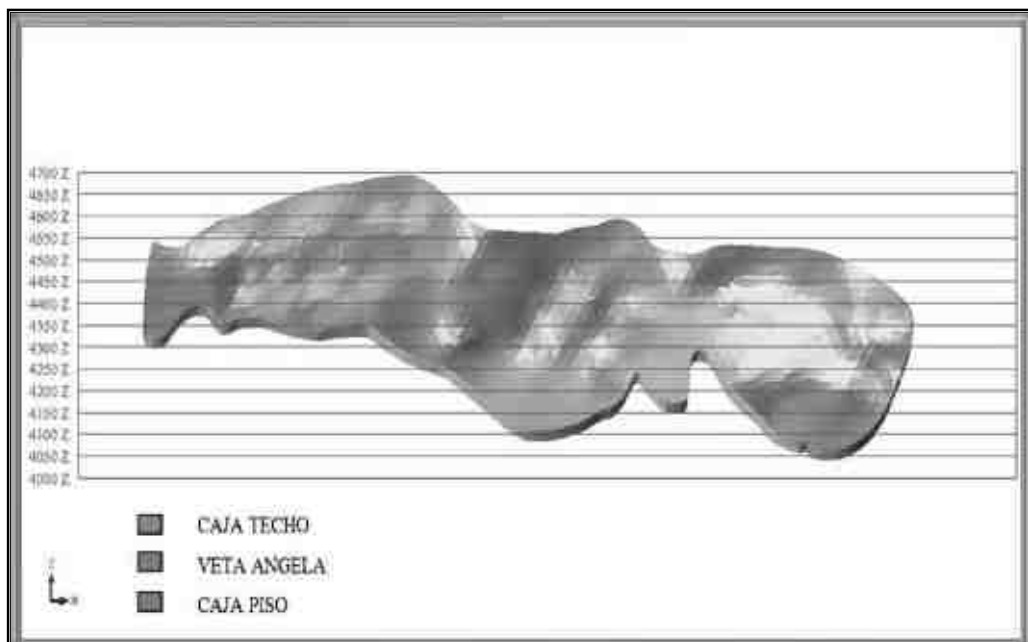


Fuente: SVS Ingenieros S.A.

#### a.2. Dominios de Estimación

Se definieron tres dominios de estimación: las cajas techo y piso, así como la veta Ángela; los cuales fueron codificadas como se muestra en la Figura N° 4.

Figura N° 4 Vista 3D de Caja Techo, Caja Piso y Veta Ángela



Fuente: SVS Ingenieros S.A.



### a.3. Compósitos

Las muestras fueron compositadas a una longitud de 1m para cada dominio: Caja Techo, Caja Piso y Veta Ángela.

El Tabla N° 13 muestra la cantidad de muestras en cada dominio después de la compositación.

*Tabla N° 13 Muestras por Dominio después de Composito*

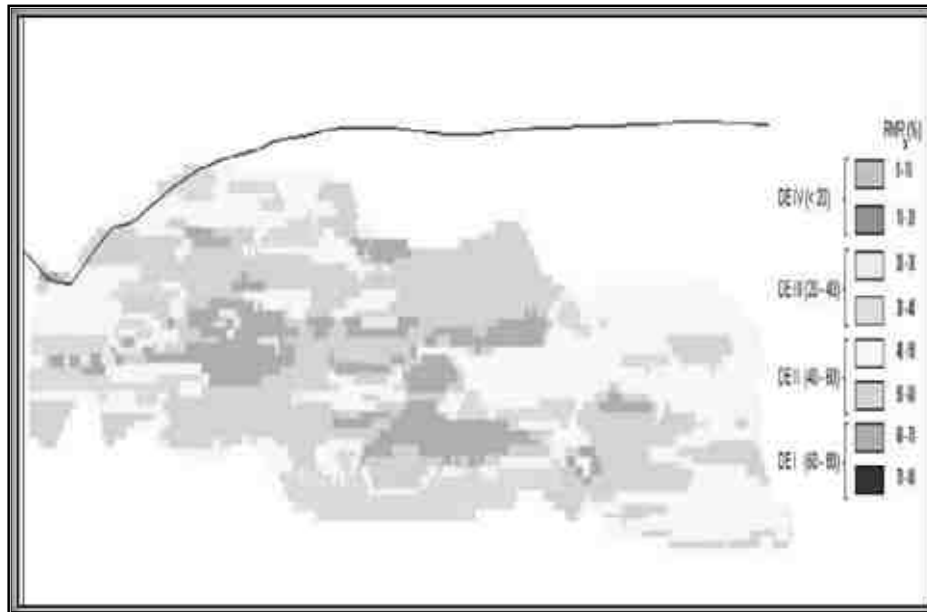
<i>LITOLOGÍA</i>	<i>CAJA PISO</i>	<i>CAJA TECHO</i>	<i>VETA</i>
<i>Cantidad de Datos</i>	<i>3364</i>	<i>3698</i>	<i>1017</i>
<i>Media</i>	<i>50.294</i>	<i>49.311</i>	<i>39.0167</i>
<i>Mediana</i>	<i>50</i>	<i>49</i>	<i>38</i>
<i>Moda</i>	<i>52</i>	<i>50</i>	<i>37</i>
<i>Desviación Estándar</i>	<i>11.005</i>	<i>10.175</i>	<i>7.988</i>
<i>Mínimo</i>	<i>15</i>	<i>28</i>	<i>24</i>
<i>Máximo</i>	<i>77</i>	<i>75</i>	<i>66</i>

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### b. Análisis de la Caja Techo

En la caja techo se presentan 3 dominios estructurales denominados DE-I, DE-II y DE-III. El dominio estructural DE-I con RMR>60% en la zona central de la veta Ángela, abarcando aproximadamente 25% del área total; el dominio estructural DE-II, el de mayor predominancia, con RMR entre 40% y 60% en los extremos de la veta Ángela, abarcando un 60% del área total y finalmente el dominio estructural DE-III con RMR entre 20% y 40% que son zonas localizadas abarcando un 15% del área total.

Figura N° 5 Dominios Estructurales presentes en la Caja Techo.

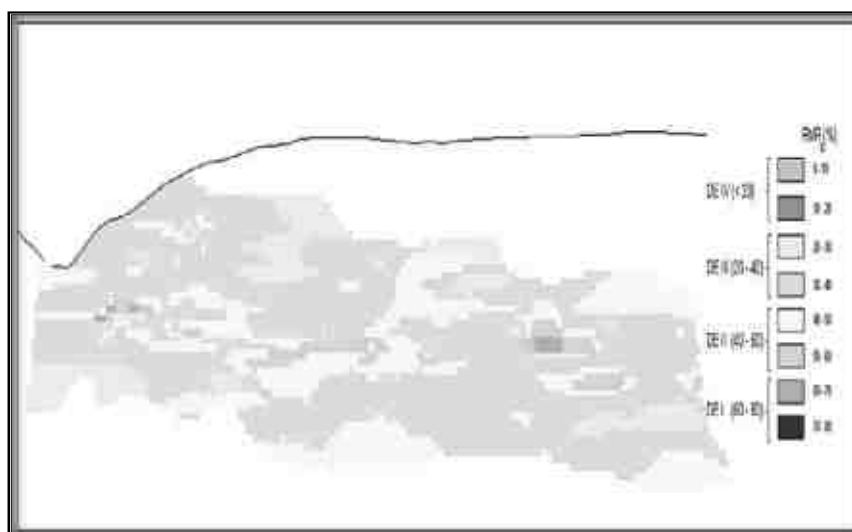


Fuente: SVS Ingenieros S.A.

**c. Análisis de la Veta Ángela**

En la veta se presentan los 3 dominios estructurales DE-I, DE-II y DE-III. El dominio estructural DE-I con  $RMR > 60\%$  abarca zonas localizadas a lo largo de la veta Ángela, las cuales representan un 5% del área total; el dominio estructural DE-II con RMR entre 40% y 60% abarcan zonas que se extienden a lo largo de la veta representando un 25% del área total y el dominio estructural DE-III con RMR entre 20% y 40%, el de mayor predominancia (70% del área total), abarcan los extremos de la veta Ángela (SW y NE) incluyendo algunas zonas localizadas correspondientes a los dominios estructurales DE-I y DE-II.

Figura N° 6 Dominios Estructurales presentes en la Veta Ángela.



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

**d. Análisis de la Caja Piso**

En la caja piso se presentan 3 dominios estructurales: DE-I, DE-II y DE-III. El dominio estructural DE-I con  $RMR > 60\%$  predomina en la zona SW y central de la veta Ángela, representando un 20% del área total; el dominio estructural DE-II, con RMR entre 40% y 60% abarca el 50% del área total en zonas que se extienden a lo largo de la veta Ángela, siendo éste el de mayor predominancia. Finalmente, el dominio estructural DE-III con RMR entre 20% y 40% abarca el 30% del área total en áreas aisladas.

*Figura N° 7 Dominios Estructurales presentes en la Caja Piso.*



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

De la base del análisis estructural y de la clasificación geomecánica del macizo rocoso, se determinaron cuatro dominios estructurales representativos, definidos según su valoración de los índices RMR y Q tal como se muestra en la Tabla N° 14.

Tabla N° 14 Dominios Estructurales – Veta Ángela.

<b>DOMINIO ESTRUCTURALES</b>	<b>RMR</b>	<b>Q</b>	<b>GSI</b>
<i>DE - I</i>	<i>60 - 80</i>	<i>6 - 55</i>	<i>60 - 80</i>
<i>DE - II</i>	<i>40 - 60</i>	<i>0.6 - 6</i>	<i>40 - 60</i>
<i>DE - III</i>	<i>20 - 40</i>	<i>0.07 - 0.6</i>	<i>20 - 40</i>
<i>DE - IV</i>	<i>&lt; 20</i>	<i>&lt; 0.07</i>	<i>&lt; 20</i>

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 2.3.7 PELIGRO SÍSMICO

Se ha realizado el análisis integral de peligro sísmico para la U.M Inmaculada. El cual involucra los departamentos de Cusco, Arequipa, Ayacucho, Apurímac e Ica, al sur del Perú, por estar dentro de la zona de influencia sismotectónica de la unidad. El estudio fue desarrollado en el ámbito de actividades siguientes:

- Revisión de la tectónica de la zona del proyecto.
- Revisión de los datos disponibles sobre la sismicidad histórica e instrumental.
- Caracterización sismológica de las fuentes.
- Estimación de los efectos de la atenuación sísmica regional.
- Análisis determinístico y probabilístico.
- Determinación de espectros de respuesta genéricos para suelo y roca.

La revisión realizada de la tectónica en la zona de la unidad indica que en la región sur del Perú, que es el objeto de este estudio, existen varios sistemas de fallas reconocidos. Estos sistemas se manifiestan tanto en la superficie o debido a la distribución sísmica en la superficie de falla. Las fallas activas más cercanas a la unidad son el Sistema de Fallas Mollebamba y la Falla Pampacolca, situados a 90 y 110 km, respectivamente. Hay también otras fallas, tales como el Sistema de Fallas Acarí-Yauca, la Falla Trigal, Solarpampa, Laguna de Pachuca y Marcona, que podrían afectar la operación de la unidad. A pesar de que estas fallas superficiales no han sido suficientemente estudiadas, deben ser consideradas en los estudios de proyectos cercanos, ya que podrían causar efectos sísmicos locales destructivos.

En términos del mecanismo de subducción, la placa de Nazca subduce en la región sudoccidental del Perú, esta subducción se produce con un ángulo promedio de  $30^\circ$  hasta una profundidad de 120 km. Debajo de la cordillera de los Andes, el plano de subducción se vuelve horizontal, donde puntos focales de actividad sísmica tienen una profundidad media de 90 km.

Según la historia sísmica revisada en la zona, durante los últimos 400 años han ocurrido terremotos con intensidades de hasta VIII MMI, en lugares cercanos a la unidad.

Para la evaluación de peligro sísmico determinístico, se han considerado las fuentes continentales y de subducción, usando diferentes leyes de atenuación en cada caso. El catálogo sísmico se ha actualizado hasta el 2011. También se han identificado y considerado los sistemas de fallas más cercanos. El análisis determinístico muestra que el terremoto máximo creíble o extremo en el proyecto, provocará un valor máximo de aceleración de 0.46g a nivel de roca base, causado por la subducción intermedia.

Para el análisis probabilístico, se han actualizado las fuentes sísmicas y estas han sido identificadas y consideradas como áreas. Debido a la escasez de información sobre la actividad sísmica relacionada con las fallas continentales, estas fuentes han sido modeladas como áreas, en lugar de las fuentes lineales. Se han calculado y actualizado las tasas de recurrencia sísmica para cada una de las fuentes sísmicas del catálogo histórico compilado. Estos parámetros se han utilizado como materia prima en el análisis de peligro sísmico probabilístico. Los resultados se presentan en términos del movimiento del suelo, en función de la probabilidad de excedencia anual, el recíproco del periodo de retorno promedio.

Para el sismo de diseño de instalaciones y estructuras en la unidad, se recomienda un período de retorno de 475 años, que corresponde a un 10% de probabilidad de excedencia en un período de 50 años. Teniendo en cuenta el sistema de clasificación de sitio propuesto por el International Building Code (IBC, 2006), el valor máximo de aceleración (PGA) para este período de retorno en el proyecto es de 0.30g, 0.37g y 0.51g, para los sitios clase B, C y D, respectivamente. En caso de menores períodos de exposición, es posible estimar un valor PGA y mantener un riesgo de excedencia del 10%. Para instalaciones de alta importancia en el proyecto, los períodos de retorno pueden ser aumentados por el diseñador para definir el sismo de diseño, o se puede utilizar el sismo máximo creíble, MCE. La máxima aceleración sísmica probabilística esperada para diversos períodos de retorno se ha calculado para un punto específico, representativo de la zona del proyecto.

Para los métodos pseudo-estáticos que se utilizan para el diseño de muros de contención y taludes, se recomienda utilizar los valores del coeficiente sísmico equivalente al 50% de la aceleración máxima del suelo, estimado por el método probabilístico, o el 50% de la aceleración

del terreno correspondiente al sismo máximo creíble, dependiendo de la importancia de la instalación.

Se recomienda una evaluación geotécnica en la ubicación de todas las estructuras importantes, a fin de estimar la clase de sitio a la que corresponde la cimentación. En este estudio, los espectros de respuesta sísmica para suelos rígidos son presentados para sitios generales, clasificados como B, C o D de acuerdo con el IBC 2006, para la zona del proyecto. Para los suelos de clase E o F se debe llevar a cabo un análisis de amplificación sísmica.

### 2.3.7.1 Generalidades

Como sustento de las aceleraciones del terreno a ser utilizadas en el diseño civil de las estructuras. El estudio de peligro sísmico, cuyos resultados se documentan en el presente informe, comprende específicamente el ámbito del proyecto minero Inmaculada, localizado al sur del Perú, en el distrito de Oyolo, provincia Paucar del Sara Sara, en el departamento de Ayacucho.

Este reporte presenta los resultados de la revisión y el análisis de la información correspondiente de la actividad sísmica, en la región sur del Perú, y específicamente en las regiones de Ayacucho, Apurímac y Arequipa, que tienen influencia en el proyecto; el análisis de peligro sísmico para el proyecto ha sido desarrollado en base a la sismicidad histórica e instrumental, así como a la información neotectónica de esta región, habiéndose desarrollado los siguientes pasos:

- Caracterización geomorfológica regional.
- Identificación de las características sismotectónicas de la región.
- Determinación de la sismicidad regional.
- Estimación de la atenuación de los efectos sísmicos regionales.
- Determinación del nivel de peligro sísmico por métodos determinísticos y probabilísticos.
- Determinación de los espectros de respuesta de peligro uniforme para el diseño de las obras civiles.

En el presente análisis de peligro sísmico la máxima aceleración del terreno ha sido generado por eventos sísmicos con periodos de retorno estimados de hasta 10,000 años, utilizando el método probabilístico. El máximo nivel de aceleración para el sismo de diseño en el área del proyecto ha sido propuesto para diferentes tipos de suelos, así como también los coeficientes sísmicos a ser usados en los análisis pseudoestáticos para el sismo de diseño de las estructuras proyectadas, como son estructuras de tierra, estructuras de retención, etc.

Dada la naturaleza del estudio de peligro sísmico, la información de sismicidad y resultados de este estudio, podrán ser utilizados para el diseño sísmico de otras estructuras civiles dentro de la zona de influencia del proyecto.

### 2.3.7.2 Sistema de Fallas en el Área de Estudio

Los sistemas de fallas se originan por la distribución heterogénea de fuerzas tensionales y compresionales, y son la principal fuente de actividad sísmica superficial en el territorio peruano. En la región sur del Perú, que es el objeto de este estudio, hay varios sistemas de fallas reconocidos, ya sea por su manifestación en la superficie o debido a la distribución sísmica en la superficie de la falla (Machare et al, 2003; Pomachagua, 2000; Bernal, 2000). Los sistemas de fallas con influencia en el área de estudio se describen a continuación:

**Falla Marcona (F-3)** - Esta falla normal está ubicada al NE de San Juan de Marcona (Ica), con orientación N120°E y buzamiento 70° hacia el norte. Esta presenta un desplazamiento vertical cerca de 20 m. La distancia mínima estimada entre la falla y la zona del proyecto es de aproximadamente 200 km.

**Zona de Fallas Cuzco (PE-09)** - Situado entre el altiplano y la cordillera Oriental, en una región afectada por la tectónica extensional. La zona de Fallas Cuzco es un área históricamente activa de origen sísmico y se compone de seis fallas discretas (Zurite, Tamboray, Qoricocha, Tambomachay, Pachatusan y Urcos) que parecen tener historiales de ruptura en cierto modo independiente; por lo tanto, la zona de Fallas Cuzco está conformada por secciones o segmentos de falla del tipo normal, y tiene una longitud de 97.4 km, una dirección N63° E y un buzamiento de 60°. De la información recopilada se tiene información de las siguientes secciones de fallas: Falla Zurite, ubicada en el departamento del Cuzco al norte de la Pampa Anta y limitado por la parte sur con la Cordillera Vilcabamba; esta falla de tipo normal, se orienta en dirección E-O con un ángulo de buzamiento de 60° a 70° en dirección Sur. Falla Tambomachay, ubicada en la parte norte del departamento del Cuzco y conformada por segmentos de fallas normales que describen una línea curva de aproximadamente 20 km de largo; se orienta en dirección E-O con un ángulo de buzamiento de 60° en dirección Sur y presenta un salto vertical de 2 a 3 metros. Falla de Urcos, de tipo normal, se localiza en el Cuzco, tiene una orientación en dirección NO-SE y buzamiento en dirección SE, con una longitud de 15 km de largo. La distancia mínima entre la falla y la zona del proyecto es de aproximadamente 220 km.

**Falla Laguna de Pacucha (F-10)** - Esta falla se encuentra al norte de la laguna de Pacucha en el departamento de Apurímac. Tiene 100 km de longitud y tiene orientación EO. La distancia mínima entre la falla y la zona del proyecto es de aproximadamente 155 km.

**Zona de Fallas Ocongate (PE-10)** - Se encuentra localizada entre el pueblo de Ocongate y el macizo Ausangate 40 km al sureste de Cusco. Se divide en dos subgrupos: Ausangate (hacia el norte) y Uchuyacruz (hacia el sur). La zona de fallas es del tipo normal, abarca una longitud de 34.3 km, con rumbo promedio N88°E y buzamiento de 70 a 80° hacia el SO. Estas fallas afectan paleosuelos desarrollados en el pie de escarpas, sugiriendo una reactivación reciente (menor a 15,000 años). La distancia mínima entre la falla y la zona del proyecto es de aproximadamente 240 km.

**Sistema de Fallas del Río Vilcanota (PE-11)** - Se encuentra localizado al sureste de Cusco. El sistema de fallas es del tipo normal, abarca una longitud de 93.7 km, con rumbo promedio N35°O y buzamiento de 60 a 70° hacia el SO. Este sistema controla la dirección del valle del río Vilcanota. En el norte transmite el movimiento de la Zona de Fallas de Cusco (PE-09). Tiene actividad cuaternaria con una antigüedad mayor a 10,000 años. La distancia mínima entre la falla y la zona del proyecto es de aproximadamente 220 km.

**Falla Trigal (PE-12)** - Situado al oeste de la Cordillera de los Andes, a 100 km al nor-noroeste de Arequipa, entre Huambo y Cabanaconde. Esta falla se orienta este-oeste y es predominantemente normal, hacia el sur corta los flujos volcánicos jóvenes como los del Holoceno. Los mayores registros de desplazamiento de depósitos antiguos, muestran el movimiento recurrente en la falla. Esta posee una longitud de 20.4 km (16.9 kilómetros acumulativos) con dirección N89 °E ± 14°. Esta falla afecta a una variedad de edades de flujos volcánicos del Cuaternario, con mayores desplazamientos en los flujos de corrientes más antiguas que en las más jóvenes. La falla tiene dos movimientos en el Holoceno (época post glacial). Por lo tanto, la recurrencia de la falla es menor de 10,000 años. La tasa de deslizamiento, probablemente es de 0.2-1 mm/año. La distancia mínima entre la falla y la zona del proyecto es de aproximadamente 145 km.

**Falla Solarpampa (PE-13)** - Situada al oeste de la Cordillera de los Andes, a 100 km al nor-noroeste de Arequipa, entre Huambo y Cabanaconde. Esta falla se orienta este-oeste y es predominantemente normal, hacia el sur corta los flujos volcánicos jóvenes como los del Holoceno. Los mayores registros de desplazamiento de depósitos antiguos, muestran el movimiento recurrente en la falla. Esta posee una longitud de 14.4 km (15.8 kilómetros acumulativos) con dirección N90 °E ± 17°. Esta falla afecta a una variedad de edades de flujos volcánicos del Cuaternario, con mayores desplazamientos en los flujos de corrientes más antiguas que en las más jóvenes. La falla tiene dos movimientos en el Holoceno (época post glacial). Por lo tanto, la recurrencia de la falla es menor de 10,000 años. La tasa de deslizamiento, probablemente es de 0.2-1 mm/año. La distancia mínima entre la falla y la zona del proyecto es de aproximadamente 140 km.



**Falla Pampacolca (F-15)** - Esta falla se encuentra ubicada en la Cordillera Occidental al sur del volcán Coropuna, departamento de Arequipa. La falla de Pampacolca es de tipo normal y se orienta en dirección N140°E con buzamiento en dirección SE y alcanza una longitud de 20 km aproximadamente. La distancia mínima entre la falla y la zona del proyecto es de aproximadamente 110 km.

**Sistema de Fallas Mollebamba** - Este es un sistema de fallas de tipo normal con rumbo N65-70°O y buzamiento sub-vertical hacia el norte. Parte del mismo pasa por el valle de Chalhuanca. Este sistema tiene 100 km de longitud y es parte del sistema de fallas de rumbo Andino. Sin embargo, se necesitan mayores estudios, ya que existen manifestaciones geodinámicas externas en el área de este sistema de fallas, lo cual indica que esta puede ser considerada como activa. La distancia mínima entre el Sistema de Fallas y la zona del proyecto es de aproximadamente 90 km.

**Sistema de Fallas Acarí - Yauca** - Este sistema de fallas posee orientación NE-SO, con segmentos de 13-18 km aproximadamente. Adicionalmente, hay dos direcciones estructurales, NNE-SSO y ENE-OSO, cuyos dominios están expuestos en las principales superficies drenadas del área, tales como los ríos Yauca y Acarí. Debido a la influencia directa del bloque tectónico Marcona es probable que este sistema se encuentre activo. La distancia mínima entre el Sistema de Fallas y la zona del proyecto es de aproximadamente 130 km.

**Sistema de Fallas Subandino** - Situado a lo largo del flanco oriental de los Andes, representa la parte más oriental de la deformación de la corteza. El contacto entre la deformación Supra Terciaria y las unidades más antiguas está asociado con este sistema de fallas normales e inversas.

## 2.4 MINERALIZACIÓN.

El área de emplazamiento de la U.M. Inmaculada se observan dos estilos de mineralización epitermal. El primero corresponde al estilo de baja sulfuración representadas por las vetas de cuarzo de relleno filoniano; las cuales afloran en Quellopata, Anta-Patarí y Pararani. El segundo corresponde al estilo ácido sulfato o alta sulfuración, que ocurren en Minascucho-San Salvador y Tararunqui.

En la zona se han identificado 21 vetas con relleno de cuarzo y calcedonia. De ellas 14 vetas presentan azimut NE-SW y buzamientos al SE, todas con componente dextral, expuestas en la quebrada Quellopata. Igualmente, hacia el SW afloran 4 vetas de cuarzo, de las cuales 3 de ellas presentan azimuts E-W y buzamientos hacia Sur y la cuarta veta presenta azimut NW y buzamiento SW. Los afloramientos de las vetas de cuarzo de Quellopata ocurren en forma de una

ventana geológica, la cual ha permitido, exponer en buena parte las rocas, vetas y fallas. Las vetas en Quellopata son desplazadas por fallas post mineral de azimut E-W con buzamiento al Sur y componente sinextral. También se tiene hacia el SW una falla de azimut NS y buzamiento al Este de componente dextral que controla la mineralización.

La distribución espacial de las vetas de este a oeste es la siguiente: Veta Rebeca, Verónica, Marina, Organa, Martha, Teresa, Lourdes, Ángela, Roxana (Sigmoide cerrado, parte de Angela), Lucy, Pirita, Shakira, Karina, Juliana y Sara. Adicionalmente hacia el extremo Suroeste se tiene las vetas Melissa, Kattia, y Jimena. Estas vetas se formaron en un contexto de tectónica extensional, como relleno de fallas normales de azimut NE-SW y buzamientos al SE y otras como relleno de fracturas tensionales.

En conjunto las vetas se presentan anchos de 0.3 m a 5.0 m con longitudes que van desde 15.0 m a 2,200.0 m con evidencias de continuidad por debajo de las coberturas aluviales hacia el NE (veta Angela). Estas vetas pueden ser diferenciadas en 2 grupos principales en función a las fases de mineralización que presentan: vetas epitermales de Au+ Ag y vetas epitermales de Ag + Zn-Pb. La fase de mineralización Ag + Zn-Pb es cortada por las vetas de Au+Ag. Ambas fases están representadas en la veta Angela tanto en superficie y testigos de perforación.

**i. Primera Fase de Mineralización:**

Vetas epitermales de Ag + Zn-Pb de baja sulfuración con metales base, compuestas de cuarzo blanquecino y calcedonia gris, con brechamiento, texturas bandeadas, coliformes, crustiformes, granulares y masivas; entre los minerales que albergan estas vetas tenemos pirita (abundante en forma granular y cúbica fina), calcopirita, calcosina, esfalerita, galena, acantita (en puntos diseminados en la veta) y patinas de óxidos de Fe, Mn, goethita, hematita, psilomelanos, malaquita. Las cajas presentan a ambos lados de las vetas, silicificación incipiente, seguida de argilitización y propilitización hacia la periferia, acompañadas de oxidación supergena. Las vetas pertenecientes a esta fase de mineralización son Rebeca, Verónica, Marina, Organa, Lourdes, Teresa y Juliana.

**ii. Segunda Fase de Mineralización:**

Vetas epitermales de Au+Ag de baja sulfuración, compuestas de cuarzo blanco con texturas de reemplazamiento de carbonatos, coliforme bandeado, drusas en oquedades, puntos de pirita cúbica fina, pirargirita, venillas de rodocrosita, adularía, patinas ligeras de óxidos de hierro, localmente marcasita en los niveles altos. La caja por lo general presenta silicificación incipiente (menor a 1 m para ambos lados), seguida de propilitización hacia la periferia con esméctita, clorita y pirita. A este grupo pertenecen las vetas Martha, Angela, Split Angela (Sigmoide cerrado de Angela), Lucy, Shakira, Sara, Pirita, Karina, Mellisa, Kattia y Jimena.

## VER ANEXO N° 1

- FIGURA N° 60 NV-4540
- FIGURA N° 61 NV-4400
- FIGURA N° 62 NV-4300

**2.4.1 Recursos y reservas.**

Durante el 2009, Ventura Gold continuó con la exploración mediante el programa de perforación diamantina en el área de Quellopata, con la ejecución de 55 sondajes (15,437.25 m lineales perforados), distribuidos en 20 taladros de definición (3,573.25 m) entre las secciones 10050 N y 10350 N y 25 taladros de exploración (11,864.0 m) hacia el NE de Quellopata, entre las secciones 10,500 N y 11,600 N (fase 5° y 6°) Como resultado del programa de exploración del 2009, se ha extendido la veta Ángela con mineralización interesante en más de 1,500.0 m lineales a lo largo del rumbo, con ancho y contenidos económicos, hasta una profundidad de 250 m por debajo de la superficie. La parte principal reconocida en la zona es la veta Ángela que se halla delimitada, entre las secciones 10,000 – 11,600.

La estructura de la veta Ángela está compuesta por cuarzo blanco, stockwoks con venillas de cuarzo silicificados y brechas hidrotermales hacia ambos lados de la caja. La veta está conformada por cuarzo blanco con texturas, laminar, reticulada, bandeado coloforme, cuarzo sacaroide. Cuarzo amatista está presente en forma subordinada, asociada a un evento tardío-post-mineral. La brecha hidrotermal esta cementada por calcedonia y menor cuarzo blanco con texturas de reemplazamiento, englobando clastos angulosos de roca caja. Los stockwoks son básicamente venillas de cuarzo con texturas bandeadas, las cuales ocurren con intensidad débil a moderada. La veta Angela, corresponde a una estructura completamente preservada, reconocida mediante mapeo de afloramientos y sondajes diamantinos (sección 9,100-11,500), en una extensión de 2,400.0 m, mostrando tendencia a engrosar en espesor, conforme la veta se emplaza hacia el NE. La roca huésped corresponde al estrato volcán de Huarmapata (brecha-debris y celdas de lava andesítica), seguida de la unidad de tobas andesíticas y un stock de pórfido feldespató silicificado.

La mineralización de la veta Ángela en los niveles altos (cotas 4,650 msnm - 4,600 msnm) presenta valores de Au menores a 1g/t, y Ag menor a 30 g/t, con anomalías de Hg, Te, Pb y Mn con valores por encima de 0.1%. Como ganga presenta pirita cúbica diseminada con intensidad fuerte. En los niveles intermedio y profundos (cotas 4,500 msnm y 4,200 msnm), la mineralización de la veta Angela es básicamente Au + Ag, con ratios de Au/Ag de 1/10 a 1/40, llegando incluso hasta valores de 1/160 hacia el NE en algunos casos puntuales.

El oro está presente en forma de electrum visible en los taladros INMA-16, 19, 23 y 52 etc. La plata está presente dentro de la veta en forma de pirargirita en forma de chispas y bandas coliformes, acompañadas de pirita cúbica de intensidad débil a trazas dentro de la veta, así como también de esfalerita, galena y chalcopirita en rangos menores a 1% hacia las cajas de veta. En el caso de la brecha hidrotermal y/o stockworks, presentan comúnmente esfalerita con sus variedades blenda (marmitita) rica en hierro, esfalerita acaramelada con coloraciones verde amarillenta pobre en hierro; y en menor frecuencia galena y chalcopirita. Estos son acompañados por diseminación de pirita cúbica y eventualmente con presencia de pirargirita de intensidad débil a trazas, las cuales ocurren en forma de chispas, diseminado y en venillas de cuarzo-calcedonia.

El cálculo de recursos minerales determinado por la U. M. Inmculada en la veta Ángela, que sirve de base al estudio de factibilidad del proyecto, se presenta en la tabla 15.

Tabla N° 15 Tabla de estimación de los recursos para la veta Ángela

Oro Equivalente Cut-off (g/t)	Toneladas	Oro Ley (g/t)	Plata Ley (g/t)	Oro Equivalente Ley (g/t)	Oro Contenido (oz)	Plata Contenido (oz)	Oro Equivalente (oz)
2.0	4,060,000	3.8	132.5	5.5	500,000	17,296,000	717,000
3.0	3,720,000	4.0	139.0	5.8	483,000	16,625,000	690,000
5.0	2,540,000	4.8	155.2	6.7	391,000	12,674,000	550,000

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

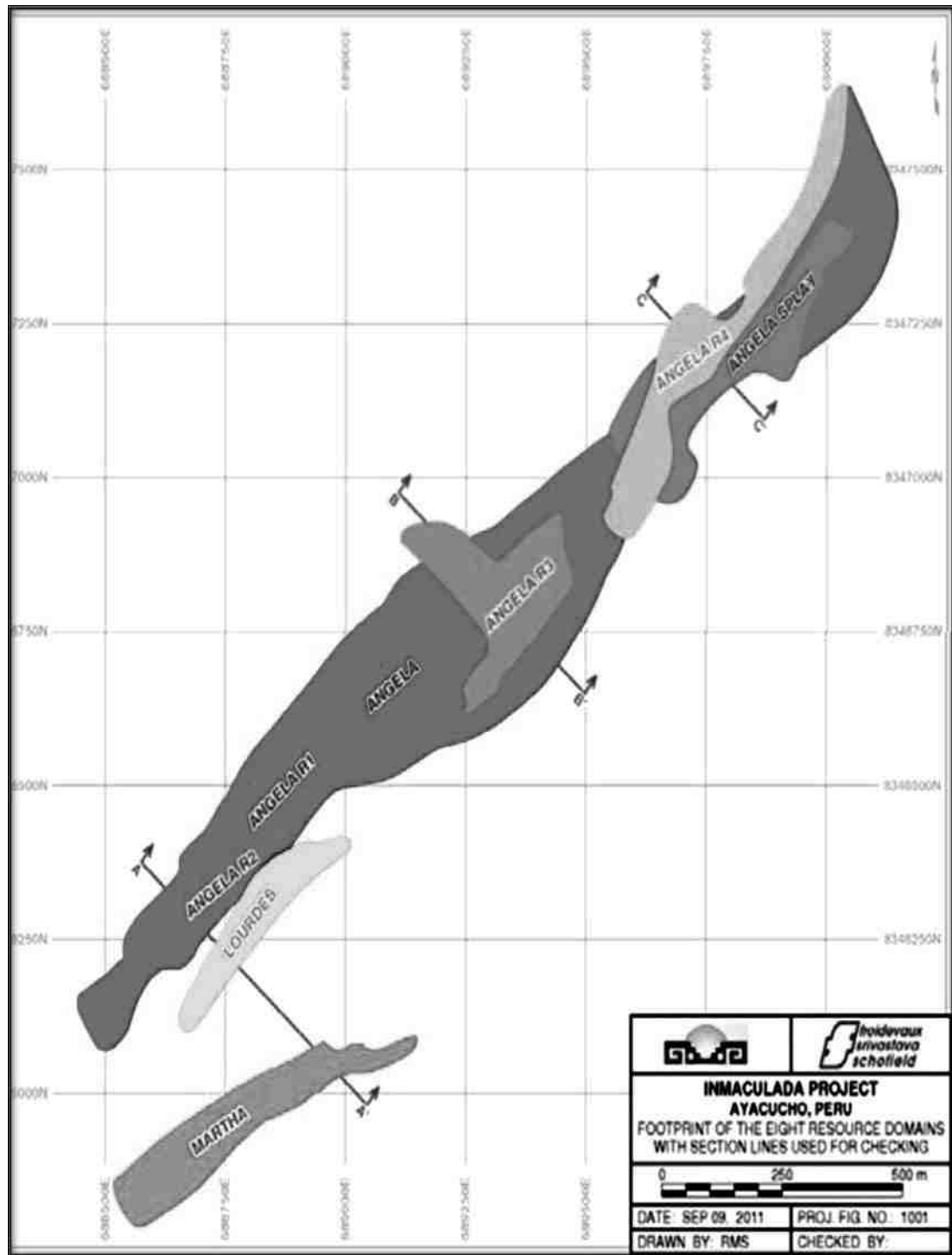
#### 2.4.1.1 Estimación de Reservas

##### i. *Vetas Incluidas en la Estimación de Recursos Minerales*

La Figura 8 muestra un enfoque horizontal de las ocho vetas incluidas en la estimación de recursos del estudio de factibilidad:

- La veta principal Ángela.
- Ramal de veta Ángela, correspondiente a un ramal de la veta principal, que se presenta en profundidad y hacia la zona Nor-Este de la veta Principal.
- Cuatro ramificaciones pequeñas desde la veta Ángela, denominados “R1” hasta “R4”.
- Las vetas Lourdes y Martha, dos pequeñas vetas de la caja techo no conectadas que yacen al Sur de la veta principal.

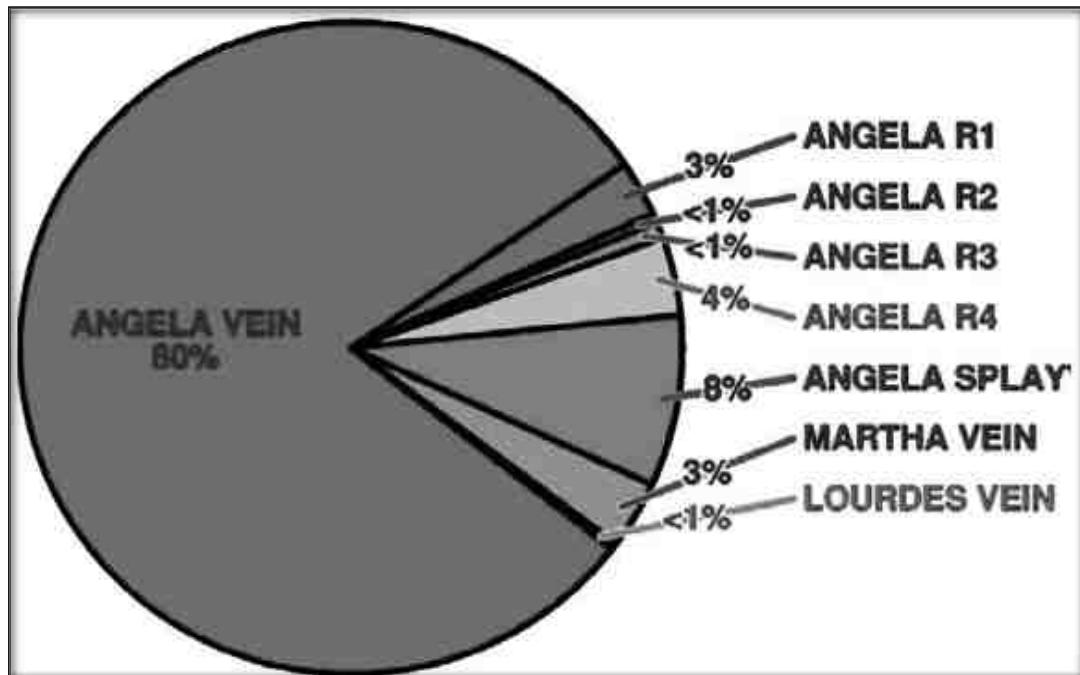
Figura N° 8 Vista en Planta de los ocho dominios utilizados para la estimación de recursos con cortes transversales.



Fuente: Informe Factibilidad AUSENCO

La Figura 9 muestra la contribución relativa de estas vetas al contenido total de metal, de acuerdo al metal obtenido en los ensayos de perforación de estas vetas. La veta más importante es la veta Ángela, la cual representa más del 75% del contenido de metal.

Figura N° 9 Contribución Relativa de Cada Dominio al Contenido Total de Metal en los Ensayos de Perforaciones.



Fuente: Informe Factibilidad AUSENCO

#### 2.4.1.2 Base de Datos del Ensayo

Para obtener una estimación de los recursos, se tomó en cuenta todas las perforaciones con datos de ensayo disponibles al 30 de Junio de 2011. Entre éstas se incluye:

- Las perforaciones QU-01 hasta la QU-31, primer grupo de perforaciones realizadas por Hochschild en el área de proyecto. De éstas, sólo las QU-04, QU-05, QU-07, QU-24, QU-25 y QU-31 intersectan a las vetas incluidas en esta estimación de recursos. Por lo tanto, éstas son las únicas perforaciones iniciales que aportan datos de ensayos (leyes) dentro de la estimación de leyes. Las demás perforaciones QU influyen en la definición de la geometría de las vetas, su falta de intersección con las vetas obliga al cierre del sólido utilizado para modelar cada veta.
- Las perforaciones INMA-01 a INMA-214, serie principal de perforaciones, fueron realizadas en un inicio por Ventura e IMC y ahora son continuadas por Hochschild. De éstas, la gran mayoría (198) se intersecan con una o más vetas y, por lo tanto, proporcionan datos de ensayo que afectan la estimación de las leyes. Las perforaciones INMA que no se intersecan con ninguna de estas vetas afectan la estimación de recursos únicamente por forzar el cierre en la geometría de los sólidos interpretados, son: INMA-08, INMA-39 a INMA-42, INMA-45 a INMA-51, INMA-63, INMA-120, INMA-153, INMA-157, INMA-169 e INMA-208.

- Las perforaciones ANG11, ASW11, JIM11 y MAR11 se realizaron el año 2011 por Hochschild. De éstas, las siguientes perforaciones se intersecan con una o más vetas y, por lo tanto, afectan la estimación de las leyes: ANG11-001 a ANG11-005, ANG11-016, ANG-018, ANG-019, ANG-022, ANG-026 a ANG-028, MAR11-001 a MAR11-010, y MAR11-012. Las demás perforaciones realizadas el año pasado no se intersecan con ninguna de estas vetas y afectan la estimación de recursos únicamente por forzar el cierre de los sólidos interpretados.

No se utilizó ninguno de los ensayos realizados a las muestras de mano obtenidas de los afloramientos para la estimación de las leyes; sin embargo, se empleó el mapeo de las vetas expuestas en superficie para realizar la interpretación en 3D de la geometría de las vetas.

Hochschild recopiló la base de datos de los certificados originales de laboratorio. En el caso de los intervalos con ensayos dobles, sólo se consideró el valor del primer ensayo para los propósitos de la estimación de recursos.

a. **Topografía**

La información topográfica superficial del área del proyecto fue obtenida a través de un modelo de elevación digital desarrollado en base a un levantamiento topográfico aéreo a escala 1:5,000 en el año 2010 por IMC. Los datos de los puntos de control utilizados para este levantamiento tuvieron que ser ajustados en 2-3 m para alinear el datum vertical utilizado para el levantamiento topográfico local con el datum PSAD56 usado para la topografía aérea.

Se revisó la coherencia entre el modelo de la topografía aérea y el collar de perforaciones. La mayor parte de collares de perforación (92%) se ubica a  $\pm 1$  m de la elevación del terreno, según la topografía aérea. La mayor diferencia de 2.7 m fue registrada en el collar ASW11-002, una de las perforaciones que no interseca a ninguna de las vetas. De las perforaciones que sí se intersecan con las vetas y que proveen información sobre las leyes para calcular la estimación de las leyes, todas las perforaciones del collar se ubican a  $\pm 2$  m de la elevación indicada por el modelo de elevación digital desarrollado a partir de la topografía aérea. Muchos de los collares de perforaciones que ahora se encuentran disponibles, fueron realizados posteriormente al desarrollo del modelo de elevación digital del año 2010; de modo que la equivalencia entre las elevaciones reconocidas de los nuevos collares de perforaciones y el modelo de elevación digital, confirma que el control topográfico fue muy bueno y conveniente para los fines de un estudio de factibilidad.

**b. Densidad**

La información sobre la densidad utilizada para las estimaciones de los recursos proviene de un estudio realizado por Ventura Gold en el año 2008, cuya densidad fue calculada para 100 muestras de testigos de perforación de seis litologías. Cada muestra fue secada, pesada en aire, sellada en cera y pesada en agua. Empleando el Principio de Arquímedes, la densidad aparente del material es:

Densidad aparente = peso seco en aire - (peso seco en aire - peso de muestra sellada en agua) ajustando el peso de la muestra sellada para tomar en cuenta el peso de la cera utilizada para sellar la muestra antes de ser sumergida en agua.

51 de las 100 muestras de este estudio fueron realizadas en la veta Ángela; la densidad promedio de estas 51 muestras fue de 2.51 t/m<sup>3</sup>. La densidad promedio de las 29 muestras de andesita inalterada alrededor de la veta mineralizada fue de 2.54 t/m<sup>3</sup>. La densidad promedio de las 20 muestras que presentan alteración tipo 'stockwork' en andesita fue de 2.44 t/m<sup>3</sup>.

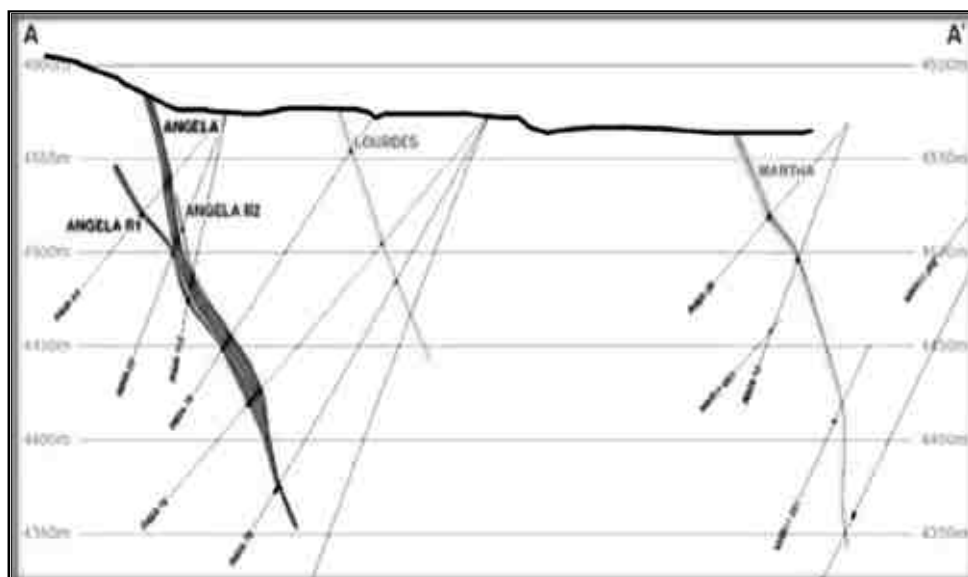
Las 51 muestras de material mineralizado sugieren que puede haber una ligera tendencia en el descenso de la densidad con el incremento de leyes. Las muestras con las leyes más elevadas de plata equivalente (> 500 g/t) presentaron una densidad promedio de 2.49 t/m<sup>3</sup>, mientras que las muestras con las leyes más bajas de plata equivalente (< 50 g/t) presentaron una densidad de 2.53 g/t. Con estas pequeñas diferencias, sólo del 1-2%, y con muy pocas muestras para confirmar si son estadísticamente significativas, el recurso del estudio empleará una densidad única de 2.51 t/m<sup>3</sup> para la zona mineralizada en las ocho vetas.

**2.4.1.3 Dominios Geológicos**

Las ocho vetas representadas en la Figura 10, se muestran en las Figura 11 a Figura 12 en secciones transversales. Todas las vetas presentan un buzamiento de 70° en promedio hacia el sureste. En algunos lugares, el grado de buzamiento es de 45°, mientras que en otros las vetas son verticales.

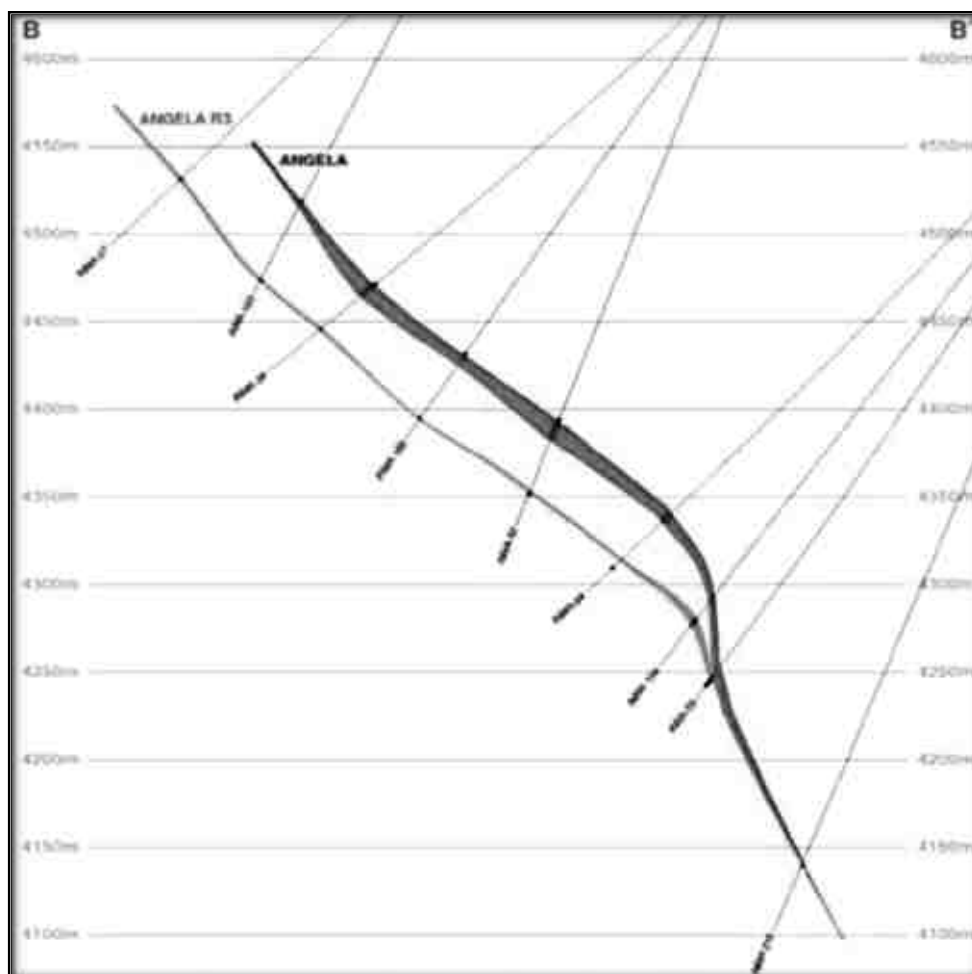


Figura N° 10 Sección Transversal Vertical con dirección de Cara al Noreste



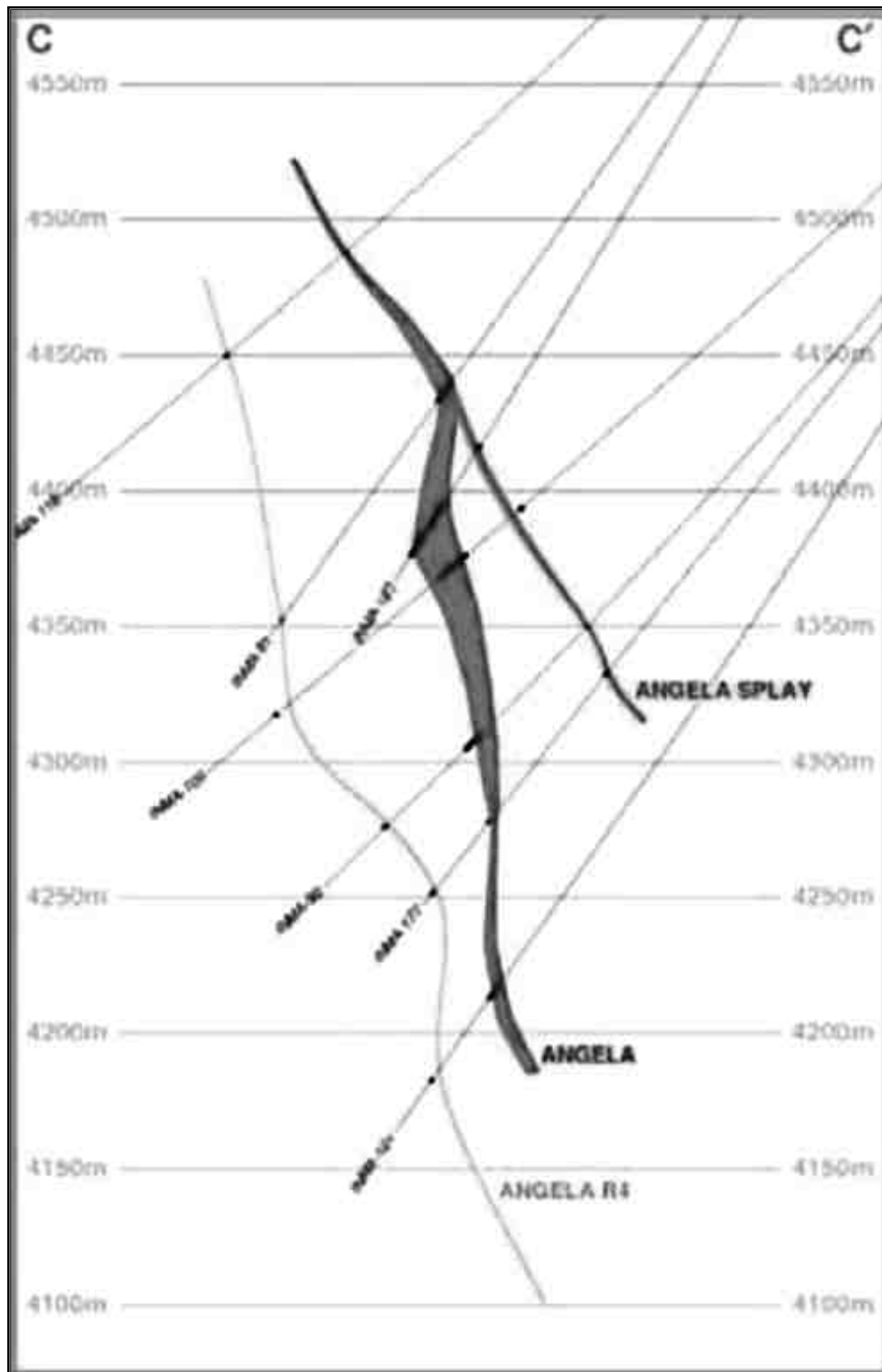
Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Figura N° 11 Sección Transversal Vertical con Dirección al Noreste



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Figura N° 12 Sección transversal Vertical de cara al noreste



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

La generación de los sólidos correspondientes a los dominios fue realizada identificando las intersecciones de la caja techo y la caja piso de las vetas en las perforaciones y luego utilizándolas en el software Leapfrog para crear sólidos triangulados que respeten estos puntos de control, que sigan la dirección y buzamientos predominantes, que respeten la ubicación de los afloramientos y que se cierren antes de alcanzar las perforaciones que no se crucen con la

veta. Las triangulaciones fueron editadas para asegurar que el sólido de las ramificaciones y los ramales encajen de manera exacta con el sólido de la veta principal Ángela, sin la presencia de aberturas ni superposiciones en las intersecciones de sólidos adyacentes.

Los sólidos también fueron cortados exactamente conforme a la topografía, de modo que el volumen de cada sólido no albergue aire.

Las intersecciones de la caja techo y la caja piso de las vetas fueron inicialmente identificadas en el registro geológico. Los valores de los ensayos en oro y plata fueron verificados y los intervalos de muestra adyacentes a la veta registrada geológicamente fueron incorporados a la veta si la plata equivalente era superior a 70 g/t, siendo el valor de la plata equivalente:  $Ag + 70 * Au$ . Dicho límite de ley para expandir los dominios geológicos fue elegido por ser menor que la ley de corte para evitar sobreestimar los recursos que surgen cuando las leyes de corte son utilizados para definir las zonas de mineralización. Con material marginal y de bajo beneficio en los bordes de las vetas, es posible que las estimaciones de las leyes de los bloques sean menores que la ley de corte que posteriormente será usada con fines del reporte.

La posibilidad de que la caja techo y la caja piso se crucen también incluía una limitación en el ancho mínimo de minado para evitar la presencia de sólidos aislados alrededor de pequeños intervalos de mineralización de alta ley. En las perforaciones donde el ancho real de las vetas era menor a 0.8 m, se incluyó intervalos adicionales, sea en la caja techo o caja piso para que el ancho real sea superior a 0.8 m.

#### 2.4.1.4 Análisis Estadístico de los Ensayos en Oro y Plata

La Figura 12 muestra mediante un diagrama de caja de la distribución de los ensayos en oro en los ocho dominios geológicos. La Figura 13 muestra una comparación similar correspondiente a los ensayos de plata, mientras que la Figura 3-8 muestra una comparación del ratio oro: plata en las ocho vetas.

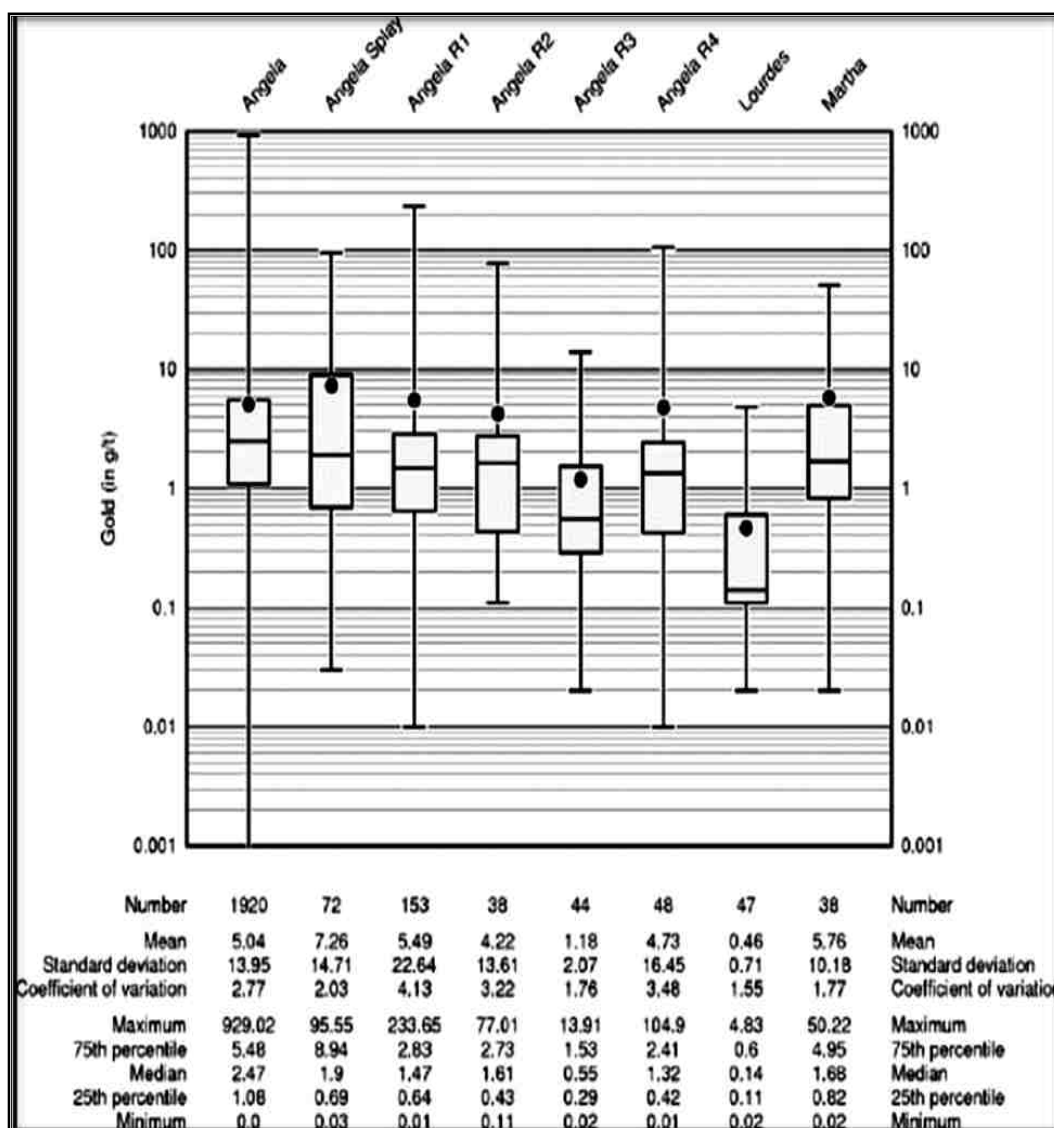
La plata en la veta Ángela representa, en promedio, 50 veces la ley de oro, el ratio más bajo de  $Ag: Au$  de los ocho dominios. Considerando el valor del gramo de oro aproximadamente en 70 veces el valor del gramo de plata, el oro representa más de la mitad del valor in situ de la veta Ángela. Teniendo en cuenta, que la veta Ángela contiene el mayor tonelaje y contenido de metal (véase la Figura 14), el mayor valor del contenido fino en el modelo (cerca del 60%) se debe al aporte de los contenidos de oro.

El ramal Ángela contiene el mayor promedio de ley de oro y ley de plata de todos los dominios, aproximadamente 50% de mayor ley de oro y aproximadamente el doble de ley de plata con respecto a la veta principal Ángela. Con un ratio  $Ag: Au$  de aproximadamente 150

: 1, el ramal Ángela se constituye predominantemente en una veta de plata, con más de 2/3 del valor del contenido fino aportado por la plata.

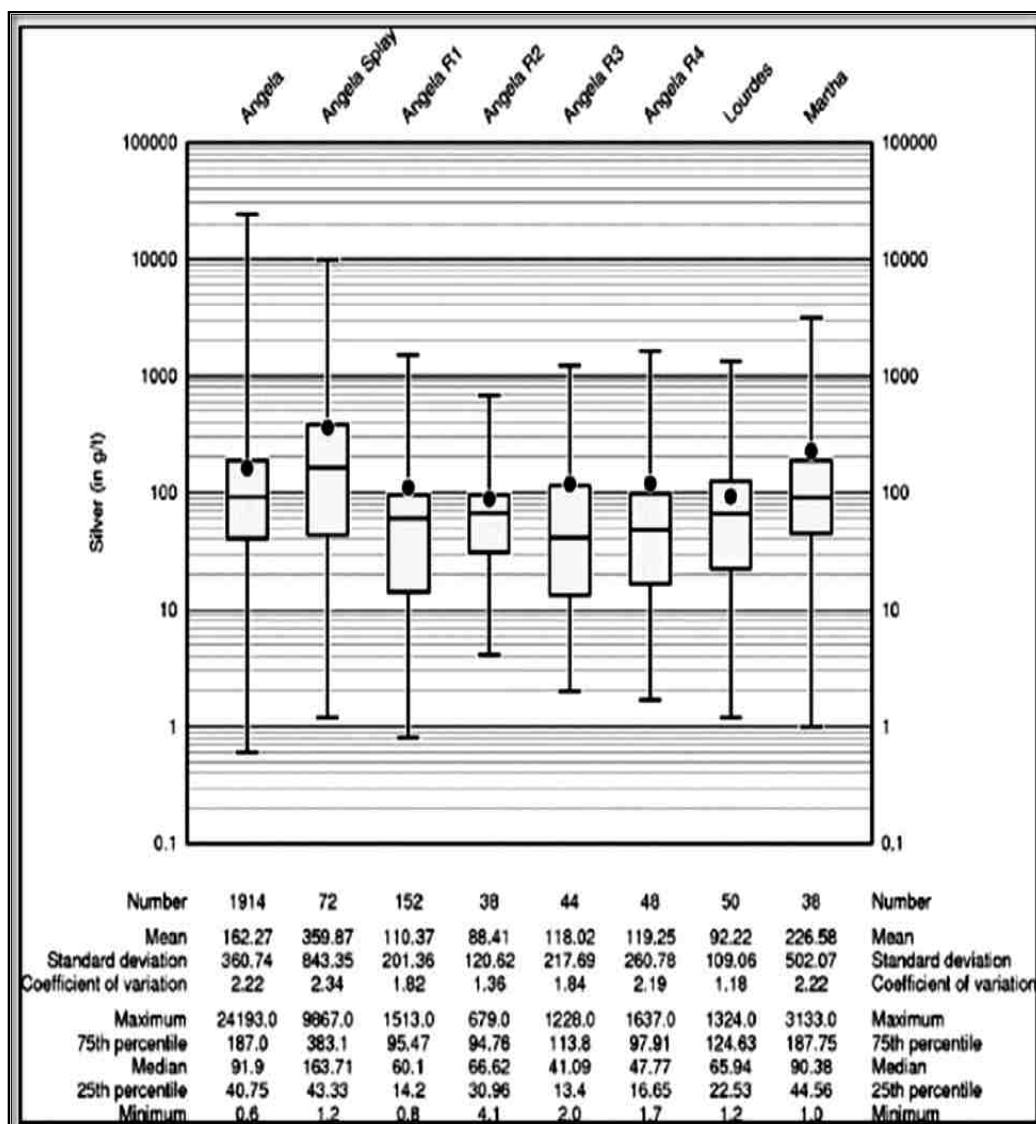
Las ramificaciones de la veta Ángela, R1 a R4, generalmente presentan una menor ley de oro y plata que la veta principal Ángela. Teniendo en cuenta que estas ramificaciones presentan un ratio Ag: Au que se aproxima al valor relativo de oro y plata 70:1, estas vetas presentan cerca de la mitad de su valor en plata y en oro.

Figura N° 13 Diagrama de Caja de la Distribución de los Ensayos de Oro en los Ocho Dominios Geológicos.



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

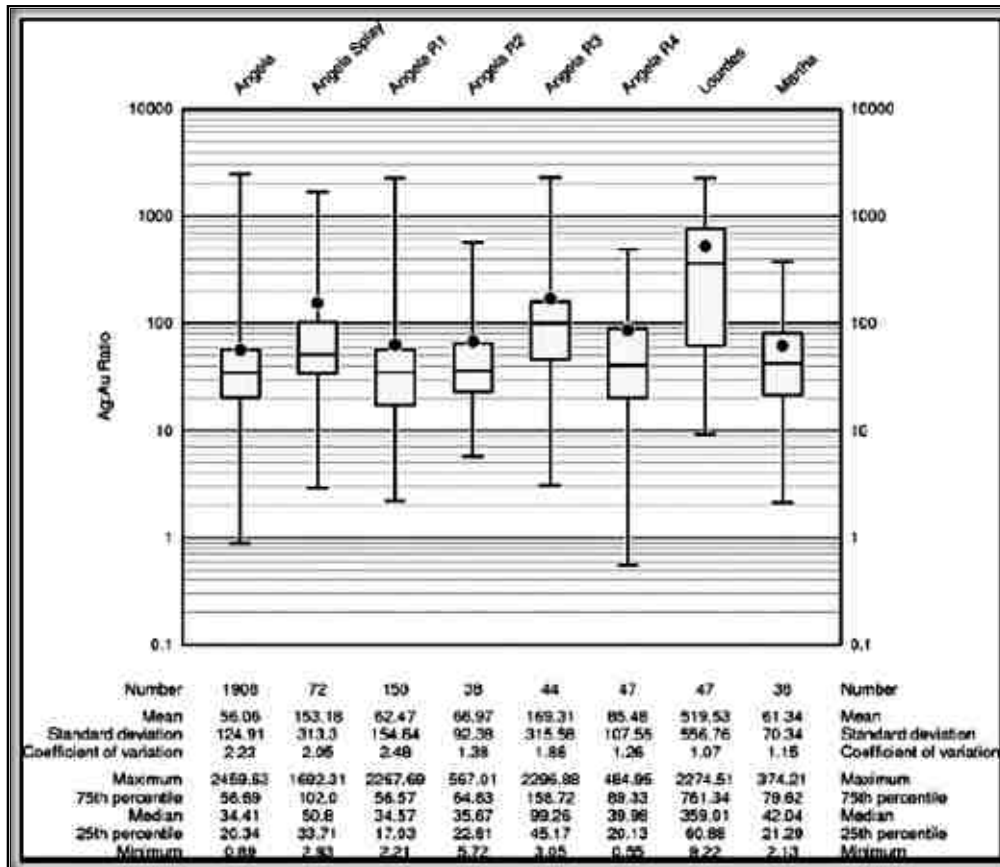
Figura N° 14 Diagrama de Caja de la Distribución de Ensayos de Plata en los Ocho Dominios Geológicos.



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

| Ángela. Cuando el coeficiente de variación es superior a 2, los estimados de ley local se ven marcadamente influenciados por valores altos obtenidos de los ensayos. Afortunadamente, el problema de estos altos erráticos es menos crítico en los dominios que contienen la mayor parte de contenido metálico: la veta principal Ángela y el ramal Ángela. En todas las vetas, la dispersión de los valores extremos se encuentra controlada por el uso de sólidos estrechos que restringen las leyes extremas a bandas muy angostas. Esto, en combinación con el límite de leyes, garantiza que los ensayos erráticos de alta ley no influyeran excesivamente las estimaciones de recursos.

Figura N° 15 Diagrama de Caja de la Distribución del Ratio Ag: Au en los Ocho Dominios Geológicos.



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

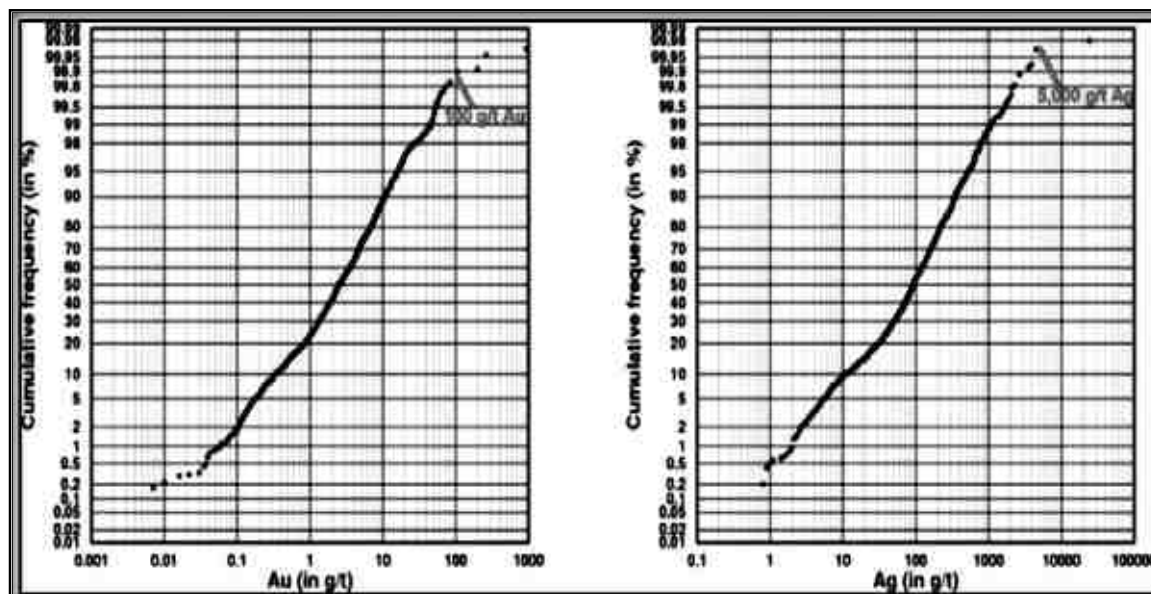
#### 2.4.1.5 Límite de Leyes

En cada dominio, los ensayos en oro y plata fueron limitados a niveles acordes con el dominio. Se utilizaron los ploteos de probabilidad acumulada para seleccionar los niveles límites cercanos al punto donde la parte superior de la línea de distribución de leyes comienza a quebrarse. También se tomó en cuenta el ratio Ag: Au de cada veta al momento de establecer los niveles límite. Cuando los ploteos de probabilidad acumulada sugerían diferentes posibilidades para el valor límite, se decidieron los límites en Au y Ag de modo que se reflejara el ratio promedio en dicho dominio.

La Figura 16 muestra los detalles de la selección de niveles límite para la veta principal Ángela. El ploteo de probabilidad acumulativa de oro muestra que la línea de alta ley empieza a quebrarse entre los 100 y 200 g/t; el ploteo de probabilidad acumulativa de plata muestra que la línea de alta ley de plata empieza a quebrarse entre los 1,500 y 5,000 g/t. Considerando que los valores de plata se encuentran entre los 1,500 y 5,000 g/t y que siguen la misma tendencia lineal mostrada en el resto de

distribución, y considerando que el ratio Ag : Au es de aproximadamente 50 : 1, el límite de plata fue establecido en 5,000 g/t.

Figura N° 16 Ploteos de Probabilidad Acumulativa de los Ensayos en Oro y Plata en la Veta Ángela, empleados para seleccionar los niveles límite.



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Tabla N° 16 Niveles Límite empleados en los Ensayos en Oro y Plata para cada dominio.

	Límites en Au (g/t)	Límites en Ag (g/t)
Veta Ángela	100	5,000
Ramal Ángela	25	1,250
Ángela R1	50	1,000
Ángela R2	10	500
Ángela R3	10	500
Veta Lourdes	5	500
Veta Martha	25	1,000

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

#### 2.4.1.6 Verificaciones de los Estimados de Modelos de Bloque

##### *i. Software*

Todas las estimaciones de recursos se realizaron mediante un software desarrollado internamente por FSS Canadá. Se verificaron los estimados de tonelaje y ley utilizando dos software comerciales diferentes: Micromine® y MineSight®. Globalmente, los estimados de tonelaje de los tres cálculos independientes estuvieron dentro de  $\pm 1\%$  respecto al otro y los estimados de leyes estuvieron dentro de  $\pm 5\%$  respecto al otro para los bloques clasificados como medidos e indicados (y dentro de  $\pm 7\%$  para los bloques clasificados como inferidos). Las diferencias entre los sistemas se deben a las distintas formas en que se implementa la estrategia de búsqueda y al uso de Compósitos versus el uso de ensayos.

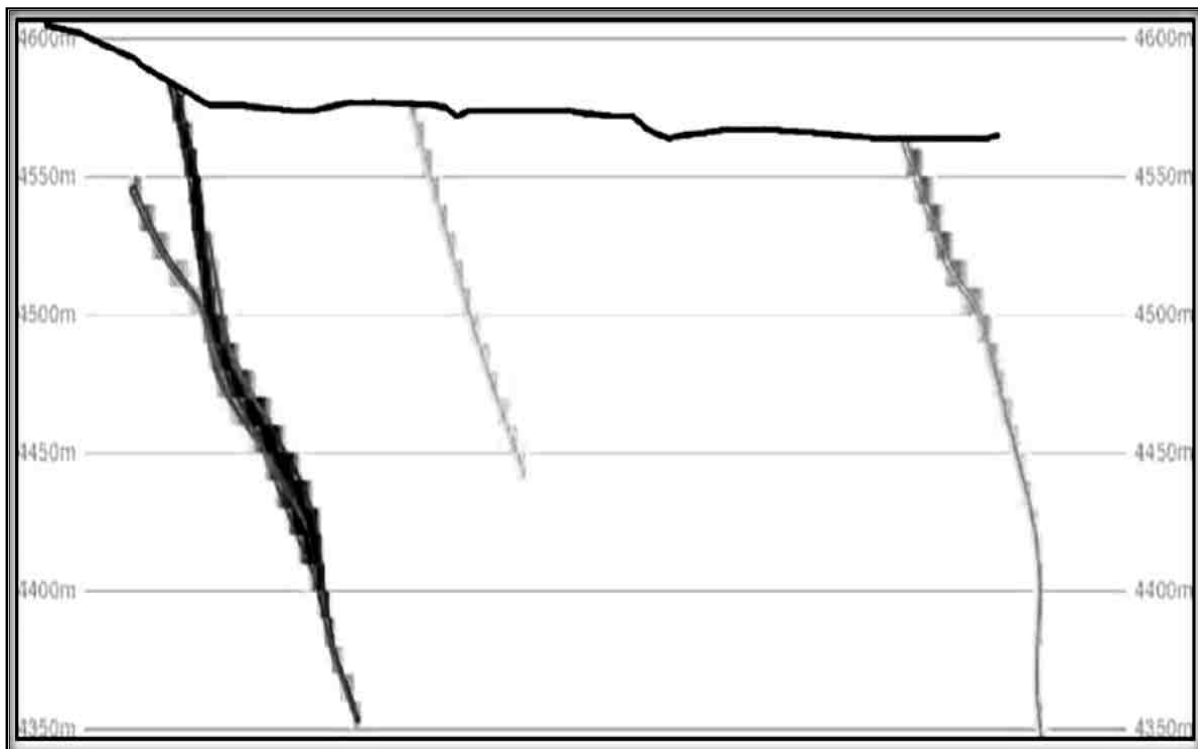
##### *ii. Verificación de Tonelajes*

Los estimados de tonelajes fueron verificados de forma visual, dominio por dominio, utilizando la capacidad de visualización en 3D de Micromine® y MineSight® para asegurar que los estimados de tonelaje del dominio individual respeten correctamente los límites del dominio y también para verificar que no haya vacíos o traslapes entre los sólidos contiguos, es decir, entre la veta Ángela y sus ramales y ramificaciones.

La Figura 17 es una sección transversal típica que muestra el tonelaje total estimado de todos los dominios junto con los contornos de los sólidos de dominio. Los estimados de tonelaje en esta figura han sido codificados con colores utilizando una escala de grises, teniendo los bloques negros sólidos el 100% de su tonelaje (502 toneladas) dentro de una o más vetas y los bloques blancos sólidos sin tonelaje en ninguna de las ocho vetas.



Figura N° 17 Verificación de Estimados de Proporciones en Volumen.



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

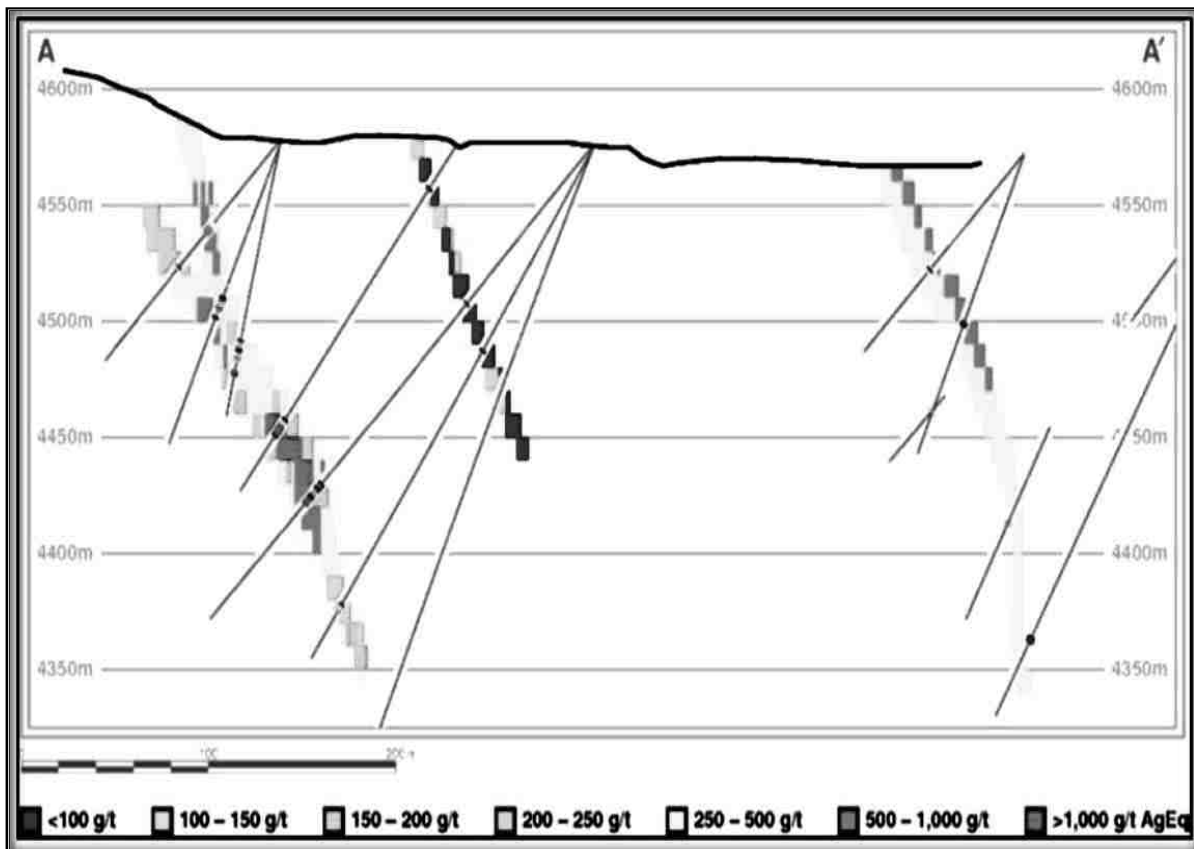
### iii. Verificación de Leyes

Los estimados de leyes fueron verificados visualmente, dominio por dominio, utilizando la capacidad de visualización en 3D de Micromine y MineSight para asegurar que los estimados individuales de la ley de oro y plata sean consistentes con los datos de las perforaciones cercanas.

La Figura 18 es una sección transversal típica que muestra la ley de plata equivalente estimada para cada bloque junto con los datos de perforación originales en la misma sección. Este ejemplo confirma que se han utilizado los dominios geológicos como límites duros. Los estimados de baja ley en la veta Lourdes (en el medio de la sección transversal de la Figura 18 se deben al hecho de que los únicos datos disponibles para la estimación en esta veta son los ensayos de baja ley en la veta Lourdes misma; los ensayos de más alta ley en la veta Ángela hacia el norte están dentro del radio de búsqueda de 110 m pero están excluidos de la estimación debido a que pertenecen a un dominio diferente.

Aunque la sección transversal en la Figura 17 puede crear una impresión inicial de que las leyes han sido expandidas más allá de los límites de sus vetas, cabe indicar que los estimados de leyes sólo aplican a la proporción de cada bloque que se encuentra dentro de los sólidos interpretados.

Figura N° 18 Verificación de los Estimados de Ley de Plata Equivalente.



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

#### 2.4.1.7 Clasificación de Recursos

Los Recursos Minerales fueron clasificados de acuerdo a las Normas CIM, los cuales requieren que la clasificación de recursos cumpla la siguiente terminología y definiciones:

Un Recurso Mineral Medido es aquella parte de un Recurso Mineral para la cual la cantidad, la ley o calidad, las densidades, la forma y las características físicas están tan bien establecidas que se pueden estimar con un nivel de confianza suficiente como para permitir la aplicación adecuada de los parámetros técnicos y económicos, apoyar el planeamiento de la producción y la evaluación de la viabilidad económica del yacimiento. El estimado se basa en información detallada y confiable de la exploración, muestreo y pruebas recopiladas a través de técnicas apropiadas en ubicaciones tales como afloramientos, zanjas, pozos, labores y taladros de perforación espaciadas lo suficientemente cerca como para confirmar la continuidad tanto geológica como de la ley.

Un Recurso Mineral Indicado es aquella parte de un Recurso Mineral para la cual la cantidad, ley o calidad, densidades, forma o características físicas se pueden estimar con un nivel de confianza suficiente para permitir la aplicación apropiada de parámetros técnicos y económicos, apoyar la planificación minera y la evaluación de viabilidad económica del yacimiento. El estimado se basa en información detallada y confiable de exploración y

pruebas, recopilada a través de técnicas apropiadas de ubicaciones tales como afloramientos, zanjas, calicatas, labores, taladros de perforación espaciadas lo suficientemente cerca como para asumir razonablemente la continuidad geológica y de la ley.

Un Recurso Mineral Inferido es aquella parte de un Recurso Mineral para la cual la cantidad y ley o calidad se pueden estimar en base a la evidencia geológica y muestreo limitado y asumiendo de manera razonable, pero no verificada, la continuidad geológica y de la ley. El estimado se basa en información limitada y muestreo recopilados a través de técnicas apropiadas de ubicaciones tales como afloramientos, zanjas, pozos, labores y perforaciones.

La clasificación conforme a estas definiciones se logró utilizando un procedimiento de dos pasos. En el primer paso, se asignó a cada bloque un código entero, de uno a tres, utilizando los siguientes criterios:

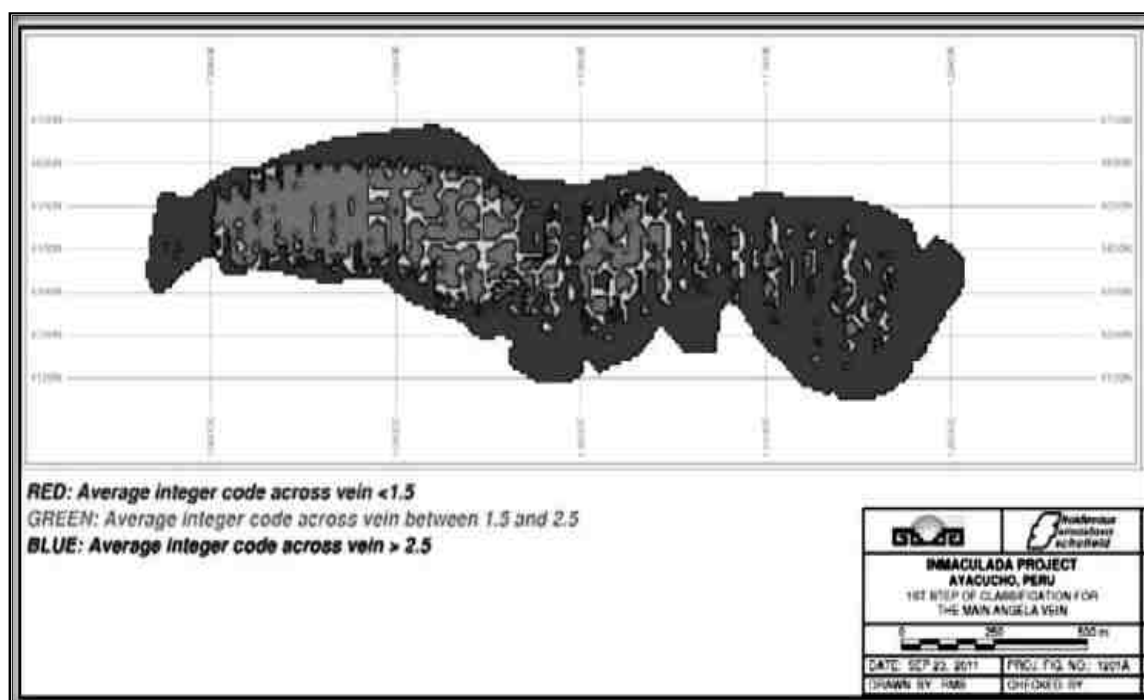
- Bloques dentro de un radio de 25 m de una muestra de perforación y con muestras más cercanas que 110 m (el rango del variograma) en al menos cuatro de los octantes, le fue asignado el valor de 1.
- A los bloques a los que no se asignó 1, pero que estuvieron dentro de un radio de 40 m de una muestra de perforación y con muestras a menos de 110 m (el rango del variograma) en por lo menos cuatro octantes, se les asignó un valor de 2.
- A los bloques que no se les asignó un 1 o 2, pero que estuvieron dentro de un radio de 110 m (el rango del variograma) de una muestra de perforación se les asignó un valor de 3.
- Independientemente de la clasificación previa, a los bloques en vetas menores escasamente perforadas se les asignó un código de clasificación de 3. Estos incluyen Ángela R2, Ángela R3, Ángela R4, Lourdes y Martha. La ramificación Ángela R1 está mucho mejor perforada y aflora al suroeste, lo cual crea menos incertidumbre en la geometría de esta veta. De modo similar, la ramificación Ángela, que también está siendo mejor perforada con casi el doble de perforación que las otras vetas menores, los códigos de clasificación en esta veta se basan en la proximidad a los datos cercanos.

El primer criterio asigna un valor de 1 a los bloques que están bien documentados por los datos cercanos y bien rodeados por datos. El segundo otorga un valor intermedio a los bloques que tienen datos que están bien dentro del rango del variograma, pero que están ligeramente menos bien documentados que el primer grupo. El tercer criterio

asigna un valor de 3 a todos los bloques que están correlacionados con por lo menos una muestra cercana. El cuarto criterio garantiza que a las vetas menores se les otorga un código de clasificación que refleja el mayor grado de incertidumbre en sus estimados de ley y de tonelaje.

La Figura 19 muestra estos códigos enteros en una sección longitudinal de la veta principal Ángela, promediada a lo ancho de la veta. En un sentido más amplio, los valores 1 corresponden a los “medidos”, los valores 2 a los “indicados” y los valores 3 a los “inferidos”. Como ocurre a menudo con los criterios numéricos evaluados bloque por bloque; sin embargo, hay ubicaciones donde la clasificación cambia abruptamente, creando pequeñas islas de 1 rodeadas por 3 y viceversa.

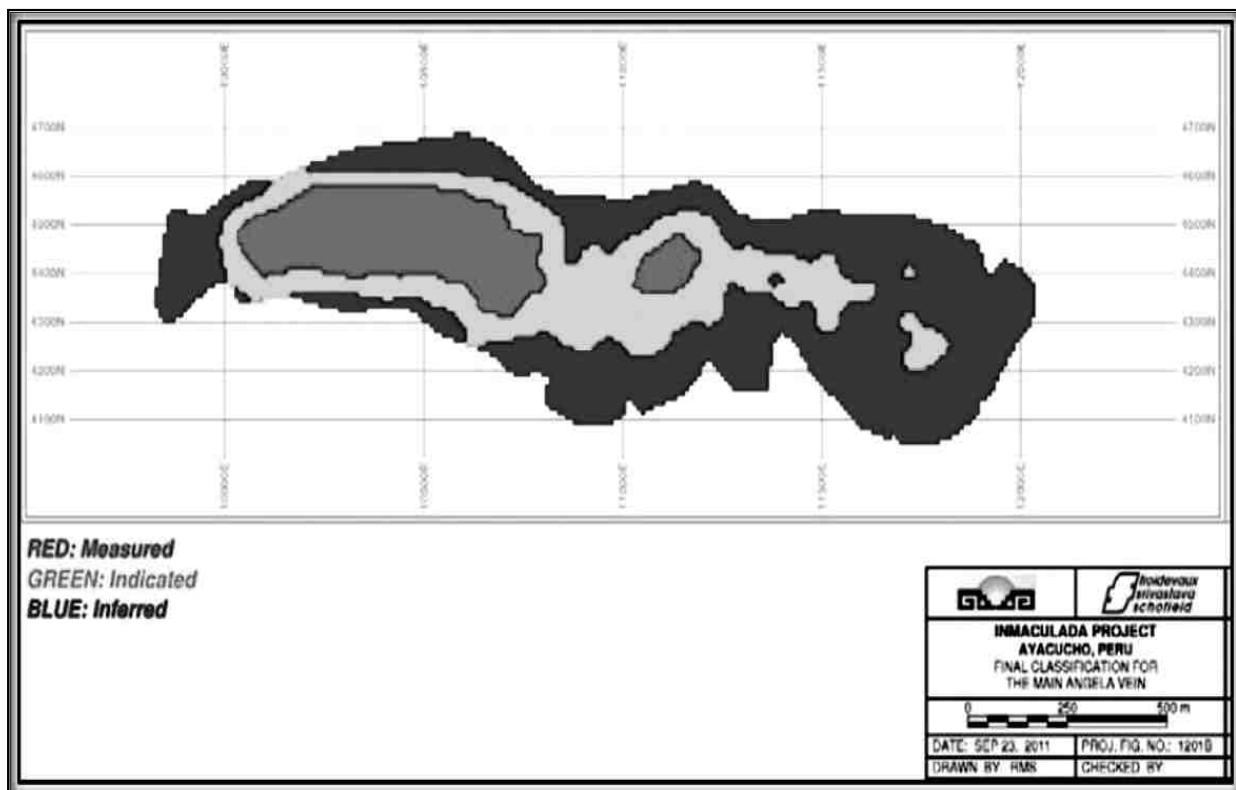
Figura N° 19 Sección Longitudinal mostrando el primer paso del Procedimiento de Clasificación para la Veta Ángela.



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Para brindar una clasificación que corresponda a los tonelajes involucrados en el planeamiento de mina a mediano y largo plazo, los códigos iniciales mostrados en la Figura 20 fueron promediados espacialmente para retirar las islas de un bloque de un código de clasificación que estaban circundadas por un código de clasificación diferente. Con este recorte espacial, la clasificación corresponde a volúmenes más grandes que un solo bloque de 200 m<sup>3</sup>; la clasificación final corresponde a volúmenes que son aproximadamente del mismo volumen que los incrementos trimestrales en la planificación de la producción.

Figura N° 20 Muestra una Sección Longitudinal de la Clasificación Final de la Veta Ángela.



Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

La mayoría de los Recursos Medidos en las porciones suroccidentales de la veta Ángela, donde aflora y donde ha sido perforada en secciones de 50 m, con perforaciones que atraviesan la veta con un espaciamiento de aproximadamente 25 m a lo largo del buzamiento. Una pequeña cantidad del Recurso Medido yace en la parte central de la veta Ángela, donde perforaciones recientes han llevado el espaciamiento entre taladros por debajo del espaciamiento de 50 x 50 m, el cual es típico fuera de la región Sur-Occidental. Hay Recursos Indicados en el área central, donde se han realizado perforaciones en secciones cada 50 m, con perforaciones que atraviesan la veta con un espaciamiento de aproximadamente 50 m a lo largo del buzamiento. En el resto del

depósito, donde el espaciamiento promedio entre taladros es mayor que 50 m, hay Recursos Inferidos.

**i. Resumen de Recursos Minerales Clasificados**

Las Tabla 17 a Tabla 18 resumen los recursos minerales estimados en cada uno de los ocho dominios utilizando un valor de corte de 48.30 \$/t en la renta estimada de cada bloque. Esto equivale a una ley de corte de 93.1 g/t AgEq la cual es equivalente a una ley de corte de 1.47 g/t AuEq. En estas tablas, los números han sido redondeados para reflejar la precisión de los estimados. La fecha efectiva de la estimación de estos recursos minerales es el 30 de septiembre de 2011.

Estos resúmenes se basan en la ley del bloque entero, no en el aporte individual de cada veta a cada bloque. En el caso de bloques con aporte de dos o más vetas, se asignó un código de veta dominante a la veta que aportó el mayor tonelaje.

Tabla N° 17 Recursos Minerales Estimados para la Veta Ángela, a un Valor de Corte de 48.30 US\$/t, al 30 de septiembre de 2011.

CLASIFICACION	TONELAJE (Mt)	LEY				CONTENIDO DE METAL INSITU			
		Au (g/t)	Ag (g/t)	AuEq (g/t)	AgEq (g/t)	Au (Moz)	Ag (Moz)	AuEq (Moz)	AgEq (Moz)
Medidos	3.18	25.7	6.22	0.24	13.14	0.43	13.20	0.61	42.99
Indicados	3.55	24.3	4.02	0.17	18.35	0.47	18.36	0.73	51.17
Medidos + Indicados	6.73	25.1	7.02	0.22	27.48	0.89	31.57	1.35	94.16
Inferidos	3.17	22.7	2.16	0.10	20.74	0.46	16.75	0.70	48.84

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Tabla N° 18 Recursos Minerales Estimados para el Ramal Angela, a un valor de 48.30 US\$/t, al 30 de septiembre de 2011.

CLASIFICACION	TONELAJE (Mt)	LEY				CONTENIDO DE METAL INSITU			
		Au (g/t)	Ag (g/t)	AuEq (g/t)	AgEq (g/t)	Au (Moz)	Ag (Moz)	AuEq (Moz)	AgEq (Moz)
Medidos	0.00	-	-	-	-	-	-	-	-
Indicados	0.07	4.26	216	7.35	514	0.01	0.48	0.02	1.14
Medidos + Indicados	0.07	4.26	216	7.35	514	0.01	0.48	0.02	1.14
Inferidos	0.54	4.45	207	7.41	519	0.08	3.58	0.13	8.95

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Tabla N° 19 Recursos Minerales Estimados para el Ramal Ángela R1, a un Valor de Corte de 48.30 US\$/t, al 30 de Septiembre de 2011.

CLASIFICACION	TONELAJE (Mt)	LEY				CONTENIDO DE METAL INSITU			
		Au (g/t)	Ag (g/t)	AuEq (g/t)	AgEq (g/t)	Au (Moz)	Ag (Moz)	AuEq (Moz)	AgEq (Moz)
Medidos	0.11	2.09	76	3.18	222	0.01	0.27	0.01	0.78
Indicados	0.16	2.70	91	3.99	279	0.01	0.48	0.02	1.47
Medidos + Indicados	0.27	2.45	85	3.67	257	0.02	0.74	0.03	2.24
Inferidos	0.02	1.90	82	3.07	215	0.00	0.05	0.00	0.12

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Tabla N° 20 Recursos Minerales Estimados para el Ramal Ángela R2, a un Valor de Corte de 48.30 US\$/t, al 30 de Septiembre de 2011.

CLASIFICACION	TONELAJE (Mt)	LEY				CONTENIDO DE METAL INSITU			
		Au (g/t)	Ag (g/t)	AuEq (g/t)	AgEq (g/t)	Au (Moz)	Ag (Moz)	AuEq (Moz)	AgEq (Moz)
Inferidos	0.05	2.04	83	3.23	226	0.00	0.12	0.00	0.33

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Tabla N° 21 Recursos Minerales Estimados para el Ramal Ángela R3, a un Valor de Corte de 48.30 US\$/t, al 30 de Septiembre de 2011.

CLASIFICACION	TONELAJE (Mt)	LEY				CONTENIDO DE METAL INSITU			
		Au (g/t)	Ag (g/t)	AuEq (g/t)	AgEq (g/t)	Au (Moz)	Ag (Moz)	AuEq (Moz)	AgEq (Moz)
Inferidos	0.15	1.01	120	2.73	191	0.00	0.59	0.01	0.93

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Tabla N° 22 Recursos Minerales Estimados para el Ramal Ángela R4, a un Valor de Corte de 48.30 US\$/t, al 30 de Septiembre de 2011.

CLASIFICACION	TONELAJE (Mt)	LEY				CONTENIDO DE METAL INSITU			
		Au (g/t)	Ag (g/t)	AuEq (g/t)	AgEq (g/t)	Au (Moz)	Ag (Moz)	AuEq (Moz)	AgEq (Moz)
Inferidos	0.51	2.01	92	3.32	232	0.03	1.49	0.05	3.79

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO



## **CAPITULO III**

### **DISEÑO METODOLÓGICO**

#### **3.1 RESERVAS DE LA MINA**

##### **3.1.1 Estimación de Reservas**

La estimación de reserva mineral para la U.M Inmaculada se encuentra basada en la estimación de recursos e incluye la selección del método de minado, el diseño de mina, el secuenciamiento de las reservas, las estimaciones del CAPEX (inicial y de sostenimiento de la operación), así como la estimación del OPEX.

La selección de método y el diseño de mina consideran las recomendaciones establecidas por los estudios geomecánicos e hidrogeológicos, así como las regulaciones de seguridad aplicables.

La estimación de reservas se ha llevado a cabo considerando solamente la veta Ángela. De las 8 estructuras mineralizadas reconocidas en la estimación de recursos, solo tres de ellas presentan recursos medidos e indicados. De estas 3 estructuras, la veta Ángela concentra aproximadamente el 95% del total de recurso medido e indicado y es en esta estructura donde se presenta la continuidad suficiente que permita un planteamiento adecuado de su explotación.

La estimación de reservas ha sido calculada considerando dos opciones de método de explotación por minado subterráneo de Corte y Relleno y Tajeo por Subniveles, de acuerdo con los criterios establecidos para ambos métodos, el estimado incorpora los efectos de dilución y pérdida de mineral. Se han usado recursos medidos e indicados para su conversión a reservas probadas y probables respectivamente, los materiales correspondientes a recursos inferidos no han sido considerados para la estimación de recursos y han sido tratados como material de desmonte. Las reservas totales estimadas para la U.M Inmaculada son aproximadamente 7.8 Mt de mineral con leyes de 3.37 g/t Au y 120.2 g/t Ag, las cuales corresponden a 0.84 Moz Au y 30.14 Moz Ag de contenido fino. La tabla N° 23 siguiente resume la estimación de reservas.

Tabla N° 23 Tabla de reservas totales proyecto inmaculada

CATEGORÍA	Mt	Au		Ag		AgEq	
		g/t	Contenidas	g/t	Contenidas	g/t	Contenidas
Probado	3.84	3.4	0.42	106.2	13.13	321.4	39.72
Probable	3.96	3.33	0.42	133.7	17.01	344.2	43.8
Total	7.8	3.37	0.84	120.2	30.14	333	83.51

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

**i. Dilución de Mina**

En función de los métodos de explotación seleccionados se ha considerado dos valores de dilución.

Para las zonas a ser explotadas usando corte y relleno se ha considerado un valor de dilución de 25%, al ser un método más selectivo permite un mejor control sobre la dilución, sin embargo, de la revisión de la información geomecánica se ha determinado que existe una parte de las cajas piso y techo adyacentes a la zona de la veta las cuales son deleznable y provocarían dilución, este último aspecto dificultaría la reducción de la dilución a niveles por debajo de 25%.

Para las zonas a ser explotadas mediante tajeo por subniveles se ha considerado una dilución del 30%, debido a que la poca selectividad del método hace difícil la diferenciación de los materiales de desmonte y mineral en las zonas límites.

Estos valores han sido coordinados con personal de Hochschild en base a experiencias previas de sus otras minas en operación.

**ii. Recuperación de Mina**

El efecto de la pérdida de mineral ('ore loss' por su definición en inglés) tiene su origen en dos aspectos:

Por diseño de minado, debido a que no es posible que el diseño de los cortes o tajos correlacionen exactamente con la geometría de la veta, existe una parte de la estructura mineralizada que no podrá ser extraída y permanecerá 'in situ'. A partir de los diseños elaborados y su intersección con la estructura mineralizada se ha establecido que este efecto está en el orden del 1%.

Por factores operativos, debido a que, por efectos de las actividades de perforación, voladura y/o acarreo, parte del mineral permanece 'in situ' (efecto perforación y voladura) o no se logra su extracción del frente de explotación (efecto carguío), el impacto de estos factores se ha establecido en 2.5% y se aplica sobre el contenido fino efectivamente extraído de la mina.

**iii. Reservas**

Se ha llevado a cabo una evaluación de los tonelajes que se encuentran dentro de los límites de explotación definidos y cuyo valor se encuentra por debajo del valor de corte, se ha determinado que dichos tonelajes representan menos del 2% del total de material dentro de los tajos diseñados. Adicionalmente, al ser explotados en conjunción con el mineral adyacente y dentro de las unidades de minado, se obtiene un material mezclado con una ley superior a la ley de corte. En este sentido no se ha considerado el efecto de la dilución producida por los materiales de marginales y no económicos.

Se ha considerado una dilución operativa producto de la extensión de la explotación hacia las cajas piso y techo, Este volumen/tonelaje ha sido considerado dentro de las unidades de minado como parte de las reservas y el plan de minado. La Tabla N° 24 resume los parámetros geométricos y dilución acorde con el método de minado.

Tabla N° 24 Parámetros Geométricos y de Dilución.

<b>CORTE Y RELLENO CON PERFORACIÓN HORIZONTAL</b>					
<b>Tipo</b>	<b>Ancho</b>	<b>Longitud</b>	<b>Altura</b>	<b>Caja piso</b>	<b>Caja techo</b>
<i>GALERIA</i>	<i>Máximo: 6 m</i>	<i>45 m Unidad Primaria</i>	<i>4 m</i>	<i>+ 0.08 m</i>	<i>+ 0.08 m</i>
	<i>Mínimo: 4 m</i>	<i>90 m Unidad Cubicación</i>			
<i>TAJO</i>	<i>Máximo: 6 m</i>	<i>45 m Unidad Primaria</i>	<i>4.5 m</i>	<i>+ 0.08 m</i>	<i>+ 0.08 m</i>
	<i>Mínimo: 4 m</i>	<i>90 m Unidad Cubicación</i>			
<b>TAJEOS POR SUBNIVELES TRANSVERSALES</b>					
<i>GALERIA</i>	<i>Máximo: Ancho de Veta</i>	<i>30 m Unidad Primaria</i>	<i>4 m</i>	<i>+ 1.15 m</i>	<i>+ 1.15 m</i>
	<i>Mínimo: 4 m</i>	<i>90 m Unidad Cubicación</i>			
<i>TAJO</i>	<i>Máximo: Ancho de Veta</i>	<i>30 m Unidad Primaria</i>	<i>5 m</i>	<i>+ 1.15 m</i>	<i>+ 1.15 m</i>
	<i>Mínimo: 4 m</i>	<i>90 m Unidad Cubicación</i>			

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

*La siguiente Tabla resume los parámetros económicos y metalúrgicos usados para la evaluación económica de las unidades de minado.*

Tabla N° 25 Parámetros Económicos y Metalúrgicos

<b>PRECIO DE METALES</b>	ORO	US\$ 1,100.0/oz
	PLATA	US\$ 18.0/oz
<b>COSTOS</b>	MINADO CORTE Y RELLENO	44.47 US\$/TM
	TAJEJO POR SUBNIVELES	32.15 US\$/TM
	PROCESAMINETO	25.30 US\$/TM
<b>RECUPERACIONES METALÚRGICAS</b>	ORO	95.60 %
	PLATA	90.60 %
<b>PORCENTAJES PAGABLES</b>	ORO	99.85 %
	PLATA	99.75 %

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Las reservas totales estimadas para el Proyecto Inmaculada son aproximadamente 7.8 Mt de mineral y provienen completamente de Veta Ángela, con leyes de 3.37 g/t Au y 120.2 g/t Ag, las cuales corresponden a 0.84 Moz Au y 30.14 Moz Ag de contenido fino. La tabla siguiente resume la estimación de reservas.

La Tabla 26 siguiente resume la estimación de reservas.

Tabla N° 26 Tabla de reservas totales proyecto inmaculada

CATEGORÍA	Mt	Au		Ag		AgEq	
		g/t	Moz Contenidas	g/t	Moz Contenidas	g/t	Moz Contenidas
Probado	3.84	3.4	0.42	106.2	13.13	321.4	39.72
Probable	3.96	3.33	0.42	133.7	17.01	344.2	43.8
Total	7.8	3.37	0.84	120.2	30.14	333	83.51

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

### 3.2 VIDA DE LA MINA

Teniendo en cuenta el precio del oro y según los recursos para la veta Ángela a partir de los trabajos de exploración de 2007 y 2008 realizados por Ventura Gold, se asume como reservas explotables un tonelaje de 10'320,000 TM/año de mineral con una ley de oro equivalente entre 5.5 a 6.7 g/t.

Considerando un ritmo de producción de 1'260,000 TM/año de mineral, la vida útil de la mina se ha estimado en 8 años.

En la tabla N° 27 se presenta un resumen de los ritmos de producción y la vida de la mina.

Tabla N° 27 Tabla de movimiento de mineral y vida de la mina

DESCRIPCIÓN	TONELAJE / AÑOS
Total reservas de mineral	10.32 Mt de mineral
Producción anual mineral	1.26 Mt
Producción diaria mineral	3,500 t/día
Vida de la mina	8.19 aprox. 8 años

Fuente: Ventura Gold Corp., 2009 y SVS, 2011

### 3.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de minado de taladros largos con relleno en pasta contempla las operaciones de perforación y voladura de taladros, limpieza de mineral volado en el nivel inferior del tajeo, y acarreo de mineral a la chancadora. Una vez concluido la explotación del tajeo en su totalidad; se procede de inmediato a rellenar el espacio vacío del tajeo con relleno en pasta.

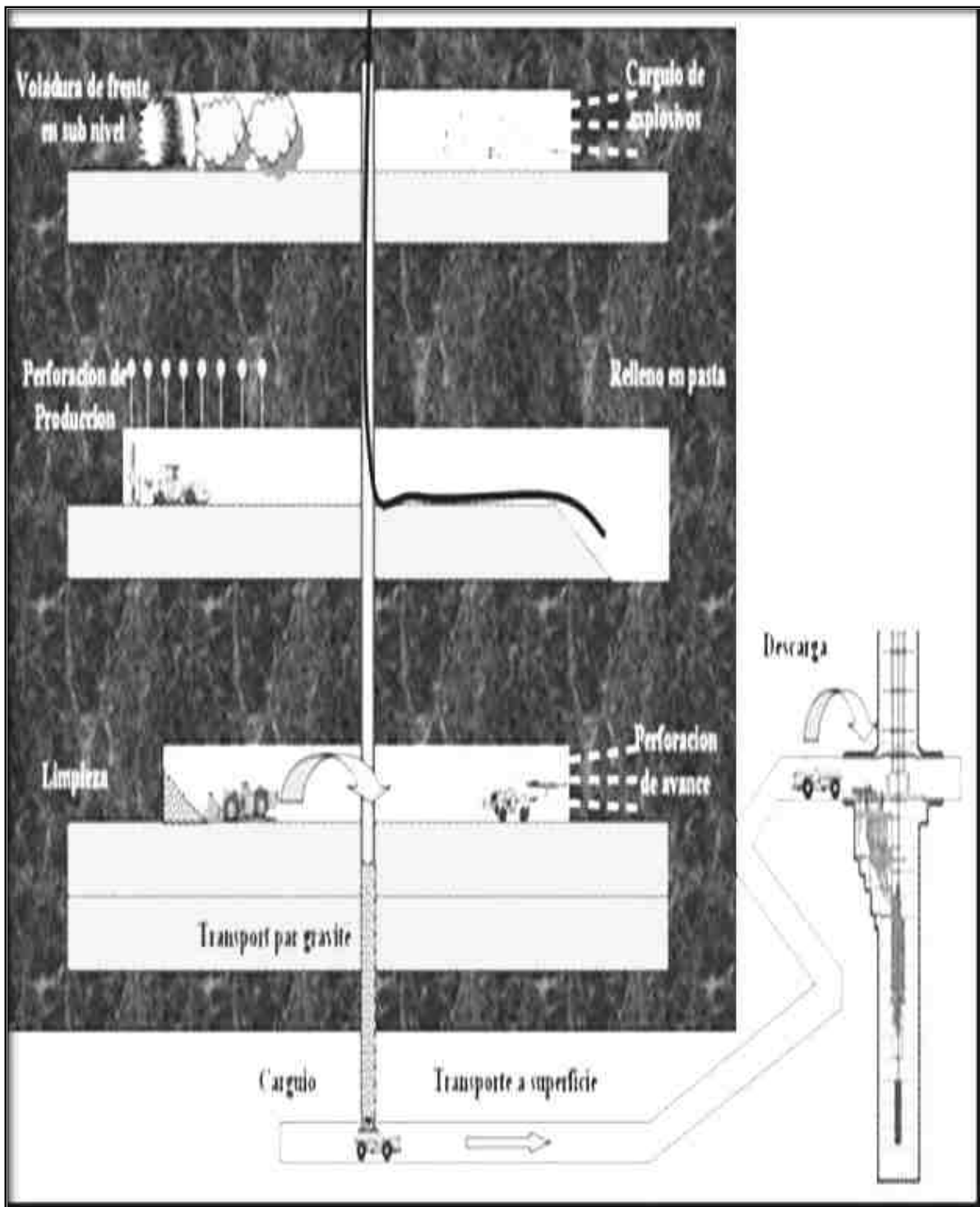
Este método de minado es indicado para cuerpos mineralizados con fuerte buzamiento (normalmente filonianos). El ancho de galería puede o no coincidir con el del cuerpo mineralizado. Este método se desarrolla cuando la roca caja no es competente y según el tipo de relleno a utilizarse se puede llegar a una gran productividad dependiendo también del dimensionamiento de las labores o tajeos.

Se desarrollarán rampas paralelas al cuerpo mineral, las que permitirán profundizar y acceder a los subniveles de explotación como a los niveles de extracción. Las rampas se ubican teniendo en cuenta la distribución del cuerpo mineral. El proceso de minado consiste en acceder al cuerpo mineral mediante cruceros y/o ventanas y luego desarrollar subniveles de explotación. Estos

subniveles serán divididos en bloques de explotación, los cuales se desplazarán verticalmente según el dimensionamiento de las labores. Los cruceros parten de las rampas de explotación y están distribuidos según las distancias óptimas de transporte de los equipos de acarreo.

La voladura se prepara mediante perforaciones verticales en malla. Los actuales sistemas de perforación permiten alcanzar distancias cada vez mayores (30 o más metros). Después del disparo, se procede al desatado y luego el material será recuperado, transportado y descargado por los equipos de acarreo en los ore pass ubicados cerca de las rampas de explotación. El material será recuperado nuevamente y cargado en los camiones que trasladarán el mineral o desmonte hacia su destino fuera de la mina. Una vez limpia la labor, se procede al relleno para poder controlar la estabilidad del tajeo. En el caso de relleno en pasta se tomará en cuenta el tiempo de secado antes de volver a proceder a un nuevo ciclo, por lo que se debe tener suficientes labores en operación con el fin de completar la producción prevista. En la figura N° 21 se presenta un esquema del método de taladros largos con relleno.

Figura N° 21 Figura de método de taladros largos y rellenos



Datos obtenidos de la superintendencia de planeamiento de la U.M. Inmaculada

En el diseño de la explotación de la veta Ángela se ha considerado de manera preliminar, los rendimientos y especificaciones técnicas de los equipos propuestos para ser usados en la operación (distancias máximas de acarreo, radios de giro, capacidades y dimensiones de los equipos), así como, las características y dimensiones de la estructura mineralizada definida sobre la base del informe preliminar. (Associates, 2010).



Los equipos propuestos se indican en la tabla N° 28.

Tabla N° 28 Tabla de equipos principales para desarrollos y operación mina

EQUIPO MINERO	CARACTERÍSTICAS
Equipo de Perforación para frentes	Jumbo de dos brazos de 14 pies de longitud
Equipo de Perforación para Taladros Largos	Simba o equivalente para perforación de taladros largos de 20 a 25 m.
Equipo de sostenimiento	Bolther o equivalente.
Equipo de acarreo	Scoop de 6 yd <sup>3</sup>
Equipo de transporte	Camiones de 15 a 20 m <sup>3</sup>
Equipo de shotcrete	Mezcladores (hurón), lanzadores de shotcrete (Alpha o Putmeister).
Equipo de perforación manual	Jackleg, stoper.
Equipo para perforación de chimeneas	Máquina trepadora Alimak o Raise Bore.

Datos obtenidos de la superintendencia de planeamiento de la U.M. Inmaculada

### 3.3.1 Perforación de Taladros Largos (bench & fill)

Se aplica en cuerpos de geometría vertical o casi vertical de dimensiones suficientes y una competencia de la roca que permitan la explotación del cuerpo por medio de banqueo. La secuencia de extracción es en retroceso y seguida por la implementación de relleno en avance. (Llanque Maquera , 1999)

Las labores de preparación para la explotación consisten en:

- Estabilidad del tajeo
- Análisis geotécnico
- Equipo de perforación
- Altura de cámaras de explotación

#### 3.3.1.1 Preparación del Área de Perforación

Desatado de rocas será del tipo mecanizado, con uso de equipos desatador de rocas, a lo largo de toda el área a perforar.

Los recursos a emplearse contemplan el uso de equipos desatador de rocas, empernador de rocas y jumbo electro hidráulico de taladros largos, tipo Simba. Sostenimiento del techo será mecanizado y se instalarán pernos de rocas, tipo splits set y malla donde sea requerido.

En secciones, donde la potencia de los cuerpos sea mayor a los 20 m, se instalarán cables boltings para asegurar el techo.

### 3.3.1.2 Perforación de Taladros

Se aplica generalmente en la producción de otros minerales dando lugar a grandes frentes. Una vez concluidos los trabajos de sostenimiento, se procederá con la perforación de los taladros largos entre subniveles. La perforación se realizará con Equipos de Perforación Vertical, que garanticen el cumplimiento del ritmo de producción. Se debe contar hasta con dos (02) equipos de perforación: SIMBA, con barras de 5 pies de longitud y sistema automático de cambio de barras.

En la perforación, se realizará la abertura de la chimenea de cara libre y finalmente todas las filas hasta concluir el tajeo. Para el éxito de una buena voladura se tendrá en cuenta el paralelismo que debe existir tanto en la perforación horizontal como vertical.

En la perforación vertical se usará el casing, permitiendo una mayor velocidad en la perforación, no-atascamiento de la columna de perforación y la obtención de taladros más limpios, facilitando el carguío de explosivos en la voladura previo al carguío de taladros. Asimismo, cuando se termine de perforar cada taladro negativo, estos serán cubiertos por un cono de plástico color naranja.

### 3.3.2 Voladura de Taladros Largos

Para asegurar la calidad de la voladura, concluidos los trabajos de perforación se procederá al levantamiento topográfico de los taladros perforados para afinar el diseño de la voladura.

Si existieran desviaciones superiores a 3°, con respecto al diseño de la malla de perforación se procederá a ejecutar taladros de corrección.

Para el carguío de explosivos se emplearán bolsas de polipropileno (4" taladros de producción, 3.5" para taladros de Pre-Corte y 8" para taladros de Arranque); con el fin de evitar el contacto del agua con el explosivo y controlar el factor de acoplamiento requerido. Para los taladros negativos, el carguío se realizará en forma manual vaciando los sacos de ANFO, directo a los taladros a cargar; mientras que para los taladros positivos el carguío se realizará con equipo portátil de carguío de ANFO.

Los parámetros de voladura son: (Ash, 1963. P.126-131)

- Longitud de carga : <0,5 – 12,0> m
- Longitud de taco : <1,0 – 6,0> m
- Factor de potencia : 0.45 kg/t

Los insumos y materiales requeridos para las actividades de minado se indican a continuación.

- Explosivos (emulsión encartuchada, anfo, dinamita, cordón detonante, detonador no eléctrico, mecha armada, y mecha rápida).
- Combustible para maquinaria y equipos.
- Insumos y materiales para mantenimiento de maquinaria y equipos (aceites, lubricantes, trapos industriales, pinturas, pegamentos, etc.).

### 3.3.3 Acarreo de Mineral

El carguío, acarreo y transporte para las actividades de minado es la etapa donde se carga el mineral a los camiones volquetes, para que sean trasladados a la chancadora directamente y termina al descargar el desmonte al depósito de desmonte.

El carguío del mineral/desmonte se realizará con los scooptrams previstos de 6.0 yd<sup>3</sup> a camiones 8 x 4 de 30.0 t. Se han estimado preliminarmente 6 camiones. Estos camiones circularán desde las zonas de carguío dentro de la mina, hasta la salida por el acceso principal Nv. 4400 donde se descargará el material para ser chancado en una zona de chancado al lado de la bocamina y luego transportado por faja.

En la Tabla N° 29 se puede ver los rendimientos estimados para los equipos de minado en la U.M. Inmaculada.

Tabla N° 29 Tabla de cantidad y rendimientos esperados de los equipos requeridos en proyecto.

<b>EQUIPO</b>	<b>CANTIDAD ESTIMADA DE EQUIPOS</b>	<b>ACTIVIDAD</b>	<b>RENDIMIENTO</b>
<b>EQUIPO MINERO</b>			
Jumbo 2 brazos 14 pies	5	Avances/Preparaciones Horizontales	4.0 m/guardia
Simba (producción)	4	Producción	100.0 m/h
Scooptram 6yd3 (tipo ST1030)	7	Carguío	900.0 t/día
Jackleg	5	Servicios Auxiliares	1.5 m/guardia
Alimak	2	Avances Verticales	-
Robolt	2	Servicios Auxiliares	-
Lanzador de shotcrete	4	Servicios Auxiliares	-
<b>VEHÍCULOS PARA TRANSPORTE</b>			
Camión 4x8 30t/20m <sup>3</sup>	6	Transporte Mineral/desmote	48.5 t/h
<b>EQUIPOS AUXILIARES</b>			
Camioneta 4x4	10	Uso de Jefaturas y supervisores de guardia	-
Cargador Frontal – 25 t	1	Soporte Mina	-
Bob Cat	1	Soporte Mina	-
Bus de personal Mina (Coaster de 30 personas)	3	Transporte jefaturas Mina	-
Camión de transporte – 15 m <sup>3</sup>	1	Transporte otros	-

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

### 3.3.4 Tajeo por Subniveles

Este método también conocido como sublevel stoping y consiste en dejar cámara vacía después de la extracción del mineral. El método se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral. Para prevenir el colapso de las paredes, los cuerpos grandes normalmente son divididos en dos o más tajeos, la recuperación de los pilares se realiza en la etapa final. (Llanque Maquera , 1999, p. 83)

Se ha seleccionado este método para la zona central del depósito la cual se caracterizan por una mejor calidad del macizo rocoso ( $RMR > 40$ ) además de contar con zonas con un ancho de estructura mineralizada adecuado para la aplicación de este método.

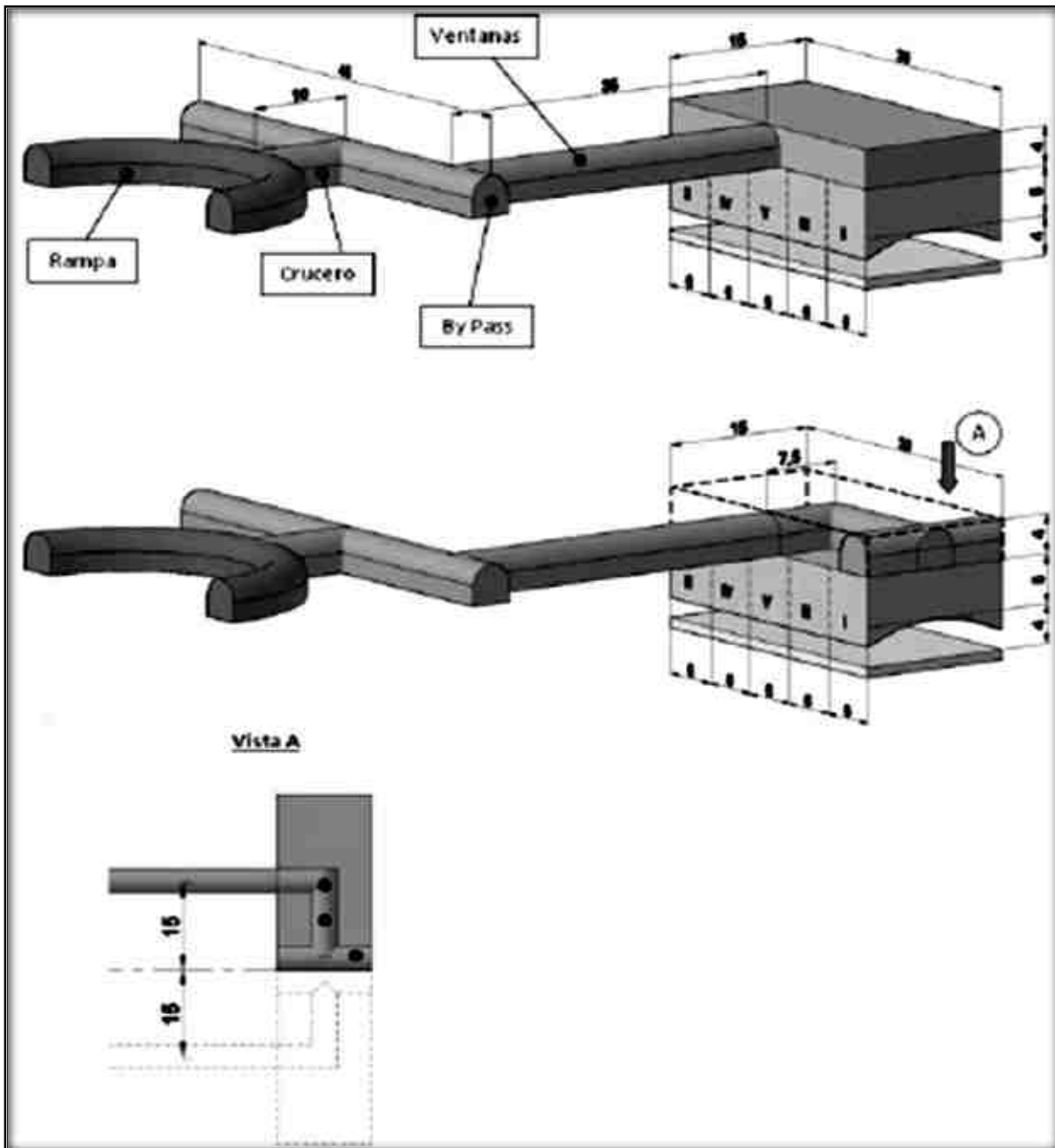
El minado se realizará a lo largo de los 90 m definidos como la unidad de minado en tres sectores divididos verticalmente, cada uno de los cuales se encuentra conformado por 5 cortes verticales.

Se accederá a la zona central de cada uno de los sectores a través de ventanas horizontales, las cuales conectarán con las labores de by-pass y las rampas.

Los echaderos de mineral cruzarán los by-pass verticalmente de tal manera de facilitar la extracción de mineral hacia el Nivel 4,300.

La definición de los cortes se hará transversalmente a la estructura mineralizada y con un ancho máximo de 6 m (medidos a lo largo del rumbo de la estructura).

Figura N° 22 Figura del esquema de explotación por tajeo por subniveles (transversal).



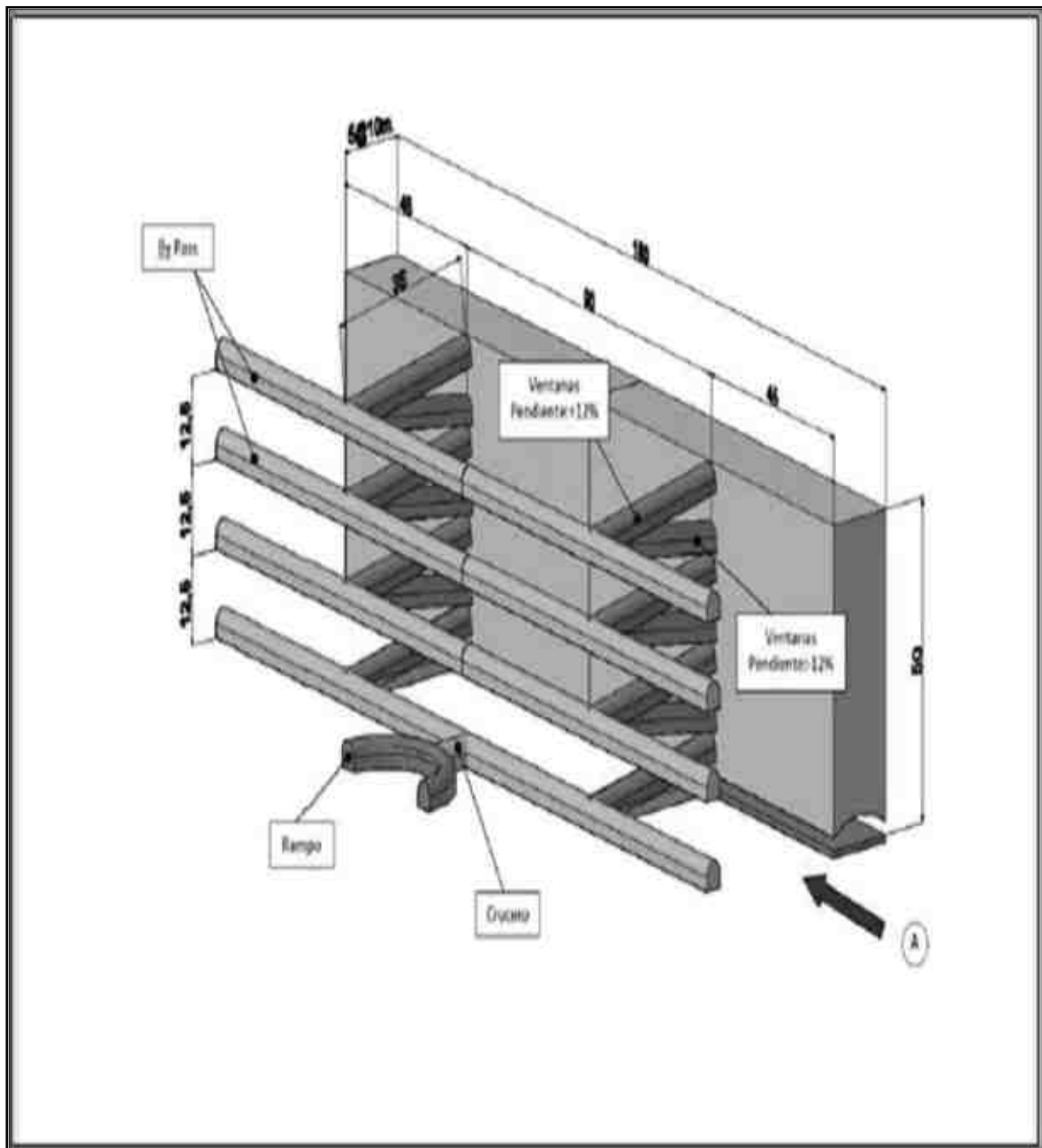
Fuente: Informe Factibilidad AUSENCO

### 3.3.5 Definición de Rampas y Accesos Principales

Acorde con la definición de los dos métodos de minado se mantendrá un arreglo diferente para las labores de acceso y by pass dependiendo del método de explotación a ser usado.

Para el caso de corte y relleno se contará con by-passes espaciados verticalmente cada 12.5 a partir de los cuales se accederá a la parte central de la unidad de minado a través de ventanas rebatibles.

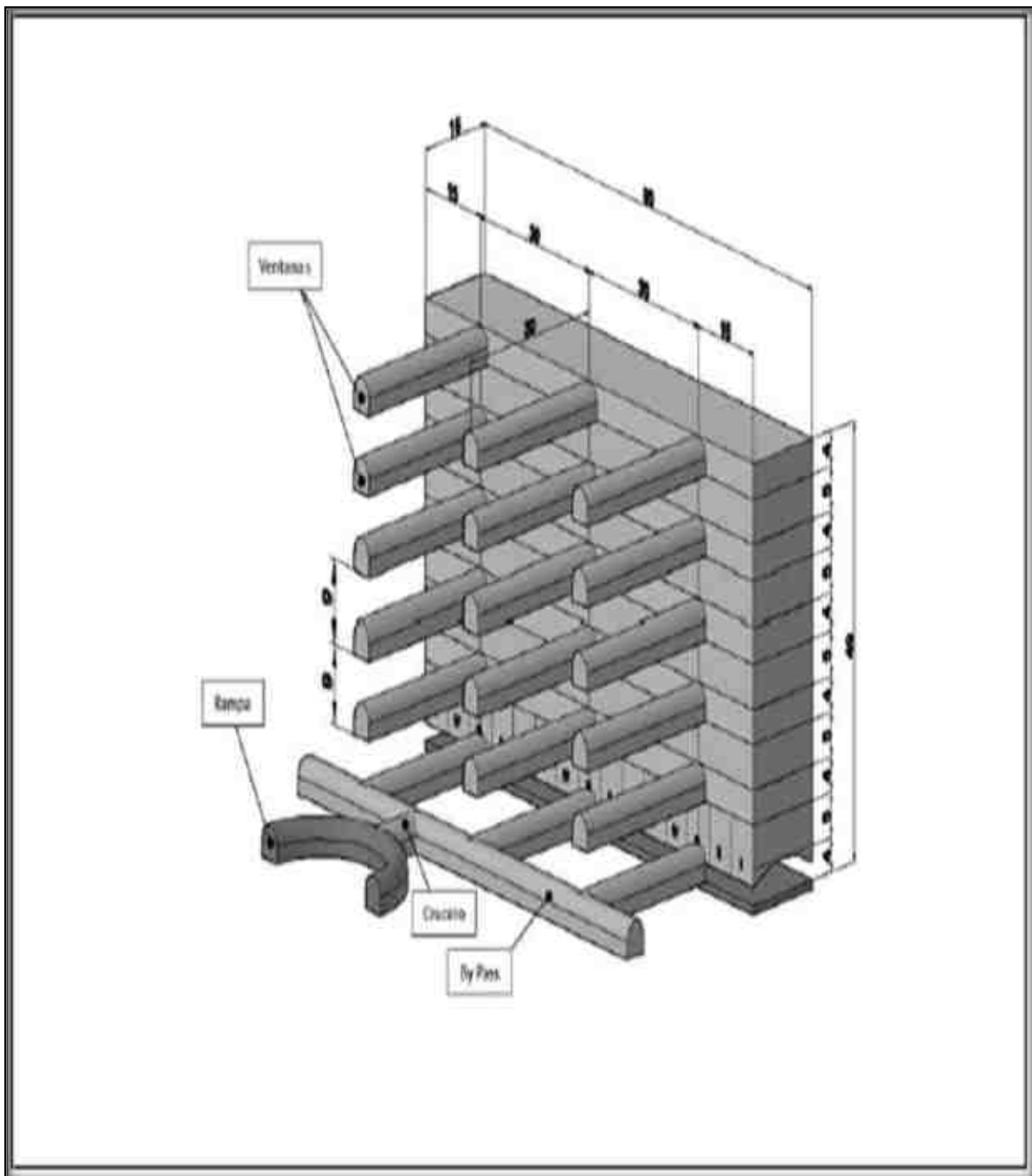
Figura N° 23 Figura de distribución de labores corte y relleno



Fuente: Informe Factibilidad AUSENCO

Para el caso de los sectores a ser explotados por medio de tajeo por subniveles los by-passes se encontrarán espaciados verticalmente cada 9 m.

Figura N° 24 Figura de distribución by-passes por subniveles

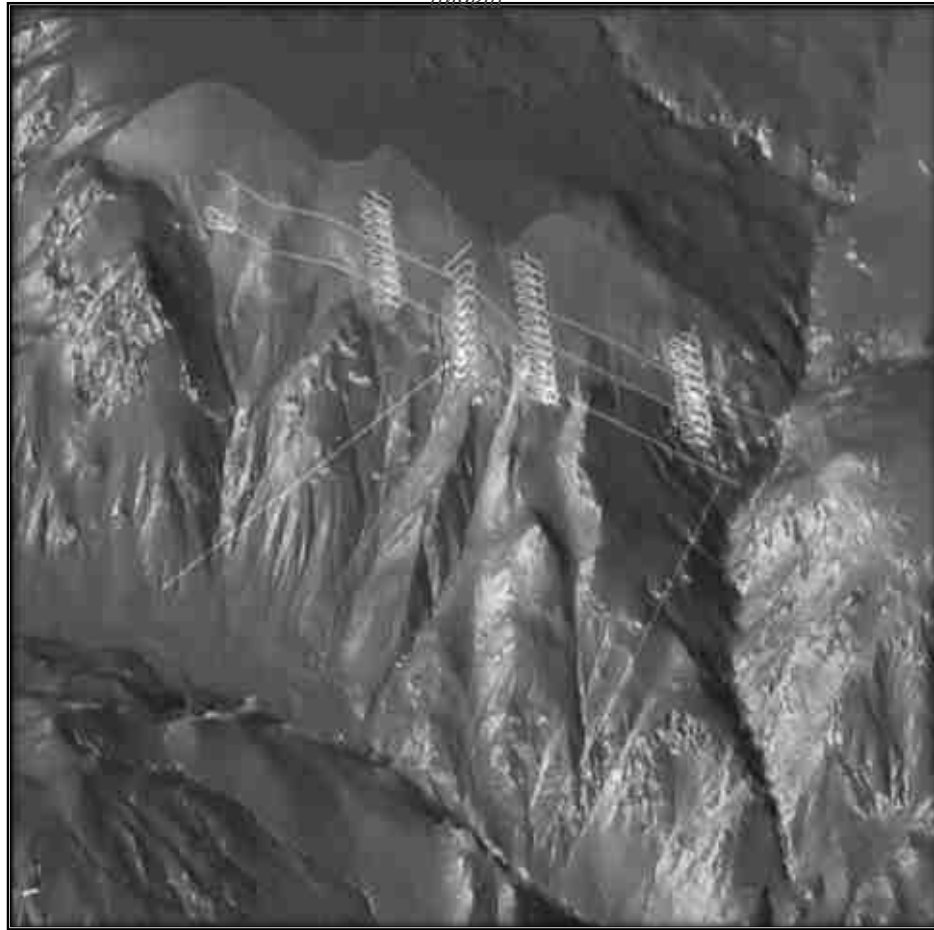


Fuente: Informe Factibilidad AUSENCO

A partir de las definiciones previas se ha establecido el arreglo general de preparación y accesos necesarios para la explotación de la veta Ángela como se muestra en las siguientes figuras.



Figura N° 25 Figura de los accesos principales, niveles y rampas con vista general de veta Ángela



Fuente: Informe Factibilidad AUSENCO

### 3.3.6 Definición de Tajeo

Los tajeos han sido definidos tomando como en consideración:

- La geometría de la estructura mineralizada de veta Ángela;
- Distribución de los recursos medidos e indicados; y
- La delimitación de los métodos de minado.

Se ha usado una unidad de minado de 90 m de longitud a lo largo de la veta y 25 m de diferencia de cota que permite un arreglo adecuado para ambos métodos, así como mantener una estructura común de niveles principales y nivel de extracción.

Se ha considerado una dilución de 25% para las zonas a ser explotadas por Corte y Relleno y de 30 para las zonas a ser explotadas por Tajeo por Subniveles, dichos valores han sido considerados sobre la base de experiencias previas de Hochschild en la operación de Corte y Relleno y Sub Level Stopping para calidades similares de roca en otras operaciones.

Considerando que la proporción de tonelaje entre métodos de minado es de aproximadamente 55% de corte y relleno y 45% de tajeo por subniveles, tenemos una dilución promedio de 27% para todo el yacimiento.

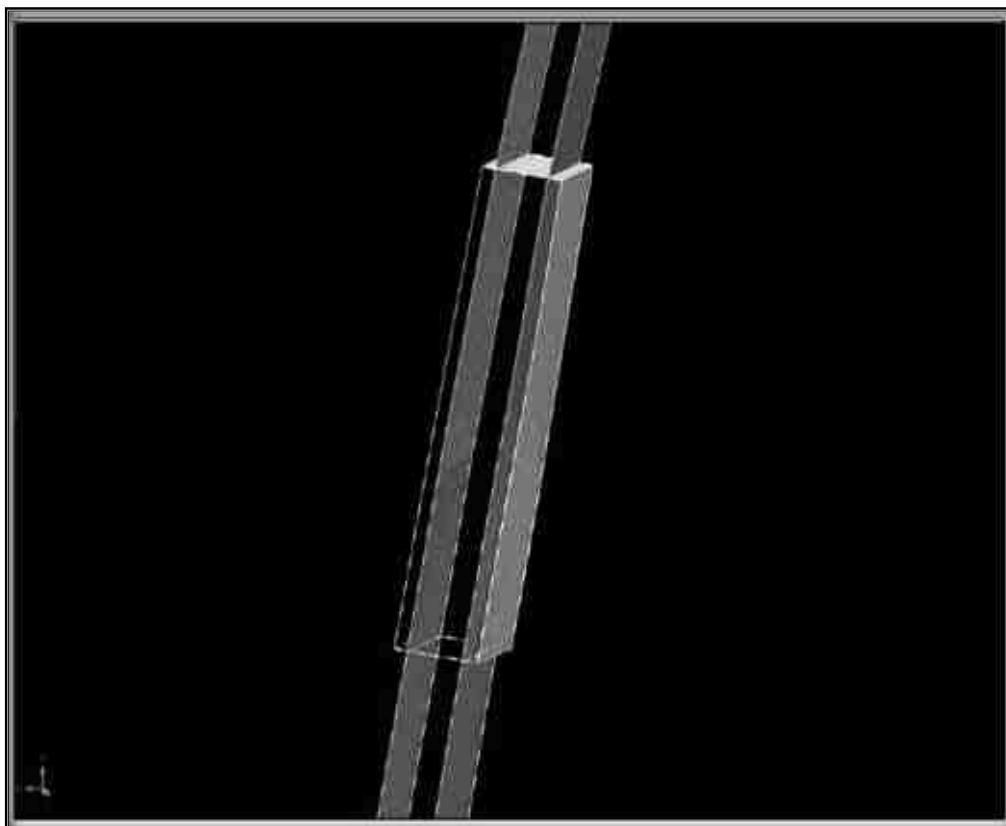
A partir de la definición del límite de la veta en plantas cada 25 m (espaciadas verticalmente) se procede a establecer los límites de diseño del futuro tajeo tal como se muestra en las siguientes figuras.

Para el caso de corte y relleno se contará con by-passes espaciados verticalmente cada 12.5 a partir de los cuales se accederá a la parte central de la unidad de minado a través de ventanas rebatibles.

Esta operación se repite para todos los sectores de la mina con presencia de Recursos medidos e indicados que corresponden a los sectores indicados con color naranja y magenta en la siguiente figura.

Finalmente, los sólidos de diseño generados se intersecan con el sólido que define la estructura mineralizada para obtener la parte de mineral explotable dentro de la veta.

*Figura N° 26 Figura de los accesos principales, niveles y rampas con vista general de veta ángela*



Fuente: Informe Factibilidad AUSENCO

### 3.4 MÉTODO DE SOSTENIMIENTO

#### 3.4.1 Diseño del Sostenimiento para las Labores

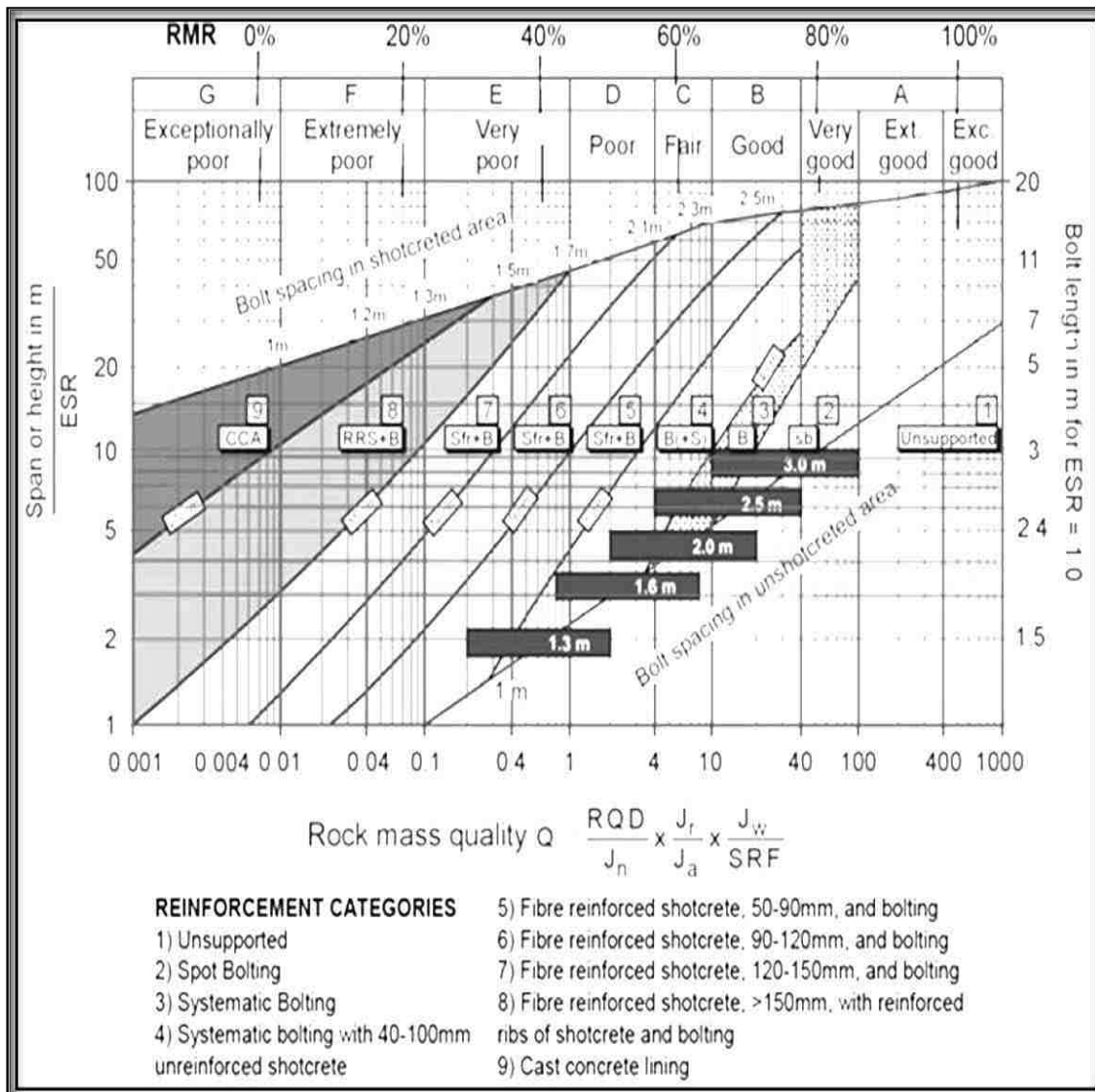
Los sistemas de sostenimiento juegan un rol importante en el mejoramiento de las condiciones de estabilidad y seguridad en las excavaciones, tanto en el campo de las obras civiles como en la minería.

Las variaciones en la calidad del macizo rocoso y en las condiciones geotécnicas, y las diversas dimensiones y formas de las excavaciones subterráneas, originan diferentes mecanismos de deformación y comportamiento del macizo rocoso. Es por ello que existe una gran variedad de elementos y sistemas de sostenimiento para enfrentar cada condición. Una apropiada selección y aplicación de un sistema de sostenimiento debe considerar una serie de variables económicas, operacionales y de seguridad.

En la presente evaluación, se utilizó la metodología de aplicación de la curva empírica de Grimstad y Barton (1993) para estimar los requerimientos de sostenimiento según las condiciones del macizo rocoso. Esta curva empírica relaciona la calidad del macizo rocoso expresado por el valor del Q de Barton con la luz o altura de la excavación (S) ajustada por un factor de seguridad según el tipo de excavación (ESR, Excavation Support Ratio).

El parámetro ESR (Excavación Support Ratio) se estimó igual a 1.6 considerando las labores de desarrollo como galerías permanentes dado su uso como labores de acceso y tránsito del personal. Para las labores de desarrollo y preparación tenemos una luz de 5 m (ancho de galerías de avance) se tiene un valor de S/ESR igual a 3.1, mientras que para los sectores de intersección de galerías podría alcanzarse un ancho teórico de 10 m, lo cual tendría asociado un S/ESR de 6.6. La Figura N° 27 muestra la gráfica de Grimstad y Barton (1993), donde se presenta la condición de las labores, según su geometría y rango de calidad de macizo rocoso (índice Q).

Figura N° 27 Gráfica de Grimstad y Barton (1993)



Fuente: Informe Factibilidad AUSENCO

Cabe mencionar que si bien, las técnicas empíricas entregan una buena referencia para la selección de los elementos de sostenimiento, deben ser usadas sólo como guía, puesto que el diseño de los sistemas de sostenimiento debe estar sujeto a las condiciones locales de cada excavación subterránea.

Según los dominios estructurales definidos y mostrados en la Tabla N° 30, podemos seleccionar de manera general el tipo de sostenimiento requerido para la estabilidad de las labores temporales y permanentes de la mina del Proyecto Inmaculada como indican las Tablas.

Tabla N° 30 Códigos Considerados para Caracterizar a la Caja Techo, la Caja Piso y la Veta Ángela

CODIGO	ZONA
HW	Caja Techo
ORE	Veta Angela
FW	Caja Piso

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Tabla N° 31 Sostenimiento para las Labores Temporales

LUZ =5 metros	ESR=3		
TIPO IV	RMR 0-20%	Categoría 6 y 7	6) Shotcrete con fibra, 90-120 mm, y pernos. 7) Shotcrete con fibra, 90-120 mm, y pernos 1) Sin sostenimiento
TIPO III	RMR 20-40%	Categoría 1,4 y 5	4) Pernos sistemático con shotcrete 40-100 mm 5) Shotcrete con fibra, 50-90 mm y pernos
TIPO II	RMR 40-60%	Categoría 1	1) Sin sostenimiento
TIPO I	RMR 60-80%	Categoría 1	1) Sin sostenimiento

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Tabla N° 32 Sostenimiento para las Labores Permanentes

LUZ =5 metros	ESR=1.6		
TIPO IV	RMR 0-20%	Categoría 6, 7 y 8	6) Shotcrete con fibra, 90-120 mm, y pernos. 7) Shotcrete con fibra, 90-120 mm, y pernos 8) Shotcrete con fibra <150 mm, con cimbras y pernos.
TIPO III	RMR 20-40%	Categoría 5 y 6	5) Shotcrete con fibra, 50-90 mm y pernos 6) Shotcrete con fibra, 90-120 mm, y pernos
TIPO II	RMR 40-60%	Categoría 1 y 4	1) Sin sostenimiento 4) Pernos sistemático con shotcrete 40-100 mm
TIPO I	RMR 60-80%	Categoría 1	1) Sin sostenimiento

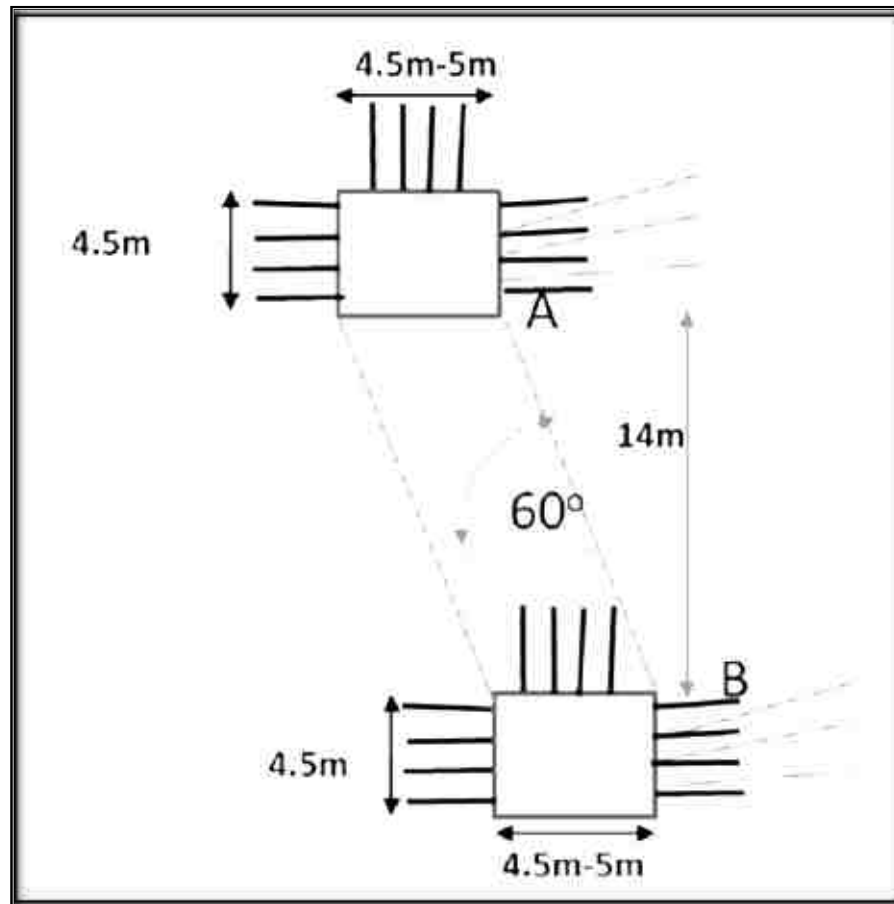
Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 3.4.2 Diseño de Sostenimiento para los Subniveles de Perforación

Para el sostenimiento de las labores realizadas en la veta (subniveles de perforación) se debe aplicar shotcrete de 50 mm – 75 mm tanto en las paredes como en el techo y adicionalmente colocar pernos tipo Swellex o pernos cementados a través del shotcrete.

Para controlar la dilución de la caja techo (RMR < 55%) y mantener la longitud de los tajeos recomendados a lo largo del rumbo es recomendable emplear tres cables por punto espaciados cada 2.4 m a través del shotcrete

Figura N° 28 Disposición del Sostenimiento: Niveles de Perforación y Cable Bolting.



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 3.5 VENTILACIÓN DEL PROYECTO

#### 3.5.1 Demanda de Aire del Proyecto

En la revisión pertinente de la Legislación Peruana de Salud y Seguridad, SVS es cuidadoso en cuatro aspectos legislativos que impactan en los costos de energía.

Estas son:

- Mano de Obra en el interior de la mina – Título IV, Cap. I, Sub Cap. VIII Artículo 247, establece que se requiere 6.0 m<sup>3</sup>/min de aire por trabajador para unidades a alturas por encima de los 4,000 m.s.n.m.
- Equipo Diesel – Título IV, Cap. I, Sub Cap. VIII Artículo 254b, establece que se requiere 3 m<sup>3</sup>/min/ de aire por cada HP.
- Velocidad del Aire y Vías de Transporte – Título IV, Cap. I, Sub Cap. VIII Artículo 248, será menor de veinte metros por minuto (20 m/min) ni superior a doscientos cincuenta metros por minuto (250 m/min) en las labores de explotación, incluido el desarrollo y preparación. Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de veinticinco metros por minuto (25 m/min).

Por lo general cuando se trata de una operación con un alto grado de mecanización, la demanda de aire fresco está controlada principalmente por la potencia que desarrollan los equipos diésel que operan en la mina.

El Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional (D.S N° 024-2016/EM y Modificatoria D.S N° 023-2017/EM.) establece en su Art. 247, lo siguiente:

Artículo 247:

En los lugares de trabajo de las minas ubicadas hasta mil quinientos (1,500) metros sobre el nivel del mar, la cantidad mínima de aire necesario por hombre será de tres metros cúbicos por minuto (3 m<sup>3</sup>/min).

En otras altitudes la cantidad de aire será de acuerdo a la siguiente escala:

- De 1,500 a 3,000 msnm aumentará en 40% que será igual a 4 m<sup>3</sup>/min.
- De 3,000 a 4,000 msnm aumentará en 70% que será igual a 5 m<sup>3</sup>/min.
- Sobre los 4,000 msnm aumentará en 100% que será igual a 6 m<sup>3</sup>/min.

Se entiende que el caudal de aire especificado en la norma para los equipos diésel es el que se requiere para diluir los contaminantes que éstos emiten, de tal forma que el aire resultante pueda ser respirado por las personas que trabajan en la mina, sin que le cause daño a la salud.

Se asume, por tanto, que la norma debe aplicarse de forma tal que se satisfaga el caudal de aire que se requiere para diluir los gases y las partículas emitidas por los equipos diésel y aquél que se requiere para satisfacer la demanda de oxígeno del número de personas empleadas en la mina.

Es así que en el caso del proyecto Inmaculada se realizan dos análisis para este cálculo, siendo el primero el correspondiente a la demanda de aire fresco requerido para el personal en interior mina y la segunda la demanda de aire fresco requerido para diluir los gases producidos por la combustión interna de equipos diésel.

La demanda de aire fresco al interior de la mina se calcula de acuerdo a lo especificado en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, tal como se muestra en la Tabla siguiente.



Tabla N° 33 Requerimiento de Aire

TIPO	ALTITUD (msnm)	CAUDAL (m <sup>3</sup> /min)
Personal	0 - 1,500	3
	1,500 - 3,000	4
	3,000 - 4,000	5
	Más de 4,000	6
Equipo Diésel	Cualquier Altitud	≥ 3

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

En la Unidad Minera Inmaculada la cantidad de personal que laborara en interior mina es de 200.

Para el cálculo del requerimiento de aire fresco se tiene en cuenta la altitud a la cual se encuentra el proyecto, siendo esta 4500 msnm en promedio, el caudal de aire fresco requerido para satisfacer la demanda de aire de todo el personal, de acuerdo con el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, es:

$$Q_{personal} = 1,260 \text{ m}^3 / \text{min}$$

$$Q_{personal} = 44,500 \text{ cfm}$$

Este cálculo está basado en la distribución de personal de acuerdo a la Tabla, elaborado en función a los datos entregados:

Tabla N° 34 Distribución de Personal

MANO DE OBRA	ALTITUD (msnm)	CAUDAL (m <sup>3</sup> /min)	CFM
Número de trabajadores por guardia	200		
Volumen de aire por Empleado el Labor Subterránea	6		
Total, Volumen de Aire Requerido		1,200	42,400
Contingencias Mina @ 5%		60	2,100
Total, de Volumen de Aire Requerido		1,260	44,500

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Dado que en general, las normas establecen que la dotación de aire deberá estar en función de la potencia que desarrollen los equipos, es necesario estimar la potencia que podrían estar desarrollando todos los equipos con los que se cuenta en la mina, en el momento de mayor actividad, para lo cual es necesario estimar un factor de simultaneidad para cada tipo de equipo, teniendo en cuenta la escasa posibilidad de que todos los equipos estén operando dentro de la mina y desarrollando su máxima potencia simultáneamente, en un momento cualquiera.

Debido a que el caudal necesario para diluir la concentración de gases emitidos por estos equipos está en función a la potencia nominal que desarrollan cada uno de estos motores trabajando a su máxima potencia, la cantidad de estos equipos en operación en interior mina, el factor de simultaneidad de estos y considerando que el requerimiento mínimo es de 3 m<sup>3</sup>/min por cada HP desarrollado, se calcula el requerimiento de aire para la totalidad de los equipos.

La relación completa de la cantidad de equipos diésel, sus potencias nominales, factores de simultaneidad y zonas en las que se encuentran trabajando se puede observar en la Tabla N° 35, elaborado sobre la base de la información proporcionada por el área de ventilación de la mina.

*Tabla N° 35 Cantidad de equipos Diésel por Zonas*

<b>EQUIPO</b>	<b>NUMERO DE UNIDADES</b>
Jumbo Boomer S1-D	5
Boltec MC	5
Scooptram ST 1030 – 6 yd3	4
Robbins 34 RHc QRS (Raise Borrer)	2
Simba M4C	3
Scooptram ST 1030 – 4 yd3	4
Camioneta	12
Camioncito	5
Volquete	12

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

El requerimiento de aire fresco para diluir los gases emanados por los equipos diésel por cada HP que desarrollan al ser accionados en interior mina es:

$$Q_{equipos} = 10,899 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{equipos} = 384,900 \text{ cfm}$$

Al caudal calculado por equipos diésel se le adiciona el caudal requerido por el de personal, por lo que el requerimiento total de aire fresco que se necesitaría cubrir en toda la mina es el siguiente:

$$Q_{total} = (1260 + 10,899) \text{ m}^3/\text{min} = 17,994 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{total} = (1,260 + 10,899) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{total} = 17,994 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{total} = 635,400 \text{ cfm}$$

Este es el caudal mínimo que se necesita para diluir los gases contaminantes emitidos por la combustión interna de equipos diésel más el requerido por el personal que trabaja en toda la mina.

Es necesario asegurar que la velocidad del aire en ningún lugar este por debajo de los 20 m/min (0.33 m/s) ni superior a 250 m/min (4.2 m/s) donde exista personal trabajando.

En lo que respecta a las galerías o chimeneas dedicadas exclusivamente a la conducción de ingreso de aire limpio o de retorno de aire contaminado a través de las cuales no circula personal o éste lo hace muy esporádicamente, la velocidad del aire podría llegar a 15 m/s o más, si fuera necesario.

Se presentan mediante la Tabla N° 36 el cálculo respectivo de los requerimientos de aire por personal y equipos diésel.

Tabla N° 36 Cuadro de Cálculos de Requerimiento de Aire y equipos Diésel

Equipo	Número de Unidades	Potencia HP	Total de Potencia HP	Disponibilidad Mecánica %	Pre – Op Check	Almuerzo	Personal Breaks	% Time U/G	Total Horas U/G por turno	U/G Engine Utilization	Total de Utilization	Rationalized BHP	m <sup>3</sup> /min	cfm
<b>CORTE Y RELLENO CON PERFORACIÓN HORIZONTAL</b>														
Boomer S1-D	5	78	390	75 %	15	60	30	100 %	10.25	25 %	16 %	62	186	6,600
Boltec DC	5	173	865	75 %	15	60	30	100 %	10.25	25 %	16 %	139	417	14,700
Scooptram ST 1030 - 6.0 yd <sup>3</sup>	4	250	1,000	75 %	15	60	30	100 %	10.25	100 %	64 %	641	1,923	67,900
<b>CORTE Y RELLENO – TOTAL REQUERIMIENTO DE AIRE – DIESEL (m<sup>3</sup>/min)</b>													3,102	
<b>CORTE Y RELLENO – TOTAL REQUERIMIENTO DE AIRE – DIESEL (cfm)</b>														109,500
<b>TAJEO POR SUBNIVELES</b>														
Robbins 34 RHC QRS (Raise Borer)	2	0	0	75 %	15	60	30	100 %	10.25	25 %	16 %	0	0	0
Simba MAC	3	163	489	75 %	15	60	30	100 %	10.25	25 %	16 %	78	234	8,300
Scooptram ST 1030 - 4.0 yd <sup>3</sup>	4	250	1,000	75 %	15	60	30	100 %	10.25	100 %	64 %	641	1,923	67,900
<b>TAJEO POR SUBNIVELES – TOTAL REQUERIMIENTO DE AIRE – DIESEL (M<sup>3</sup>/MIN)</b>													2,733	
<b>TAJEO POR SUBNIVELES – TOTAL REQUERIMIENTO DE AIRE – DIESEL (cfm)</b>														96,500
Camioneta	9	163	1,467	75 %	15	60	30	50 %	5.13	50 %	16 %	235	705	24,900
Camioncito	7	200	1,400	75 %	15	60	30	60 %	6.15	60 %	23 %	323	969	34,200
Volquete	12	400	4,800	75 %	15	60	30	100 %	10.25	100 %	64 %	3075	9,225	325,800
<b>TODA LA MINA – EQUIPO MISCELÁNEO – DIESEL (M<sup>3</sup>/MIN)</b>													10,899	
<b>TODA LA MINA – EQUIPO MISCELÁNEO – DIESEL (cfm)</b>														384,900

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO



### 3.5.2 Sistema de Ventilación

Con el objetivo de evaluar el comportamiento de la red de ventilación, se ha utilizado el programa comercial de simulación Ventsim®, el mismo que permite analizar los circuitos de ventilación mediante el empleo del algoritmo de aproximaciones sucesivas conocido como Hardy-Cross y de una interface gráfica que permite visualizar la mina como un diagrama isométrico en el que se pueden apreciar los caudales que circulan y las caídas de presión que se producen a través de cada ramal del circuito.

Para el modelamiento en Ventsim® se realizaron los cálculos respectivos, empleando los coeficientes de fricción de Atkinson, resistencias y pérdidas de presión por choque en cada uno de los conductos de ventilación (niveles principales desde el NV 4300 hasta el NV 4500, Chimeneas y raise-bores, tanto internos como los que conectan a la mina directamente con la superficie),

Se fijaron inicialmente caudales fijos de aire en las chimeneas tipo RB por las cuales en conjunto se extraerían el caudal de aire requerido, es decir en conjunto se extraería por estos RB los 300 m³/s.

Las labores cargadas en el software se muestran en la Tabla siguiente se tiene la relación de los ventiladores principales instalados en la mina.

*Tabla N° 37 Relación de Ventiladores Principales instalados en Inmaculada*

MODELO	CAUDAL CFM	PRESIÓN TOTAL PULG DE COLUMNA DE AGUA	POTENCIA KW	EFICIENCIA %
VAV-72-36-1750-II-B	299,900	11.9	590.3	74.6
VAV-72-36-1750-II-B	346,400	6.3	529.1	50.5

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

De los valores obtenidos y los cálculos de caudales de ingreso y salida de aire en el sistema se infiere que el caudal total de aire que está ingresando y/o saliendo es de 305 m³/s o 646,200 cfm (sumatoria de caudales de ingreso de aire, Tabla N° 37).

De los cálculos efectuados para el requerimiento de aire, se concluye que el caudal de aire fresco que debe ingresar a la mina es por lo menos 300 m³/s.

Con los ventiladores instalados en el proyecto Inmaculada, relación que se presenta en la Tabla 37, trabajando todos ellos a la vez inducen un ingreso de caudal de aire a la mina de 305 m<sup>3</sup>/s, (valor que refleja el software).

Realizada la colocación de raise-bores (ubicación precisa del pie y cabeza), niveles principales, chimeneas, tapones, hallando los respectivos factores de fricción por cada estructura como también sus factores de choques y finalmente cargadas todas las curvas características de los ventiladores principales que figuran en la Tabla N° 37, se realiza la corrida del modelo de ventilación de toda la mina llegando a reflejar las condiciones de ventilación que se tendrán con estos equipos de ventilación.

Se procede a realizar las simulaciones correspondientes obteniéndose las direcciones, distribuciones y magnitudes de los caudales en todos los niveles principales y estructuras de ventilación (rampas, chimeneas y raise-bores).

Dándonos finalmente un modelo calibrado y representativo del sistema de ventilación principal, esto permite comprobar que las estructuras más próximas a superficie y a los raise borer (niveles principales, rampas y raise-bores) tienen una mejor distribución tanto del aire como también de la velocidad en esas labores, encontrándose todas por encima de 0.33 m/s y por debajo de 4.2 m/s, tal como lo estipula el reglamento.

Operando los dos ventiladores instalados se observa que existe flujo de aire en todos los niveles de la mina desde el nivel 4300 y culminando en el nivel 4500.

En todos los niveles principales donde se observan zonas donde el flujo es nulo, esto es previsible ya que en estos niveles se presentan zonas donde la labor culmina en un frente ciego.

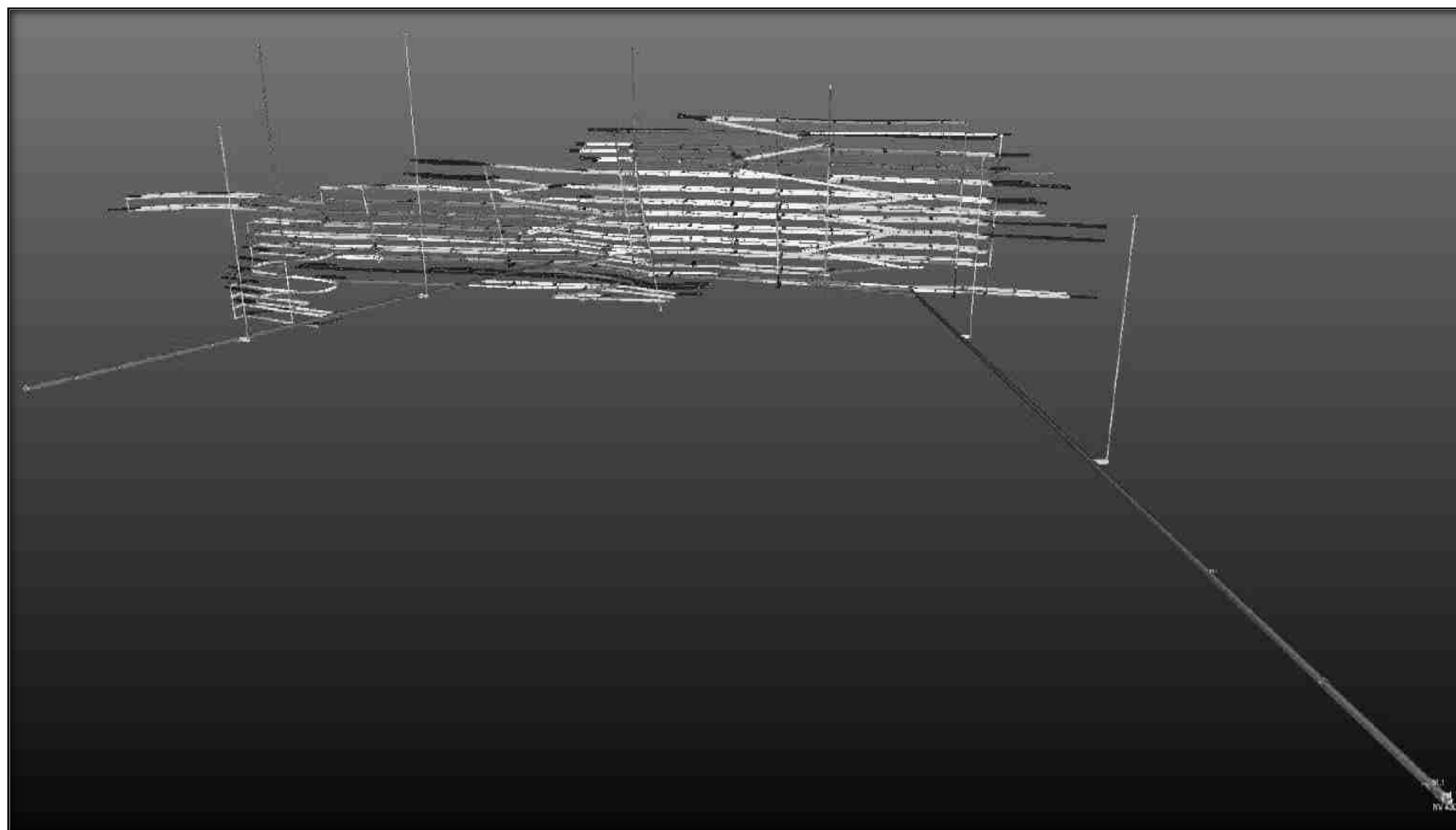
Resumiendo, los ventiladores principales que se encuentran instalados, todos ellos en superficie, extraen aire viciado de interior mina.

Se puede afirmar que todos los niveles principales del proyecto Inmaculada tienen flujo de aire, en cantidad y velocidad de flujo razonable, pero se podría mejorar aún más con:

- La adición de ventiladores secundarios a medida que se va avanzando con los desarrollos y ampliando los niveles.
- Realizar el cambio de los ángulos de ataque de los alabes en algunos de los ventiladores principales o variar la frecuencia de rotación del eje del motor de estos para que el sistema nos entregue el caudal de aire necesario a medida que se vaya incrementando la producción y equipos diésel en interior mina.

A continuación, se presenta una imagen extraída del software de ventilación Ventsim® en la cual se observan las zonas que están siendo ventiladas y aquellas zonas donde la velocidad del aire está por debajo de 0.33 m/s llegando inclusive a ser cero se muestra de color negro.

Figura N° 29 Imagen Extraída del Software de Ventilación “Ventsim®”



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

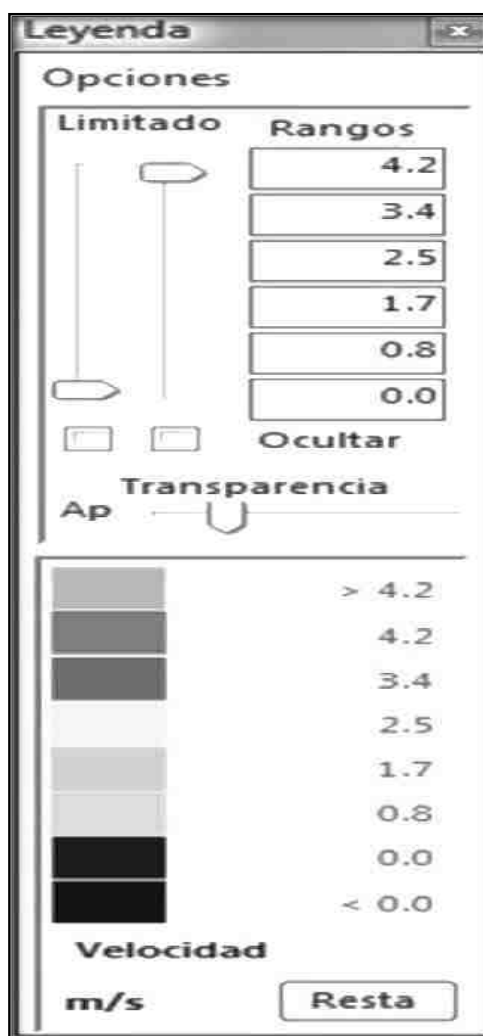


Vista panorámica de todos los niveles cargados en el software. En la leyenda de colores se aprecia que la distribución de velocidades varía desde valores menores de 0.0 m/s en color negro.

La velocidad de 0.8 m/s se representa en color turquesa, 1.7 m/s en color verde, 2.5 m/s en color amarillo patito, 3.4 m/s por color rojo, 4.2 m/s en color morado claro, > 4.2 m/s en color Rosado.

Una vista ampliada de esta leyenda de colores se muestra a continuación.

Figura N° 30 Leyenda de Colores del Software de Ventilación “Ventsim®”



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 3.5.3 Dirección de los Caudales del Sistema de Ventilación Principal

Con la instalación de estos dos ventiladores principales extractores se induce el ingreso de aire fresco desde la superficie por las cuatro chimeneas del tipo RB dos de ellas ubicadas en la rampa 4400 y dos de ellas ubicadas en el crucero 4300 y por la bocamina del nivel 4500.

Se tienen tres (3) raise borer de ventilación cada uno con un diámetro de 2.40 m que van desde superficie hasta el nivel 4300.

De la misma manera se tienen tres rampas principales de sección abovedada de 5m x 4.5 m de sección, una ubicada en el extremo noreste de la veta en cuyo centro de gravedad se encuentra la primera chimenea de ventilación del tipo RB instalándose en superficie un ventilador axial del tipo VAV-72-36-1750-II-B, este RB servirá en esta posición tanto para el proceso constructivo de dicha rampa como para evacuar los gases tóxicos y polvos que se puedan generar a lo largo de la vida de la mina en esta zona.

La segunda rampa principal de encuentra en la parte central de la veta iniciando su construcción en la intersección de la rampa 4400 con la veta en el nivel 4300 llegando por la parte superior hasta el nivel 4500, el segundo RB se construirá en el extremo Sur-Oeste a unos metros de esta segunda rampa, se debe instalar en superficie el segundo ventilador también del tipo extractor, axial VAV-72-36-1750-II-B. Este RB servirá para dar circuito de ventilación en la fase constructiva a esta segunda rampa y para evacuar los gases tóxicos y polvos de la parte central de la veta.

La tercera y última rampa iniciará en el nivel 4300 en la intersección de la veta con el crucero 4300 y subirá hasta llegar al nivel 4590 inclusive. La ultima chimenea también del tipo RB se construirá muy cercano a esta última rampa (ver plano en planta) de manera que servirá también para dar circuito al proceso constructivo de la misma y también a diferencia de los dos RB anteriores inyectará aire fresco desde la superficie.

El aire se dirigirá casi en su totalidad desde los niveles inferiores ascendiendo ya sea por las rampas, chimeneas del tipo RB mencionados y los cinco ore pass cuando estos estén libres de mineral, este aire se distribuirá de manera proporcional hacia los dos RB que cuentan con ventiladores axiales expulsando el aire viciado del sistema.

Resumiendo, los puntos de ingreso de aire limpio son las cuatro (4) chimeneas de ingreso dos (2) en la rampa 4400 y dos (2) en el crucero 4300, las bocaminas tanto de la rampa 4400, 4300 y 4500 y por ultimo ingresará aire limpio por la chimenea del tipo RB que se ubica cercano a la rampa en el extremo Sur-Oeste de la veta.

Los puntos de egreso de aire contaminado son las dos (2) chimeneas del tipo RB una en el centroide de la rampa ubicada en el extremo Nor-Este de la veta y la segunda cercano a la segunda rampa ubicada en la parte central de la veta.

Con los ventiladores principales de extracción de aire se asegura una admisión de aire fresco de 305 m<sup>3</sup>/s siendo el que se requiere, en función al cronograma de operaciones y como se desarrolle este se irán adicionando ventiladores secundarios los cuales servirán de ayuda a los principales para direccionar y hacer llegar el caudal de aire a las diferentes zonas de trabajo, esto debe ser evaluado de manera constante por el área de ventilación de la mina.

#### **3.5.4 Sistema de Ventilación Auxiliar para Desarrollo**

Para la fase de desarrollos se toman en consideración las mismas exigencias ambientales que para la ventilación principal, es decir la cantidad de aire requerido por cada persona en función a la altura donde se encuentre trabajando y como mínimo 3 m<sup>3</sup>/min por cada HP desarrollado para los equipos diesel.

Estas normas se encuentran bien detalladas en el capítulo 5 siendo las mismas para la ventilación auxiliar.

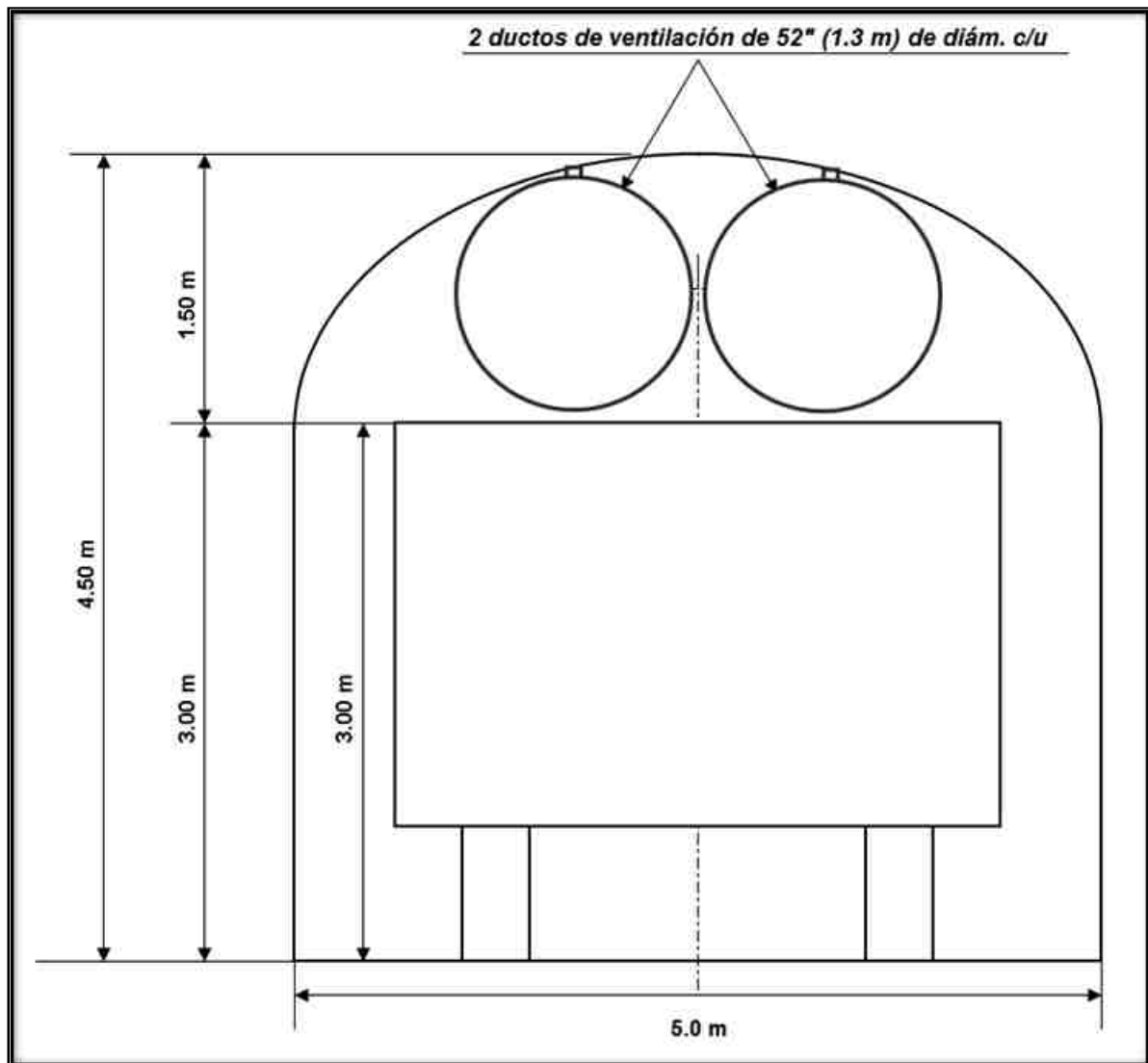
La primera fase serán los desarrollos tanto de la rampa 4400, el crucero 4300 y del subnivel 4500.

Para el proceso constructivo de estos accesos los cálculos efectuados contemplan una longitud máxima por cada rampa de aproximadamente 2,200 m.

Para cada rampa (4400 y 4300) se excavarán dos chimeneas verticales (RB), que se ubicarán aproximadamente cada 500m a lo largo de las mismas.

Se ha asumido que estas chimeneas tendrán 1.5 m de diámetro de diámetro cada una y la rampa 4400 como el crucero 4300 una sección transversal abovedada de 5 m x 4.5 m como se muestra en la Figura N° 31.

Figura N° 31 Sección Transversal Abovedada de 5 m x 4.5 m.



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 3.5.5 Diseño Conceptual del Sistema de Ventilación para cada Rampa de Acceso a la Veta.

De acuerdo con los equipos diésel a emplearse, la demanda máxima de aire en cada frente de trabajo será de aproximadamente 128,000 cfm.

Se deben tener en cuenta que por estar la operación a 4500 m.s.n.m aproximadamente y que por cada HP de potencia nominal en equipos diésel requieren de 3 m<sup>3</sup>/min y de 6 m<sup>3</sup>/min por cada hombre en interior mina.

Se presenta mediante la tabla siguiente los equipos diésel a ser empleados en los desarrollos constructivos.

Tabla N° 38 Equipos Diésel empleados en los Desarrollos Constructivos

EQUIPO	NUMERO DE UNIDADES	POTENCIA - HP
Boomer S1-D	5	78
Boltec MC	5	173
Scoptram ST 1030 – 6 yd3	4	250
Camioneta	2	163
Camioncito	1	200
Volquete	2	400

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 3.5.6 Cálculo del Requerimiento de Aire por Frente para Desarrollos de Rampas con Sección Abovedada 5 m x 4.5 m

Para el proyecto Inmaculada la cantidad de personal que laborara en cada desarrollo es de 15 trabajadores.

Para el cálculo del requerimiento de aire fresco se tiene en cuenta la altitud a la cual se encuentra el proyecto, siendo esta 4500 msnm en promedio, el caudal de aire fresco requerido para satisfacer la demanda de aire de todo el personal, de acuerdo con el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, es:

$$Q_{personal} = (15 * 6) m^3/min$$

$$Q_{personal} = 90 m^3/min$$

$$Q_{personal} = 11,600 cfm$$

El requerimiento de aire fresco para diluir los gases emanados por los equipos diésel por cada HP que desarrollan al ser accionados en interior mina es:

$$Q_{equipos} = 3,198 m^3/min$$

$$Q_{equipos} = 112,900 cfm$$

Al caudal calculado por equipos diesel más el calculado por personal se le adiciona un 10% por posibles fugas en los ductos de ventilación.

$$Q_{total} = (1,347 + 1,851 + 90) * 0.10 + 3,288 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{total} = 3,617 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{total} = 127,70 \text{ cfm}$$

Se presenta el cuadro resumen siguiente para el cálculo del requerimiento de aire en los frentes de desarrollos.

Tabla N° 39 Cuadro Resumen del Cálculo de Requerimiento de Aire en los Frentes de Desarrollo

Equipo	Número de Unidades	Potencia HP	Total de Potencia HP	Disponibilidad Mecánica %	Pre – Op Check	Almuerzo	Personal Breaks	% Time U/G	Total Horas U/G por turno	U/G Engine Utilization	Total de Utilization	Rationalized BHP	m <sup>3</sup> /min	cfm	
<b>EQUIPOS PARA DESARROLLO</b>															
Boomer SI-D	1	78	78	75 %	10	60	30	100 %	10.33	25 %	20 %	15	48	1,700	
Boltec DC	1	173	173	75 %	10	60	30	100 %	10.33	25 %	20 %	35	105	3,700	
Scooptram ST 1030 - 6.0 yd <sup>3</sup>	1	250	250	75 %	10	60	30	100 %	10.33	100 %	75 %	188	564	19,900	
<b>TOTAL REQRIMIENTO DE AIRE – DIESEL (m<sup>3</sup>/min)</b>													717		
<b>TOTAL REQRIMIENTO DE AIRE – DIESEL (cfm)</b>														<b>25,300</b>	
<b>MISCELANEOS</b>															
Camioneta	2	163	326	75 %	10	60	30	50 %	5.17	50 %	16 %	53	159	5,600	
Camioncito	1	200	200	75 %	10	60	30	60 %	6.20	60 %	23 %	47	141	5,000	
Volquete	2	400	800	75 %	10	60	30	100 %	10.33	100 %	65 %	517	1,551	54,800	
<b>TODA LA MINA – EQUIPO MISCELÁNEO – DIESEL (M<sup>3</sup>/MIN)</b>													1,581		
<b>TODA LA MINA – EQUIPO MISCELÁNEO – DIESEL (cfm)</b>														65,400	
<b>MANPOWER</b>															
Numero de trabajadores de CIA.			15												
Número de trabajadores de E.C			00												
Volumen de Aire por Colaborador			6												
<b>TOTAL DE VOLUMEN REQUERIDO (M<sup>3</sup>/MIN)</b>													90	3,200	
													Factor de Seguridad mina @ 10%	329	11,600
													Total Manpower Air Required:	3,617	127,700
													<b>TOTAL AIR REQUIREMNET</b>	<b>3,617</b>	
													<b>60</b>	<b>M<sup>3</sup>/MIN</b>	
													<b>127,700</b>	<b>CFM</b>	

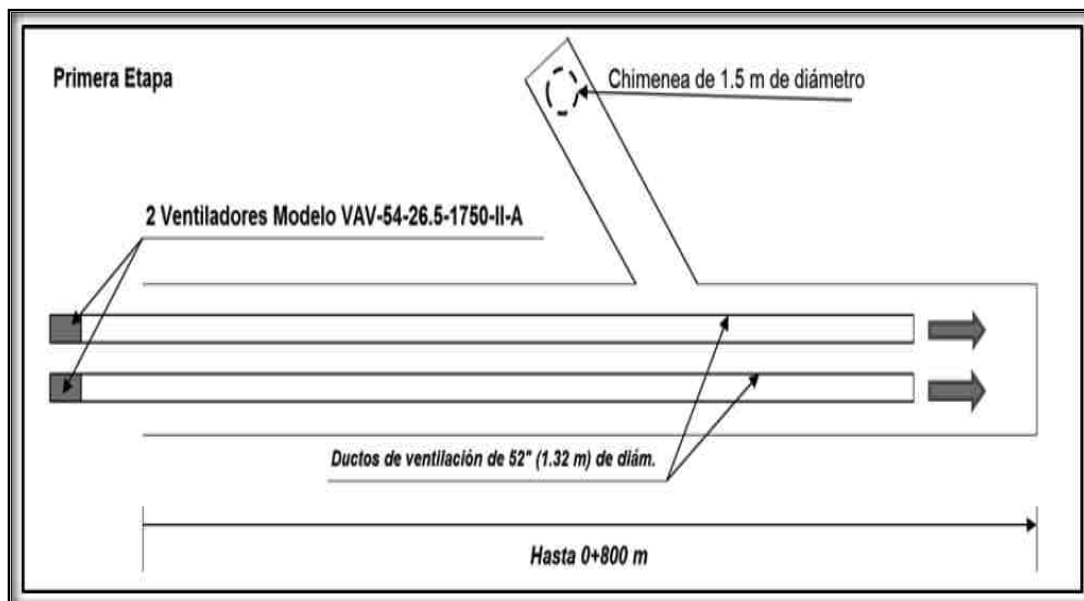
Fuente Informe Factibilidad AUSENCO



Al inicio de la excavación de las rampas, será necesario instalar en el exterior dos ventiladores Mod. VAV-54-26.5-1750-II-A, conectados cada uno a un ducto de ventilación de 1.3 m de diámetro, conectados en paralelo para impulsar 64,000 cfm de aire limpio a través de cada uno desde el exterior hacia el frente de trabajo, tal como se muestra en la Figura N° 32.

Se asume que cuando las rampas hayan alcanzado una longitud de aproximadamente 800-900 m, se habrá concluido con la excavación de la primera chimenea a superficie, que tendrá una longitud de 200 m.

Figura N° 32 Instalación de Ventilación Requerida para el Avance de la Primera Etapa de Cada Rampa



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 3.6 DISEÑO GEOMECÁNICO DE LABORES MINERAS

#### 3.6.1 Criterios de Diseño

El diseño de una abertura subterránea está relacionado principalmente con la estimación de la dimensión auto soportante de la abertura y el dimensionamiento de los elementos de refuerzo y soporte para estabilizar la zona del macizo plastificado. Para el diseño geotécnico de las excavaciones subterráneas se requiere conocer la geometría de las aberturas, las propiedades mecánicas tanto de la roca intacta como del macizo rocoso, los estados tensionales in-situ y las propiedades de los elementos de sostenimiento. Los aspectos a tomar en cuenta son los siguientes:

##### 3.6.1.1 Geometría de las Excavaciones Subterráneas.

La geometría de las excavaciones subterráneas se encuentra considerada en la evaluación de la estabilidad, que en este caso se determina por el tipo de labor, permanente o temporal. Las labores permanentes como los bay pass, rampas, accesos, cruceros y ventanas tienen aberturas



que van de 4 a 5 m y para las labores temporales, como los subniveles de perforación para producción en veta, se proyectan aberturas que van de 3 a 5 m.

### 3.6.1.2 Propiedades de Resistencia del Macizo Rocoso.

Las propiedades de la roca intacta utilizados en el modelo fueron obtenidos del laboratorio de mecánica de rocas de la PUCP conjuntamente con los ensayos de carga puntual y martillo Schmiedth realizados en campo y las propiedades del macizo rocoso con el criterio de falla de Hoek-Brown (Hoek y Brown, 2002).

Las propiedades de resistencia y elasticidad determinadas para cada zona del proyecto, están indicadas en la Tabla siguiente. Estos parámetros están determinados a partir de ensayos de laboratorio de la roca intacta y fueron ajustados para el análisis numérico a partir del programa Roc Data. Debido a las incertidumbres presentes en la toma de datos de campo y ejecución de los ensayos de laboratorio, la resistencia de la roca intacta fue castigada con un factor de 1.1.

Tabla N° 40 Propiedades de Resistencia y Elasticidad del Macizo Rocoso

TIPO	GSI	mb	s	a	v	Emr(MPa)
De I	65	5.307	0.021	0.5	0.25	24000
	55	3.66	0.008	0.5	0.25	14000
De II	45	2.653	0.0025	0.5	0.25	8000
	35	1.83	0.0005	0.5	0.275	4500
De III	25	1.281	0	0.55	0.3	2500
De IV	20	1.098	0	0.55	0.3	2000

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Donde

- GSI: Índice geológico de resistencia
- Mb: constante de Hoek-Brown para macizo rocoso
- S: constante de Hoek-Brown para macizo rocoso
- A: constante de Hoek-Brown para macizo rocoso

- V: módulo de Poisson
- Emr: módulo de macizo rocoso

### 3.6.1.3 Características de los Pernos y Varillas de Anclaje.

Para el refuerzo del macizo rocoso se ha considerado el empleo de Pernos de acero cementados para el caso de labores permanentes y Swellex para el caso de labores temporales. Para el caso de los pernos cementados se cuenta con las siguientes características: diámetro de 25 mm, longitud de 2.1 m, capacidad de carga pico de 0.26 MN, capacidad residual de 0.025 MN, módulo de elasticidad de 207,000 MPa, y espaciamiento variable según el tipo de roca y para el caso del swellex se tiene diámetros de 26 mm antes de la expansión con capacidad de resistencia última del tubo de acero de 0.12 MN.

### 3.6.1.4 Propiedades del Shotcrete.

En los análisis se utilizó como sostenimiento el shotcrete con refuerzo de fibra de acero de (20 a 30 kg/m<sup>3</sup>) con las características siguientes: espesor mínimo de 2 pulgadas (50 mm) el cual varía según la calidad de la roca, resistencia a la compresión de 35 MPa, resistencia a la tracción de 5 MPa, resistencia al corte de 1.96 MPa, módulo de deformación de 30,000 MPa y coeficiente de Poisson de 0.2.

### 3.6.1.5 Esfuerzos In Situ

La profundidad de las excavaciones varía desde los 160 m hasta los 400 m; de acuerdo a esto, las excavaciones pueden ser clasificadas como estructuras subterráneas medianamente profundas, por tanto, su estabilidad estará controlada principalmente por los defectos del macizo rocoso y la incidencia de los esfuerzos naturales. El esfuerzo vertical se ha considerado como el producto de la altura de la cobertura de roca por su densidad (25.5 kN/m<sup>3</sup>), de donde se tiene que su valor máximo es 10.2 MPa. El coeficiente k que relaciona el esfuerzo horizontal con el esfuerzo vertical se ha considerado entre 1.5 y 2.0.

## 3.6.2 Procedimiento para el Diseño

El diseño geomecánico de las excavaciones subterráneas está relacionado con el dimensionamiento de los refuerzos y del soporte para estabilizar las rocas adyacentes al perímetro de las excavaciones. El procedimiento seguido se indica a continuación:

- Estados de estabilidad de las aberturas típicas sin sostenimiento para las diferentes calidades de roca (Span design).
- Tiempo de auto sostenimiento de las excavaciones subterráneas típicas.

- Análisis de esfuerzo-deformación en el macizo rocoso alrededor del perímetro de las excavaciones subterráneas, con el programa Phase2 versión 7.0 de Rocscience, para determinar las zonas potencialmente inestables.
- Dimensionamiento preliminar del sostenimiento mediante métodos empíricos. Se utilizarán las recomendaciones empíricas del sistema Q (Barton 1974).
- Análisis de esfuerzo-deformación en el macizo rocoso ubicado fuera del perímetro de las excavaciones subterráneas aplicando los sistemas de sostenimiento recomendado según Barton (1993).
- Análisis estructural en base a la información de los Sondajes orientados e información de los datos levantados de campo enviados por la Mina Inmaculada.
- Análisis de formación de cuñas en las labores subterráneas.
- Ajuste final del refuerzo y sostenimiento más adecuado para cada una de las excavaciones típica.

### 3.6.2.1 Estabilidad de Aberturas Típicas

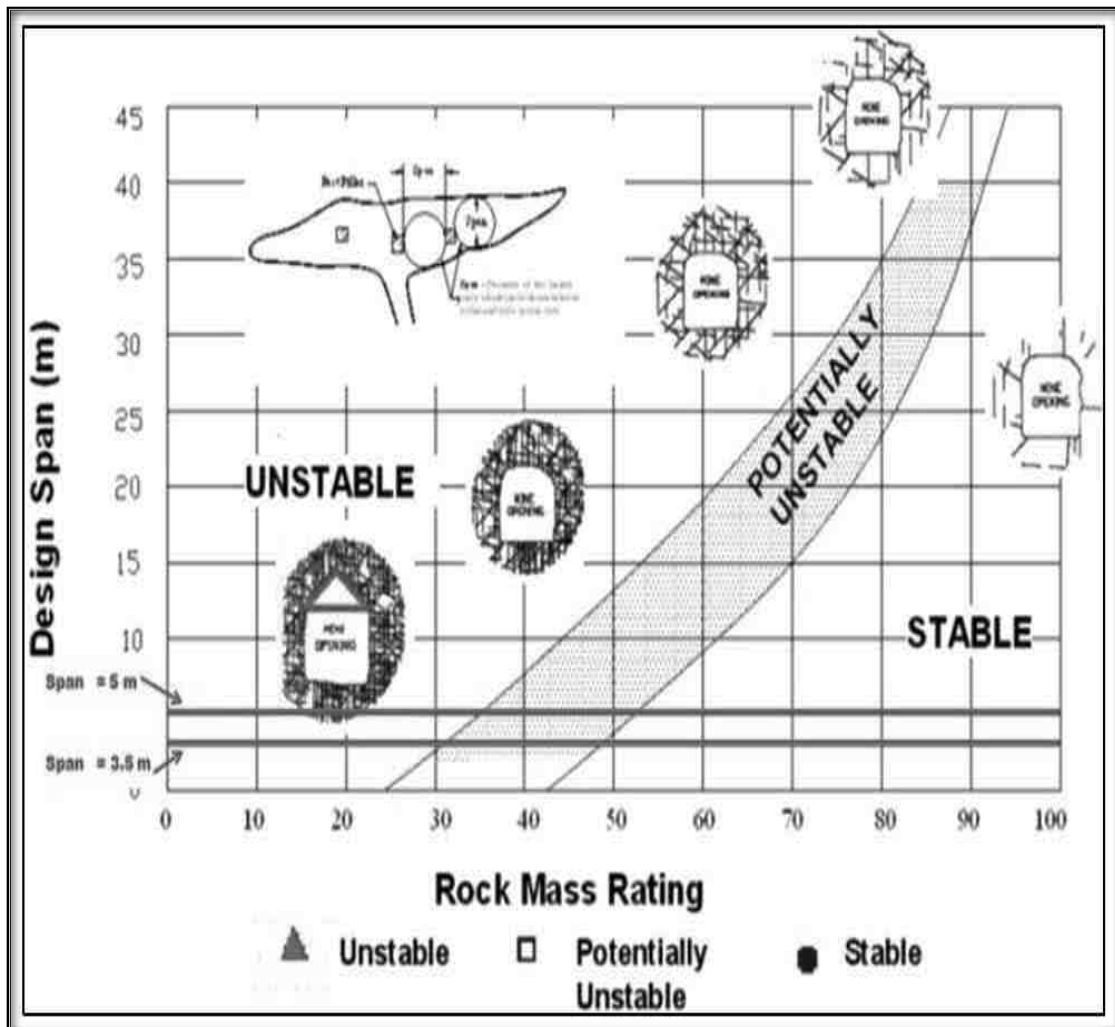
Para el análisis de la estabilidad de las labores subterráneas se empleó el Método del Span Design (Pakalnis, 2008) el que relaciona el ancho de la excavación y la calidad de la roca en función de RMR. Este método ha sido desarrollado con una base histórica de 292 casos de diferentes minas, dichos datos están referidos a excavaciones sin soporte o con soporte local, por el que a partir de este se puede evaluar la estabilidad inicial de las aberturas.

La estabilidad de la excavación se puede clasificar de tres categorías:

- Excavaciones Estables
  - Control de la estabilidad del terreno
  - No se observa deformaciones en el techo de la excavación.
  - No se requiere medidas de soporte pesado.
- Excavaciones Potencialmente Inestables
  - Requiere de soporte adicional para prevenir las fallas potenciales del terreno.
  - Deformaciones hacia dentro del techo.
- Excavaciones Inestables
  - Colapso inmediato

- La zona de falla por encima del techo de la excavación es aproximadamente 0.5 veces el ancho de la excavación.
- El soporte no fue efectivo para controlar la inestabilidad.

Figura N° 33 Rocoso Evaluación de la Estabilidad de las Excavaciones



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

De la figura anterior se concluye que la inestabilidad en excavaciones con anchos de 5 m se presenta en macizos rocosos con calidad de roca menor a 40 de RMR y para excavaciones de 3.5 m de ancho la inestabilidad se presenta en calidad de roca menor a 30. Los resultados de la estabilidad para los diferentes dominios se presentan en las Tablas siguientes.

Tabla N° 41 Estabilidad para un Ancho de 5 x 4.5 m

DOMINIO	RMR	ESTADO
IV	< 20	Inestable
III	20 – 30	Inestable
	30 – 40	Inestable
II	40 – 50	Potencialmente Inestable
	50 - 60	Potencialmente Inestable
I	> 60	Estable

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Tabla N° 42 Estabilidad para un Ancho de 3.5 x 3.5 m

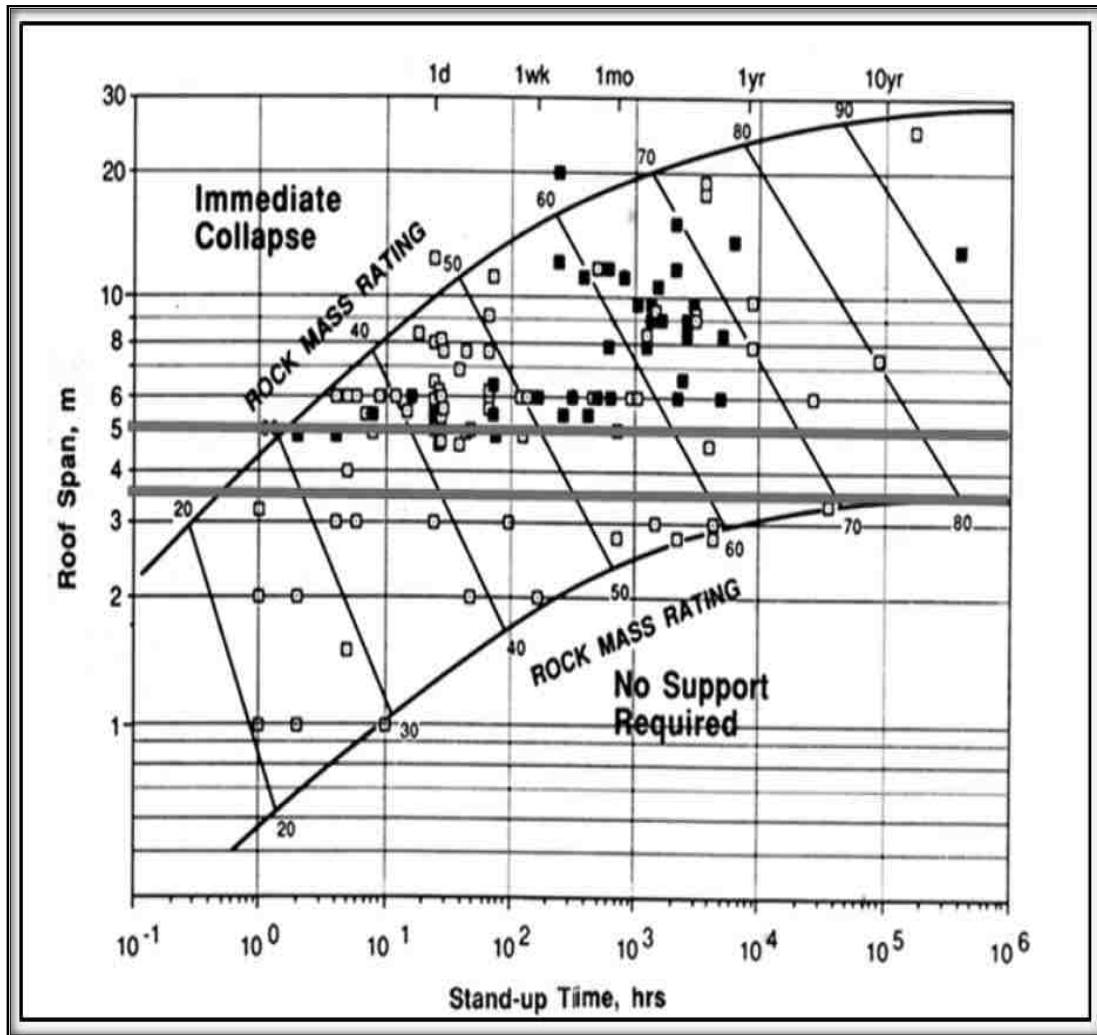
DOMINIO	RMR	ESTADO
IV	< 20	Inestable
III	20 – 30	Inestable
	30 – 40	Inestable
II	40 – 50	Potencialmente Inestable
	50 - 60	Potencialmente Inestable
I	> 60	Estable

Fuente: SVS Ingenieros S.A

### 3.6.3 Tiempo de Autosostenimiento

El tiempo de auto-soporte se refiere al período durante el cual la roca podrá permanecer estable y sin sostenimiento después de haberse excavado la cavidad subterránea. El sistema RMR propuesto por Bieniawski en 1984 muestra un ábaco (Figura N° 31) que correlaciona la luz o ancho de la excavación (span) con el tiempo de auto-soporte (stand-up). Según este ábaco, en una excavación con un ancho de 5 m, el macizo rocoso por lo general requerirá de elementos de sostenimiento. También se tiene que el macizo rocoso con RMR menor a 30 colapsaría inmediatamente; por lo que las excavaciones con estos anchos requerirán para su estabilidad la aplicación de sostenimiento.

Figura N° 34 Relación del tiempo de autosostenimiento (Stand – up time), ancho de la excavación (span) e índice RMR (Rock Mass Rating).



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Tabla N° 43 Tiempo de Autosostenimiento para diferentes sSecciones Típicas según la Calidad de la Roca (Rock Mass Rating)

DOMINIO	RMR	SECCIONES TÍPICAS DEL LA UNIDAD		
		5 X 4.5 m	4.5 x 4.5 m	3.5 x 3.5 m
De I	> 60	3 meses	4 meses	6 meses
	50 – 60	25 días	1 mes	1.5 meses
De II	40 – 50	2 días	3 días	4 días
	30 - 40	5 horas	6 horas	8 horas

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Tabla N° 44 Tiempo de Autosostenimiento para diferentes sSecciones Típicas según la Calidad de la Roca (Rock Mass Rating)

DOMINIO	RMR	SECCIONES TÍPICAS DEL LA UNIDAD		
		5 X 4.5 m	4.5 x 4.5 m	3.5 x 3.5 m
De IV	20 – 30	Colapso Inmediato	Colapso Inmediato	1 hora
	< 20	Colapso Inmediato	Colapso Inmediato	Colapso Inmediato

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

### 3.6.4 Análisis Esfuerzo – Deformación

#### 3.6.4.1 Metodología

Este análisis se efectuó mediante el método de esfuerzos inducidos usando el del programa Phase2 versión 7.0 de Rocscience Inc., el cual emplea una combinación de los métodos de elementos finitos con elementos de borde. La malla de elementos finitos empleada para el análisis fue de tipo triangular con un borde externo superior que se extendió hasta cinco veces el ancho de la excavación, lo cual permite extender el análisis hasta fuera del radio de influencia de la excavación.

Este análisis consiste en modelar el comportamiento post-falla del macizo rocoso y la interacción con el sostenimiento. Dicho programa asume que el macizo rocoso puede ser tratado como un medio isotrópico y elasto-plástico. Los esfuerzos calculados en forma elástica pueden ser contrastados con cualquier criterio de falla (como los de Mohr-Coulomb o Hoek-Brown) del macizo rocoso, determinando zonas potencialmente inestables.

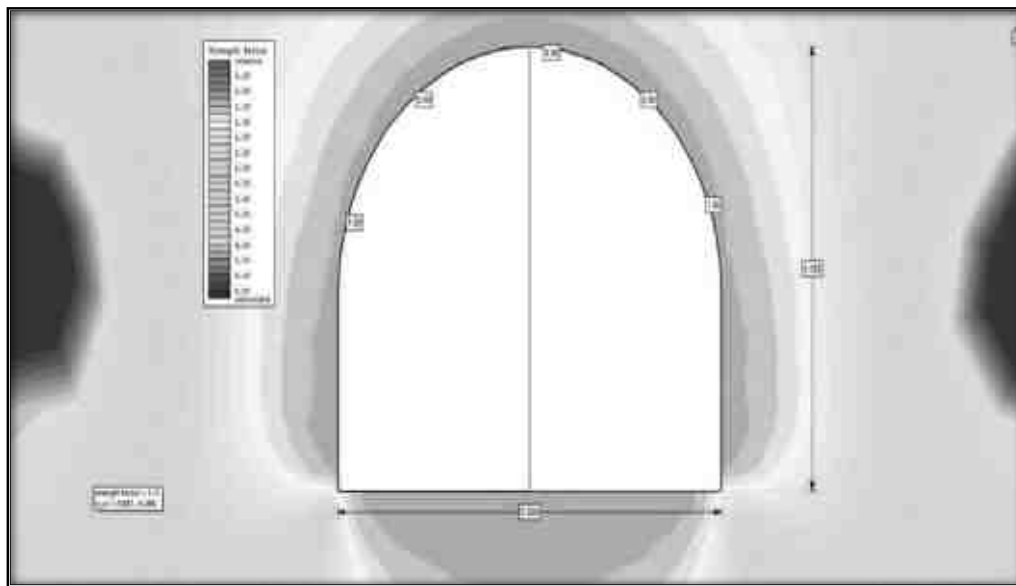
#### 3.6.4.2 Factor de Resistencia (Strength Factor)

Los resultados del análisis de esfuerzo–deformación vienen expresados mediante el strength factor (factor de resistencia), los esfuerzos principales y los desplazamientos. El strength factor es la relación entre la resistencia del macizo rocoso y el esfuerzo inducido. Este factor, para condiciones elásticas del macizo rocoso, cuando presenta valores mayores a 1 indica que la resistencia del macizo rocoso es mayor que los esfuerzos inducidos, por lo tanto es estable; las zonas con factores de resistencia menor a uno son potencialmente inestables y fallarán por esfuerzos cortantes o esfuerzos de tracción.

Según los resultados del análisis para labores permanentes con anchos de 5 m en la zona perimétrica de la excavación en roca tipo I se tiene factores de resistencia mayores a 1, lo que indica que los esfuerzos inducidos no superarán la resistencia del macizo rocoso por lo tanto

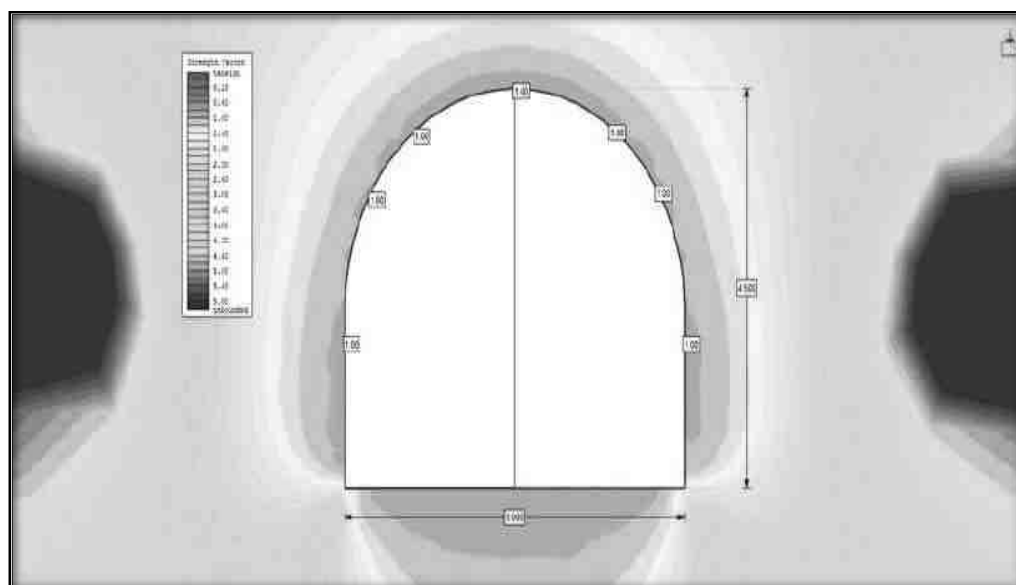
serán estables; en la zona perimétrica de la excavación de roca tipo II, se tiene factores de resistencia muy cercanos o iguales a 1 por lo que se generarán puntos de posible fallamiento y en consecuencia se requerirá la aplicación de sostenimiento adecuado (Figura N° 35). En las rocas tipos III y IV, se tienen factores de resistencia menores a 1, donde la resistencia de la roca está por debajo de los esfuerzos inducidos; por lo que, será necesario reforzar la roca y aplicar sostenimiento de shotcrete para garantizar la estabilidad de estos bloques inestables (Figura N° 36).

Figura N° 35 Factor de Resistencia en Excavaciones de 5 x 4.5 m en Roca Tipo III (RMR30-40) Software Rocscience



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Figura N° 36 Factor de Resistencia en Excavaciones de 5 x 4.5 m en Roca Tipo II (RMR40-50) Software Rocscience



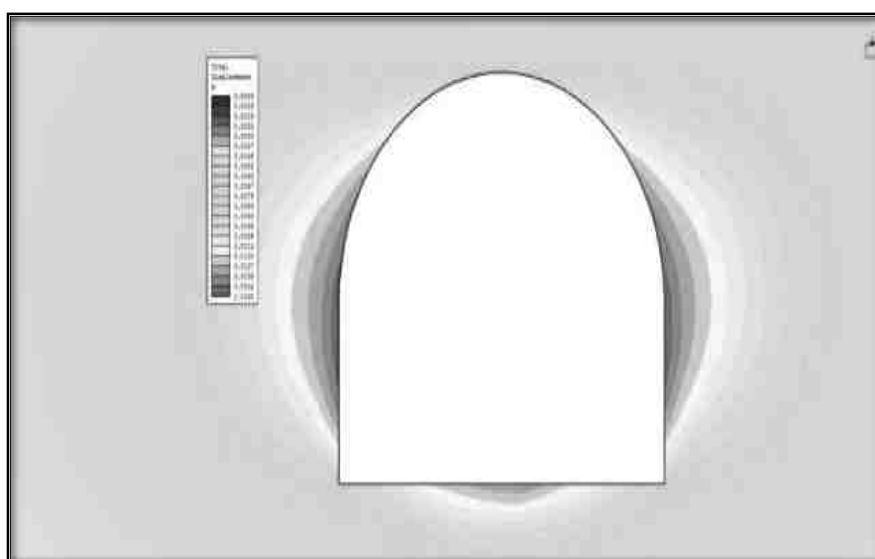
Fuente: SVS Ingenieros S.



### 3.6.4.3 Deformaciones

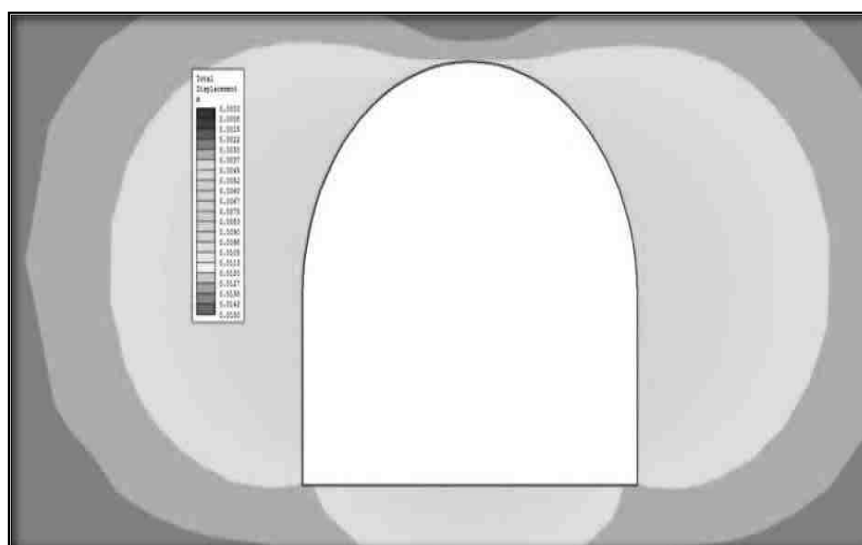
El análisis de deformaciones en el tipo de roca II indica que la convergencia máxima ocurrirá entre los hastiales y el techo de las excavaciones, donde se anticipa un desplazamiento total del orden de 0.8 cm (Figura N° 37); para el caso de la roca tipo III se anticipa desplazamientos que van desde 1.5 a 3.4 cm (Figura N° 38) y para el caso de la roca tipo IV se anticipa desplazamientos de 4.5 cm, el cual tiene las peores condiciones geológicas y geotécnicas del proyecto. Para el caso del tipo de roca I y II se estima que las deformaciones son aceptables, por lo que no se espera fallas importantes a causa de éstas.

Figura N° 37 Desplazamientos Totales en Excavaciones de 5 x 4.5 m en Roca Tipo III (RMR30-40). Software Rocscience



Fuente: SVS Ingenieros S.

Figura N° 38 Desplazamientos Totales en Excavaciones de 5 x 4.5 m en Roca Tipo II (RMR40-50) Software Rocscience



Fuente: SVS Ingenieros S.

Los datos de entrada y salida del software (Phase2 V 7.0),

### **3.6.5 Dimensionamiento del Sostenimiento Mediante el Método Empírico, Sistema Q (Barton 1993).**

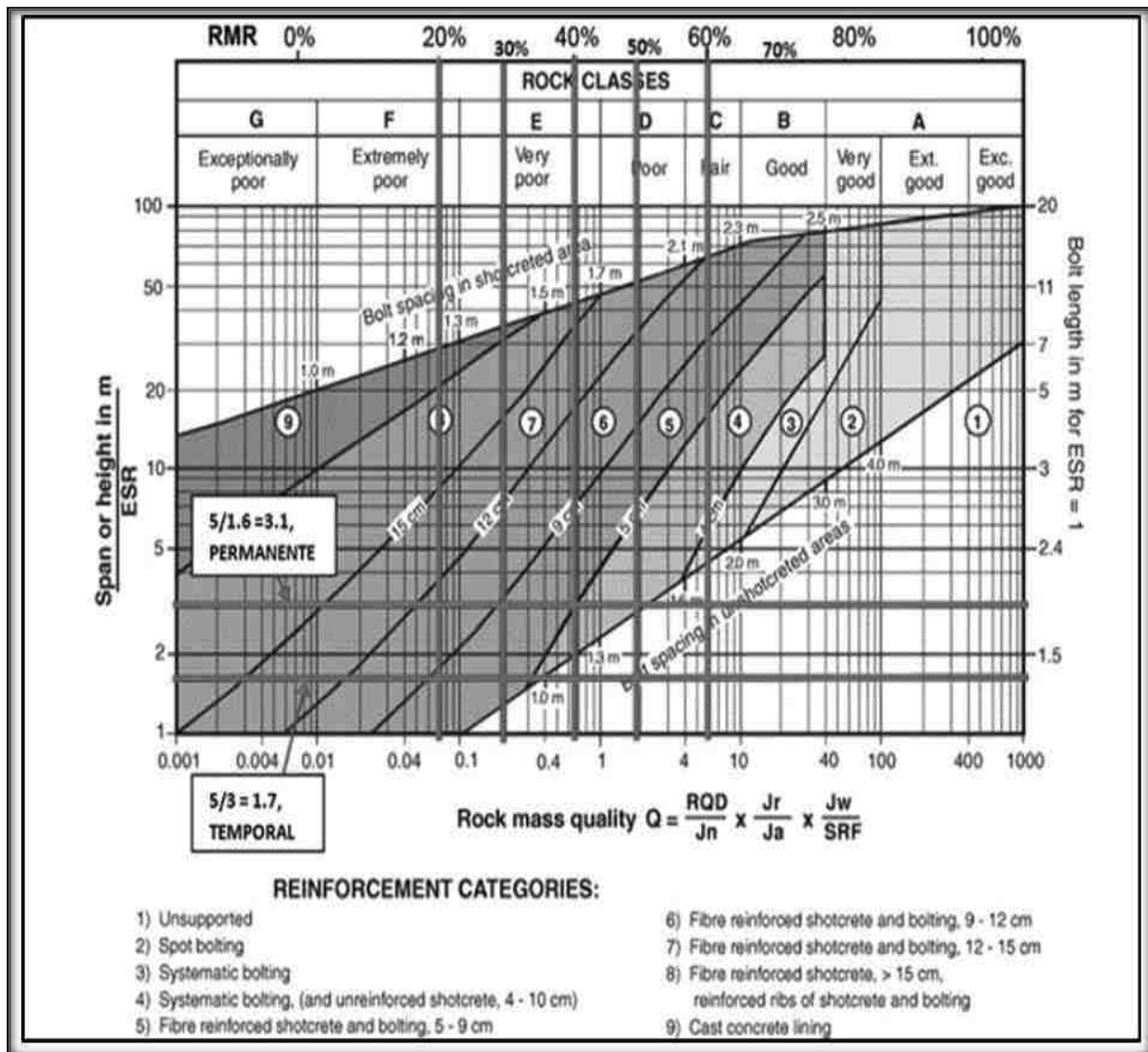
#### **3.6.5.1 Método Empírico**

El dimensionamiento preliminar de los refuerzos y soporte para estabilizar la zona plastificada alrededor de la excavación subterránea fue ejecutado teniendo en consideración las recomendaciones del sistema de clasificación geomecánica “Q”.

Barton en 1993, propuso un ábaco para estimar el sostenimiento de excavaciones subterráneas (Figura N° 38), que depende de la dimensión equivalente de la excavación ( $D_e$ ) y el índice de calidad de la roca ( $Q$ ). La dimensión equivalente ( $D_e$ ) es la relación entre el diámetro o luz de la excavación y el factor de sostenimiento de excavación (ESR). Para el caso de labores permanentes, el factor de ESR seleccionado es igual a 1.6 y para labores temporales es igual a 3.0.

A partir de estos ábacos se pueden obtener los tipos de sostenimiento recomendados en función de la calidad del macizo rocosa y del ancho de la excavación. Estas recomendaciones son consideradas como un punto de partida para los sistemas de sostenimiento por lo que deberán ser ajustadas con análisis numérico, análisis estructurales y sobre todo con la experiencia del consultor en minas de similares características.

Figura N° 39 Categorías de sostenimiento estimadas en base al índice Q (Según Grimstad y Barton 1993).



Fuente: SVS Ingenieros S.

Tabla N° 45 Características del Soporte y Refuerzo Recomendado por el Sistema Q para Labores Temporales.

<b>LABORES TEMPORALES</b>		
<b>LUZ: 4 – 5 M</b>	<b>ESR=3.0</b>	<b>SOSTENIMIENTO RECOMENDADO</b>
<b>DOMINIO</b>	<b>RMR</b>	
IV	< 20	Shotcrete de espesor 120 – 150 mm reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1.0 m
III III	20 – 30	Shotcrete de espesor 70 – 90 mm reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1.3 m
	30 – 40	Shotcrete de espesor 50 – 75 mm reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1.5 m
II	40 – 50	Pernos sistemáticos espaciados 1.2 m
	50 – 60	Pernos Esporádicos
I	> 60	No requiere sostenimiento

Fuente: SVS Ingenieros S.

Tabla N° 46 Características del Soporte y Refuerzo Recomendado por el Sistema Q para Labores Permanentes

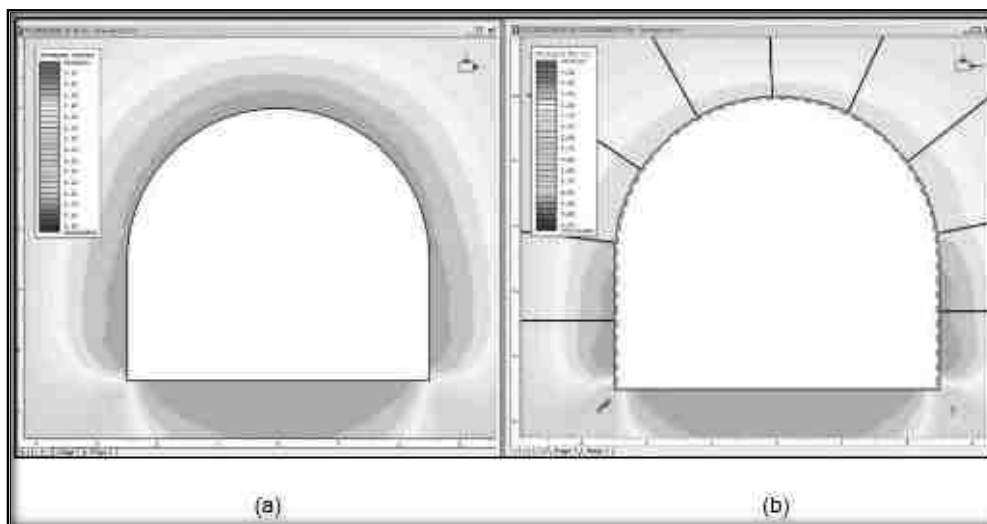
<b>LABORES TEMPORALES</b>		
<b>LUZ: 4 – 5 M</b>	<b>ESR=1.6</b>	<b>SOSTENIMIENTO RECOMENDADO</b>
<b>DOMINIO</b>	<b>RMR</b>	
IV	<20	Shotcrete de espesor mayor a 150 mm, reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1.0 m
III III	20 – 30	Shotcrete de espesor 90 – 120 mm reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1.25 m
	30 – 40	Shotcrete de espesor 50 – 90 mm reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1.5 m
II	40 – 50	Shotcrete de espesor 40 – 100 mm reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1.6 m
	50 – 60	Pernos Sistemáticos espaciados 1.8 m
I	> 60	Pernos Esporádicos

Fuente: SVS Ingenieros S.

### 3.5.1. Análisis Esfuerzo - Deformación Aplicando Sostenimiento

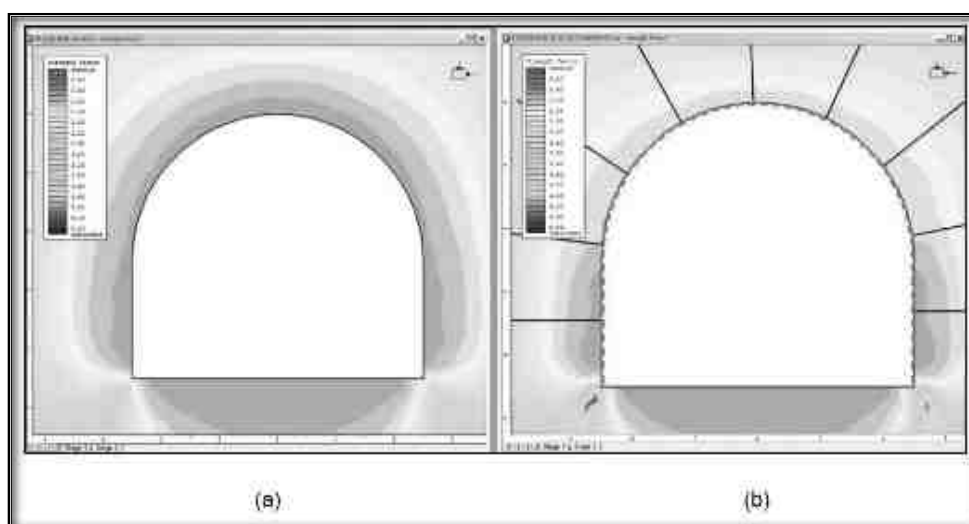
El sistema de sostenimiento determinado por el método empírico puede ser corroborado por un análisis tenso-deformacional con la finalidad de verificar el efecto estabilizador del sostenimiento recomendado dando lugar a ajustes en los sistemas de sostenimiento ya recomendados por los métodos empíricos. En la Figura N° 40, para tipo de roca III y con el sostenimiento recomendado se aprecia que el factor de resistencia se incrementa de 0.84 a 1.40, de igual modo en la Figura N° 41, para el tipo de roca II y con el sostenimiento recomendado se tiene un factor de resistencia de 1.30. Los desplazamientos para estos tipos de roca varían desde los 0.7 a 1.2 cm, los cuales son aceptables.

Figura N° 40 Factor de Resistencia en Excavaciones de 5 x 4.5 m en Tipo de Roca III (RMR= 30-40) (a) sin sostenimiento y (b) con sostenimiento Software Rocscience



Fuente: SVS Ingenieros S.

Figura N° 41 Factor de Resistencia en Excavaciones de 5 x 4.5 m en Tipo de Roca II (RMR= 40-50) (a) sin sostenimiento y (b) con sostenimiento Software Rocscience



Fuente: SVS Ingenieros S.

### 3.6.6 Análisis de Estabilidad Estructuralmente Controlada

Para garantizar la estabilidad global de las excavaciones subterráneas es necesario complementar el estudio con un análisis de generación de cuñas en los hastiales y techos de las excavaciones. Dichas cuñas se hacen frecuentes por la intercepción de estructuras tales como estratificaciones y discontinuidades determinando entre ellos bloques discretos o cuñas. Estas cuñas fallan comúnmente por caída desde el techo o por deslizamiento a través de los planos de discontinuidad.

Los pasos que son requeridos para el análisis de cuñas son los siguientes:

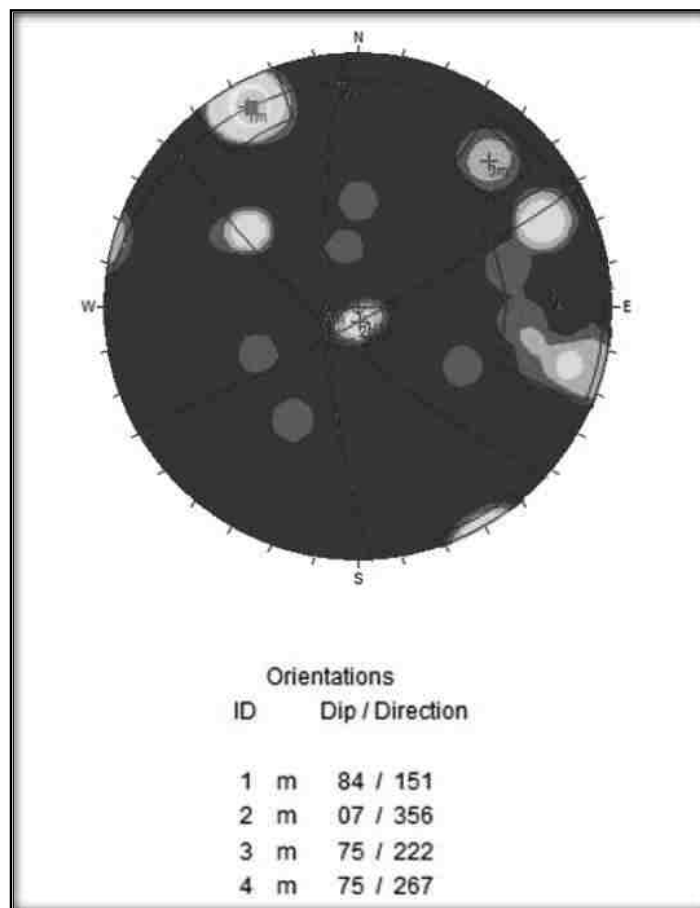
- Determinación de la orientación de los sistemas de discontinuidades dominantes del macizo rocoso.
- Identificación de las cuñas potenciales que puedan caer o deslizar desde el techo y de las paredes de la excavación.
- Cálculo del factor de seguridad de las cuñas dependiendo del modo de falla.
- Cálculo del sostenimiento requerido para llegar a un nivel aceptable en el factor de seguridad de las cuñas.

#### 3.6.6.1 Determinación de la Orientación de los Sistemas de Discontinuidades

Para obtener las orientaciones más representativas de las discontinuidades para el análisis de cuñas, se realizó previamente un análisis estereográfico en base a la información obtenida de los sondajes orientados conjuntamente con la información obtenida de los levantamientos de campo realizados en los CX4300, RP4400 y BP4500.

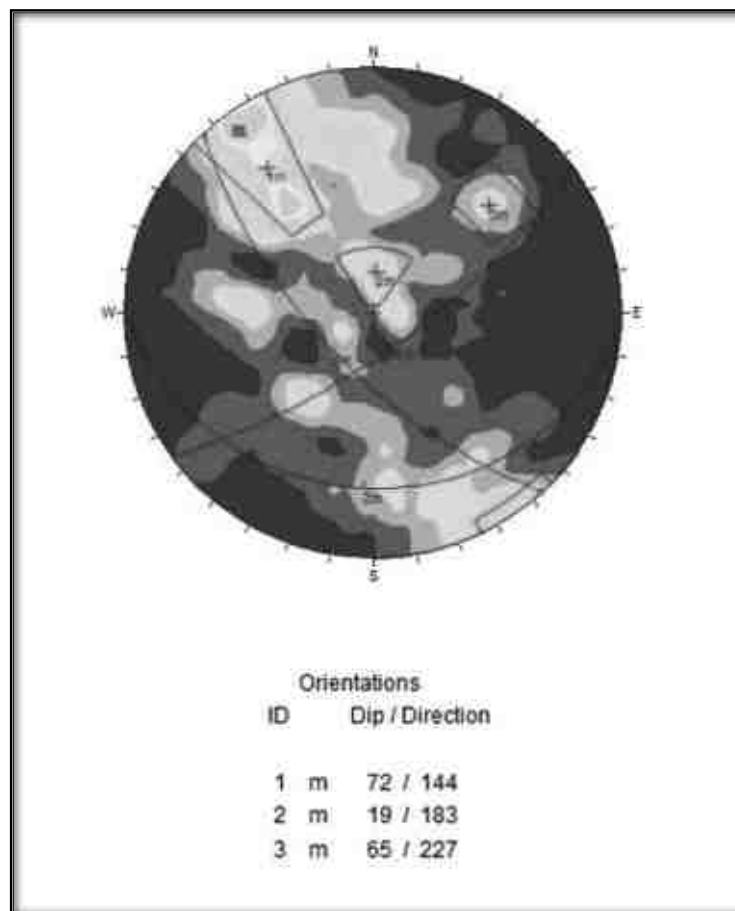
Toda esta información fue procesada e interpretada a fin de obtener sistemas de familias dominantes más representativas ubicadas en la caja piso donde se realizarán las excavaciones de desarrollo y preparación (Labores permanentes) y los sistemas de familias representativas del cuerpo mineralizado donde se realizarán las labores temporales para la ejecución de los taladros de producción en la etapa de explotación minera.

Figura N° 42 Estereograma Determinado en Base a los Datos levantados en los CX4300, RP4400 y PB 4500 (caja piso). Software Rocscience dips.



Fuente: SVS Ingenieros S

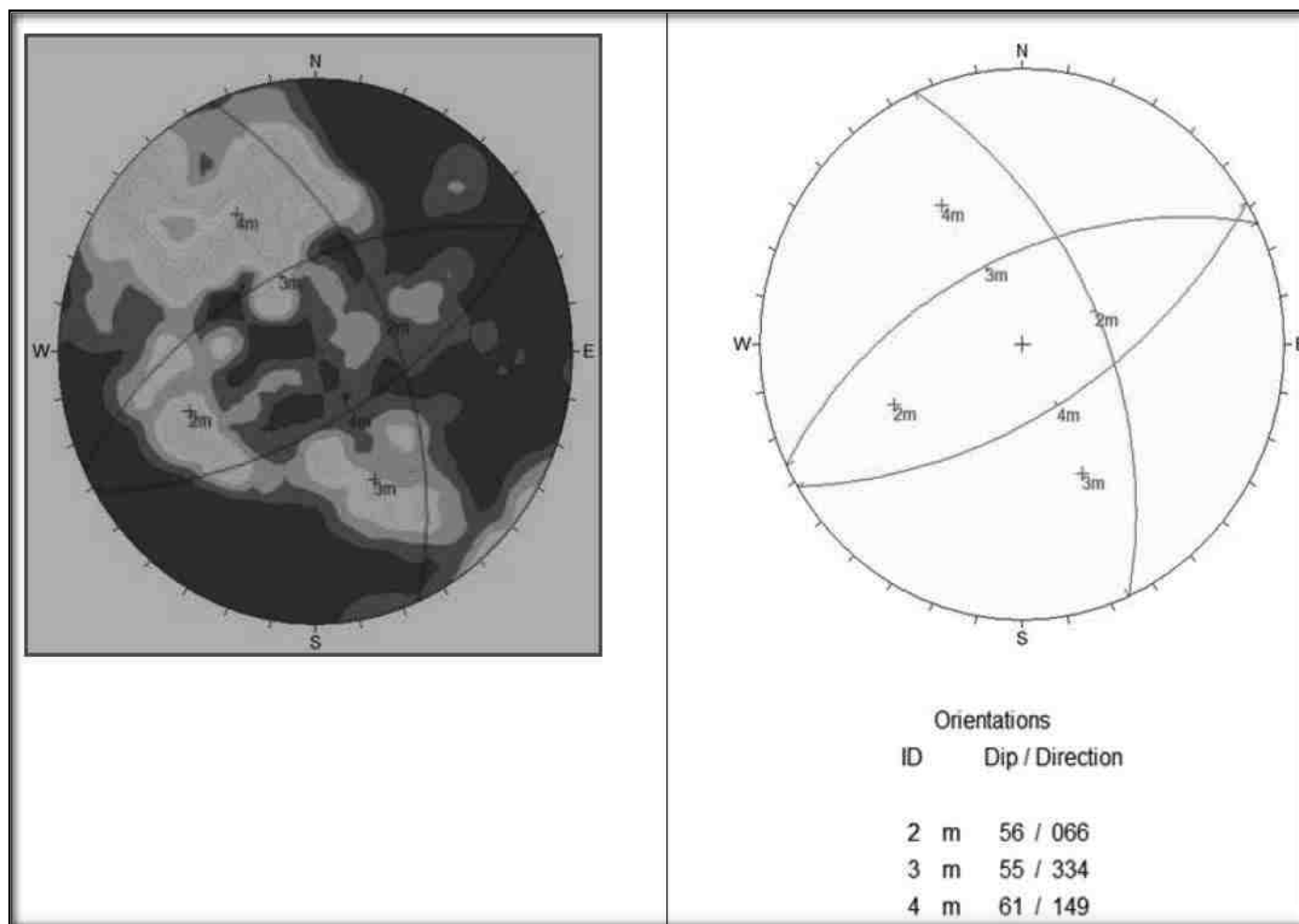
Figura N° 43 Estereograma Determinado en Base a la Información de los Sondajes Orientados (caja piso). Software Rocscience



Fuente: SVS Ingenieros S



Figura N° 44 Estereograma y Familias determinadas en base a la Información de los Sondajes Orientados (Veta Cuarzo) Software Rocscience



Fuente: SVS Ingenieros S.

### 3.6.7 Análisis de Cuñas

El tamaño y forma de las potenciales cuñas en el macizo rocoso circundante a una abertura, dependen sobretodo del tamaño, forma, orientación de la abertura y orientación de los sistemas de discontinuidades. La geometría tridimensional del problema necesita un conjunto de cálculos relativamente tediosos, por lo cual es mucho más eficiente utilizar un programa de computadora como el UNWEDGE.

Tabla N° 47 Orientación de las Excavaciones Principales y Sistemas de Discontinuidades

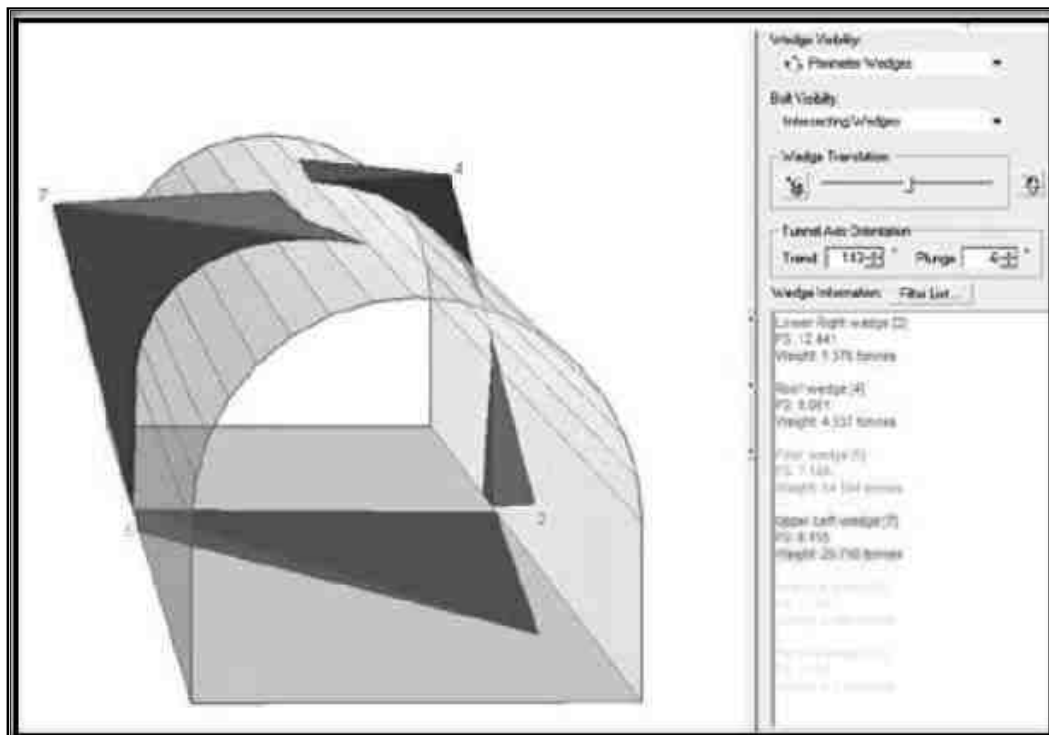
LABOR	AZIMUT PROMEDIO	GRADIENTE	SISTEMAS DE FAMILIAS DOMINANTES (B/DB)
CX – 4300	123°	- 9 %	
RP – 4400	143°	- 6 %	84/151 7/356
BP – 4500	46°	1 %	75/222 75/267
Ventanas de Extracción	125°	1 %	
Subniveles de perforación ubicados en veta	50°	1 %	56/66 55/334 61/149

Fuente: SVS Ingenieros S.

Los sistemas de discontinuidades conformadas por las familias 84/151,7/356,75/222 y 75/267 fueron considerados para el análisis de las labores que se encuentran en la caja piso como los CX4300, RP4400, BP4500 y las ventanas de extracción. Para los subniveles de perforación ubicados en la veta se consideraron los sistemas de discontinuidades conformados por 56/66,55/334 y 61/149. Se sugirió para labores permanentes (rampas, cruceros, ventanas de extracción, bypass) un factor de seguridad (FS) de 1.5 y para labores temporales (subniveles de explotación dentro de la veta) de 1.2.

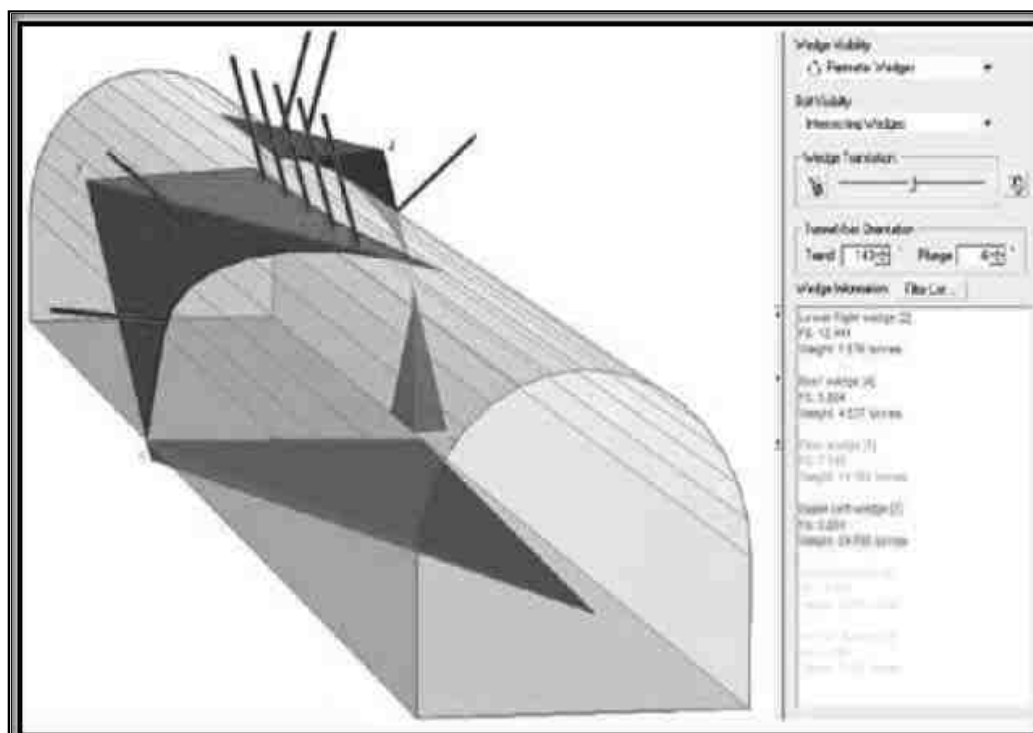
Por otro lado la generación de cuñas se presenta en casi todas las labores analizadas y la gran mayoría de ellas fueron inestables, pero en todos los casos utilizando pernos cementados en las labores permanentes y pernos swellex en las labores temporales es suficiente para estabilizarlas.

Figura N° 45 Cuñas Inestables (N° 4 y N° 7) en el hastial izquierdo y el techo respectivamente.



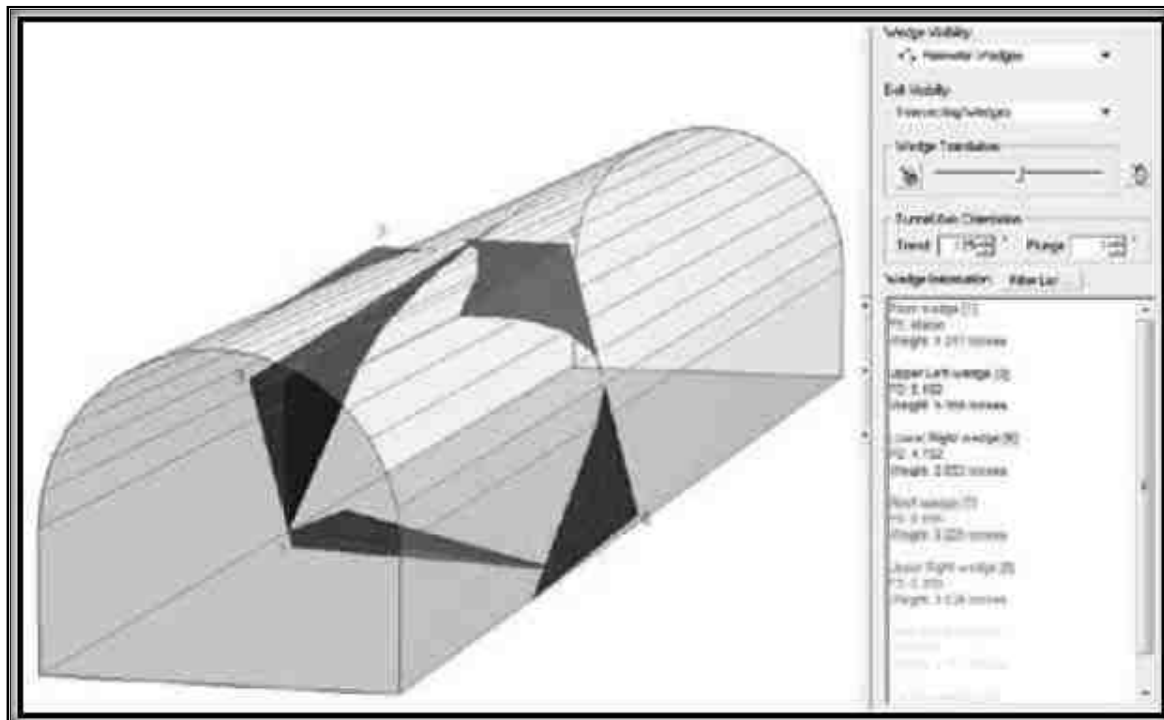
Fuente: SVS Ingenieros S.

Figura N° 46 Aplicación de Pernos Cementados de 2.1 m de longitud el cual estabiliza todas las cuñas.



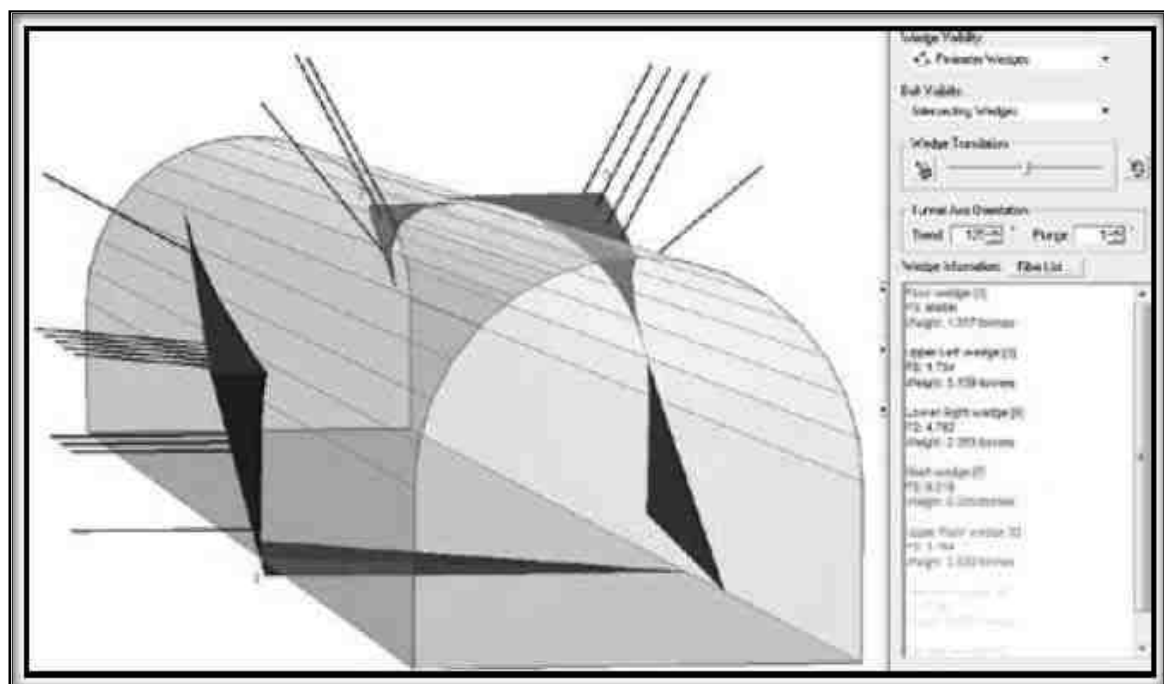
Fuente: SVS Ingenieros S.

Figura N° 47 Cuñas Inestables (N° 3 y 8) en el hastial izquierdo y el techo respectivamente.



Fuente: SVS Ingenieros S.

Figura N° 48 Aplicación de Pernos Swellex de 2.4 m que estabiliza todas las cuñas



Fuente: SVS Ingenieros S.

### 3.6.8 Sistemas de Sostenimiento Definitivos.

La evaluación de estabilidad realizada en cada una de las secciones más representativas del proyecto empleando el método empírico de Barton (2002), el análisis numérico (Figuras N° 46 y 3-50), el análisis de cuñas y la experiencia del consultor, han permitido definir que el tipo de sostenimiento más adecuado para cada tipo de roca, los que se presentan en las Tablas siguientes.

Tabla N° 48 Características del Soporte y Refuerzo Recomendado para Labores Temporales para Aberturas de 4 a 5 m

LUZ: 4 – 5M E SR=3.0 SOSTENIMIENTO RECOMENDADO – LABOR TEMPORAL 4 – 5 M				
TIPO DE ROCA	RMR	PERNOS	SHOTCRETE PROYECTADO	CIMBRAS
IV	<20	Swellex sistematizado de 2.4 m de longitud, espaciados 1.2 x 1.2 m ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 120 – 150 mm, reforzado con fibra de acero (20 kg/m <sup>3</sup> )	
IIIB	20 – 30	Swellex sistematizado de 2.4 m de longitud, espaciados 1.5 x 1 m ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 70 – 90 mm, reforzado con fibra de acero (20 kg/m <sup>3</sup> )	
IIIA	30 – 40	Swellex sistematizado de 2.4 m de longitud, espaciados 1.3 x 1 m ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 50 – 75 mm, reforzado con fibra de acero (20 kg/m <sup>3</sup> )	
IIB	40 – 50	Swellex sistematizado de 2.4 m de longitud, espaciados 1.5 x 1.5 m ( $\varnothing = 26mm$ ) + malla metálica		
IIA	50 – 60	Swellex sistematizado de 2.4 m de longitud, esporádico ( $\varnothing = 26mm$ )		
I	> 60	No requiere sostenimiento		

Fuente: SVS Ingenieros S.

Tabla N° 49 Características del Soporte y Refuerzo Recomendado para Labores Permanentes. para Aberturas de 4 a 5 m

LUZ: 4 – 5M    ESR= 1.6    SOSTENIMIENTO RECOMENDADO – LABOR PERMANENTE 4 – 5 M				
TIPO DE ROCA	RMR	PERNOS	SHOTCRETE PROYECTADO	CIMBRAS
IV	<20		Shotcrete de espesor 70 – 90 mm, reforzado con fibra de acero (30 kg/m <sup>3</sup> )	Cimbras metálicas 6W20, espaciadas 1 m
IIIB	20 – 30		Shotcrete de espesor 50 – 75 mm, reforzado con fibra de acero (30 kg/m <sup>3</sup> )	Cimbras metálicas 6W20, espaciadas 1.5 m
IIIA	30 – 40	Pernos sistemáticos, cementados de 2.1 m de longitud, espaciados 1.2 x 1.2 m, ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 100 mm, reforzado con fibra de acero (30 kg/m <sup>3</sup> )	
IIB	40 – 50	Pernos sistemáticos, cementados de 2.1 m de longitud, espaciados 1.3 x 1 m, ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 50 - 75 mm, reforzado con fibra de acero (30 kg/m <sup>3</sup> )	
IIA	50 – 60	Pernos sistemáticos, cementados de 2.1 m de longitud, espaciados 1.3 x 1.3 m, ( $\varnothing = 26mm$ )		
I	> 60	Pernos cementados de 2.1 m de longitud, esporádicos, ( $\varnothing = 26mm$ )		

Fuente: SVS Ingenieros S.

Tabla N° 50 Características del Soporte y Refuerzo Recomendado para Labores Temporales para Aberturas de 3 a 4 m

LUZ: 3 – 4m		ESR= 3.0	SOSTENIMIENTO RECOMENDADO – LABOR TEMPORAL 3 – 4 M		
TIPO DE ROCA	RMR	PERNOS	SHOTCRETE PROYECTADO	CIMBRAS	
IV	< 20	Swellex sistematizado de 2.1 m de longitud, espaciados 1.0 x 1.0 m ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 100 mm, reforzado con fibra de acero (20 kg/m <sup>3</sup> )		
IIIB	20 – 30	Swellex sistematizado de 2.1 m de longitud, espaciados 1.3 x 1.0 m ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 50 - 75 mm, reforzado con fibra de acero (20 kg/m <sup>3</sup> )		
IIIA	30 – 40	Swellex sistematizado de 2.1 m de longitud, espaciados 1.5 x 1.0 m ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 50 mm, reforzado con fibra de acero (20 kg/m <sup>3</sup> )		
IIB	40 – 50	Swellex sistematizado de 2.1 m de longitud, espaciados 1.5 x 1.0 m , malla metálica, ( $\varnothing = 26mm$ )			
IIA	50 – 60	Swellex de 2.1 m de longitud, esporádico, m ( $\varnothing = 26mm$ )			
I	> 60	No Requiere Sostenimiento			

Fuente: SVS Ingenieros S.

Tabla N° 51 Características del Soporte y Refuerzo Recomendado para Labores Permanentes para Aberturas de 3 a 4 m.

LUZ: 3 – 4m    ESR= 1.6    SOSTENIMIENTO RECOMENDADO – LABOR PERMANENTE 3 – 4 M				
TIPO DE ROCA	RMR	PERNOS	SHOTCRETE PROYECTADO	CIMBRAS
IV	< 20	Pernos sistemáticos, cementados de 2.1 m de longitud, espaciados 1.0 x 1.0 m, ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 120 – 150 mm, reforzado con fibra de acero (30 kg/m <sup>3</sup> )	
IIIB	20 – 30	Pernos sistemáticos, cementados de 2.1 m de longitud, espaciados 1.3 x 1.3 m, ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 100 mm, reforzado con fibra de acero (30 kg/m <sup>3</sup> )	
IIIA	30 – 40	Pernos sistemáticos, cementados de 2.1 m de longitud, espaciados 1.5 x 1.0 m, ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 75 mm, reforzado con fibra de acero (30 kg/m <sup>3</sup> )	
IIB	40 – 50	Pernos sistemáticos, cementados de 2.1 m de longitud, espaciados 1.5 x 1.5 m, ( $\varnothing = 26mm$ )	Shotcrete de espesor 50 mm, reforzado con fibra de acero (30 kg/m <sup>3</sup> )	
IIA	50 – 60	Pernos sistemáticos, cementados de 2.1 m de longitud, espaciados 1.5 x 1.5 m, ( $\varnothing = 26mm$ )		
I	> 60	Pernos cementados de 2.1 m de longitud, esporádicos, ( $\varnothing = 26mm$ )		

Fuente: SVS Ingenieros S.

### 3.6.9 Consideraciones a Tener en Cuenta en la Aplicación del Sostenimiento

#### 3.6.9.1 Desatado de Rocas y Preparación del Terreno

Antes de realizar cualquier trabajo en la zona, se deberá despejar el sector de materiales, equipos personales que pudieran ser afectados por los trabajadores. Posteriormente se debe realizar un buen desatado de las rocas aflojadas tanto del techo como de los hastiales del sector crítico.

El terreno deberá quedar limpio y desatado de tal manera que se evite riesgos de caída de rocas durante el proceso de sostenimiento. Para ello se deberá utilizar todos los procedimientos correctos de trabajo seguro de acuerdo al reglamento de minería y a los procedimientos y estándares internos de la mina.



### 3.6.9.2 Reforzamiento con Shotcrete

La incorporación del reforzamiento con fibras de acero en el shotcrete es un factor importante en el uso del sostenimiento, desde que minimiza los procesos de labor intensiva de la instalación de la malla. El rol importante que juega este reforzamiento en el shotcrete es impartir ductibilidad al material que de otro modo sería frágil. La adición de microsílica en cantidades del 8% al 13% por peso de cemento, permite que el shotcrete logre resistencias compresivas que llegan al doble o al triple del valor de las mezclas de shotcrete simple, mejoramiento de la resistencia a la flexión, mejoramiento a la adhesión de la masa rocosa y la habilidad para colocar capas de hasta 200 mm.

### 3.6.9.3 Aplicación del Shotcrete

El procedimiento para la aplicación del shotcrete incluye la preparación de la superficie, las técnicas del lanzado (manipulación de la boquilla o tobera), la iluminación, la ventilación, las comunicaciones y el entrenamiento de la cuadrilla.

El shotcrete no debería ser aplicado directamente a la superficie de roca seca, el área de trabajo es usualmente rociado con un chorro de aire – agua para remover la roca suelta y el polvo de la superficie a ser shotcreteada. La roca húmeda creará una buena superficie, sobre la cual se colocará la capa de shotcrete. El hombre que manipula la boquilla deberá comenzar en la parte baja de la pared moviendo la boquilla en pequeños círculos de tal manera de avanzar hacia el techo. Se debe tener cuidado para evitar la aplicación de materiales fresco del rebote o shotcrete sobrerociado.

Es esencial que el abastecimiento de aire sea consistente y tenga suficiente capacidad para asegurar el suministro constante y permanente de shotcrete a alta velocidad a la superficie rocosa. La distancia del lanzado es idealmente de 1 a 1.5 m.

### 3.6.9.4 Instalación de Cimbras Metálicas

La instalación de las cimbras metálicas deberá ser realizada en terreno previamente desatado y shotcreteado con espesores de acuerdo a las recomendaciones dadas en el Tabla 3-37. Antes de realizar la instalación es necesario que se efectúe una excavación de 50 cm x 50 cm x 50 cm en el piso, en las zonas de plantado de los postes de las cimbras, esto permitirá una fijación estable y evitará el asentamiento y deformación de la cimbra por el efecto de las presiones del terreno. En casos donde la calidad de la roca mejore, este podrá ser reducido según criterio del ingeniero supervisor.

El espaciamiento recomendado es de 1 a 1.5 m entre cimbras, generalmente para las rocas de calidad tipo IV. En los casos de sobre excavación de la sección de la labor, se debe topear en los espacios vacíos entre cimbra y pared de roca con bolsacret (bolsas de arena y cemento). En casos de secciones más sobreexcavadas se logrará la combinación con vigas de acero entre cruzadas con los bolsacrets, de tal manera que se logre buen contacto y topeado entre el elemento cimbra y el techo de la labor.

### 3.7 SERVICIOS GENERALES

Aquí están considerados los trabajos de instalación y control de las redes principales de aire, agua, energía, iluminación, línea de bombeo y ventilación principal.

Para el transporte de personal en interior mina y el transporte de los materiales necesarios (herramientas, tuberías, válvulas, ventiladores, mangas, etc.) se empleará un Camión Diesel de 4.0 toneladas, en diferentes horarios.

En la etapa de explotación, el aire limpio será tomado de las rampas de acceso a la veta y el aire viciado será evacuado por las chimeneas de ventilación ubicadas en los extremos de los cuerpos mineralizados.

Todos los tajeos abiertos se deben iluminar tanto por la parte superior como inferior, con reflectores de 500 watts.

Los tajeos deben tener una argolla anclada en la roca para colocar la línea de vida y facilitar la inspección del tajeo, por el nivel superior.

Para señalar los tajeos abiertos, tajeos y frentes cargados se debe utilizar cinta o sogas de seguridad.

Para el carguío de taladros considerar como materiales tubos de PVC de ¾" y sacos de polipropileno.

#### 3.7.1 Sostenimiento de Labores de Acceso y Producción

Durante el desarrollo de los avances y la explotación, y teniendo en cuenta los tipos de roca que se van a encontrar, se va a presentar la necesidad de realizar trabajos de sostenimiento con Shotcrete, Pernos Helicoidales, Cimbras Metálicas entre otros.

El estándar a considerar es de metro avanzado, metro sostenido, las características por tipo de roca y sostenimiento a aplicar se coordinará en la operación diaria y en función a los estándares de avance por cada tipo de roca.

El sostenimiento y el desatado de rocas serán mecanizados.

- El Shotcrete será aplicado en forma puntual, en labores de secciones 5.0 m x 5.0 m. La aplicación será por vía seca. El Shotcrete será aplicado con un espesor de 2” tanto en los hastiales como en la bóveda de la labor. Antes de la colocación de la mezcla, el lugar de trabajo deberá de estar totalmente limpio y desatado tanto el techo como los hastiales de la excavación para poder garantizar una buena adhesión a la roca y pueda trabajar como estructura.
- Los pernos de anclaje que se utilizarán serán de 5.0 a 7.0 pies de longitud, del tipo helicoidal con inyección de lechada de cemento cuya relación agua/cemento es de 0.35 a/c, la cual es colocada en un taladro de perforación con una bomba de inyección luego se coloca el perno helicoidal y después se coloca y ajusta la placa al perno. El área de Geomecánica realizara las pruebas de la calidad en instalación del perno, la que tendrá que cumplir un mínimo de resistencia a la tracción de 18.0 toneladas, se realizaran pruebas al 10% de los pernos colocados que equivalen al 100% de pernos totales instalados. La aplicación de pernos de anclaje será en forma masiva.
- Las cimbras serán colocadas a una distancia de 1.50 m o la que indique el área de Geomecánica, en labores de sección de 5.0 m x 5.0 m. El sistema incluye los siguientes elementos: Cimbras, distanciadores, planchas acanaladas en el techo, bolsacrete para topeo de hastial y techo, muro de concreto a media altura de las cimbras. En caso de utilizarse malla electrosoldada, esta deberá adherirse totalmente a la roca. La malla viene en rollos de 25.0 m y será proporcionada por el Tercero.

### 3.7.2 Sedimentadores

#### 3.7.2.1 Criterios de diseño

Para el diseño de los sedimentadores se utilizaron los siguientes criterios:

- El número de unidades mínimas para facilitar el mantenimiento de la instalación- será de dos (2), dispuestas en paralelo.
- El periodo de operación será de 24 horas al día.
- La profundidad del sedimentador será de 2.5 m.
- La relación entre el largo y el ancho (L/B) queda limitado al área disponible.

- La relación entre el largo y la profundidad (L/H) será entre 5 y 20.
- El fondo de la unidad debe tener una pendiente de entre 5 y 10% para facilitar el deslizamiento del sedimento.

Para el cálculo de la base de las pozas se ha tenido en cuenta la expresión que relaciona el caudal con la velocidad a través de una sección del mismo

$$B = \frac{Q}{H * V}$$

DONDE:

B: Ancho de la poza

Q: Caudal de diseño

H: Profundidad de la poza

V: Velocidad de Flujo

La relación entre la velocidad de flujo y las dimensiones de largo y profundidad de poza deberá cumplir con altura.

$$\frac{L}{H} = \frac{V_P}{V_S}$$

DONDE:

L: Longitud de la poza

H: Profundidad de la poza

V<sub>p</sub>: Velocidad horizontal de flujo del liquido

V<sub>p</sub>: Velocidad de sedimentación

La relación entre la velocidad del flujo y las dimensiones de largo y profundidad de la poza deberá cumplir con altura.

### 3.7.2.2 Ensayos de Laboratorio

Para determinar la granulometría del lodo se obtuvo muestras en diferentes lugares, las que luego fueron llevadas al laboratorio para sus respectivos ensayos de distribución granulométrica.

Tabla N° 52 Resultados del Análisis Granulométrico

Muestra	RANGO DE TAMAÑO ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO			
	Tamaño max. de partícula (mm)	% que pasa	Tamaño min. de partícula (mm)	% que pasa
M – 1 Frente de excavación (RP 4400)	0.25	99.9	0.001	25.8
M – 2 Poza de Sedimentación (RP 4400)	0.25	99.8	0.001	28.4
M – 3 Poza de Sedimentación (RP 4400)	0.84	99.8	0.001	16.6
M – 4 Poza de Sedimentación (RP 4400)	0.84	99.9	0.001	18.6
M – 5 Poza de Sedimentación (RP 4400)	0.84	99.9	0.001	18.6
M – 6 Poza de Sedimentación (CX 4400)	9.52	96.6	0.001	24.0
M – 7 Poza de Sedimentación (CX 4400)	4.76	99.00	0.001	20.8
M – 8 Frente de excavación (BP 4500)	0.42	99.9	0.001	23.5
M – 9 A 25m. de bocamina (BP 4500)	4.76	99.7	0.001	11.3
M – 10 Cuneta de entrada de bocamina (BP 4500)	0.42	99.2	0.001	26.4
M – 11 Poza de Sedimentación (BP 4500)	9.52	97.9	0.001	18.5
M – 12 Poza de Sedimentación (BP 4500)	9.52	98.0	0.001	20.0

Fuente: SVS Ingenieros S.

### 3.7.2.3 Diseño de las Pozas Sedimentadores

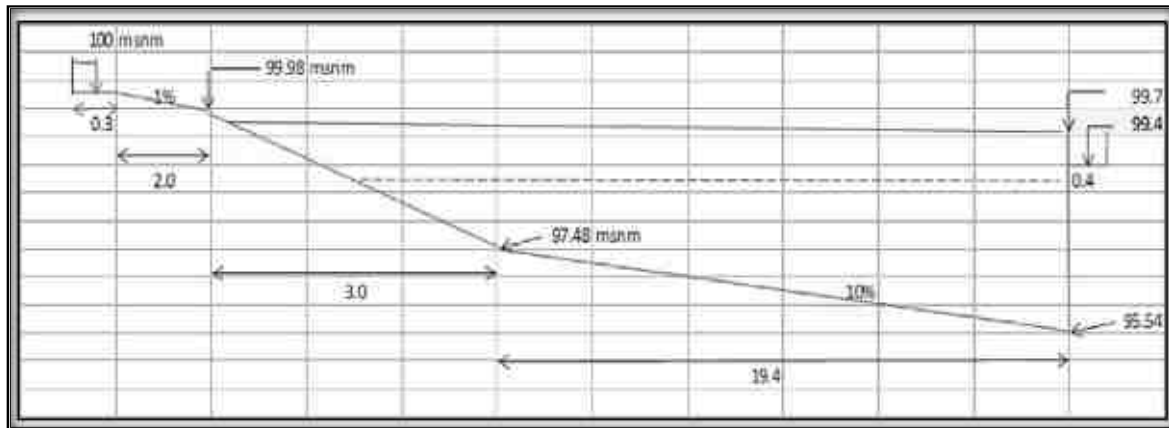
El diseño se ha realizado empleando como base el plano de distribución del área destinada para los sedimentadores proporcionada por el cliente, del que se desprende que el área disponible para la construcción de estas instalaciones permite una longitud máxima de 19 m, para la cual el tamaño máximo de la partícula que puede sedimentar sería de 23  $\mu\text{m}$  en la poza de sedimentación 1 y de 30  $\mu\text{m}$  para la poza de sedimentación 2.

De acuerdo al plano de distribución, las dimensiones de las pozas son las siguientes: la longitud de la poza 1 es de 19.4 m y de la poza 2 es de 15.8 m, el ancho de la poza 1 es de 5 m y de la poza 2 es de 3.5 m, se está considerando una profundidad de 2.5 m para ambas pozas.

Bajo estas limitaciones de espacio, se realizaron los cálculos correspondientes, para determinar hasta qué tamaño de partícula podrían éstas sedimentar, sin la ayuda de productos químicos. Los cálculos se realizaron para cada poza.

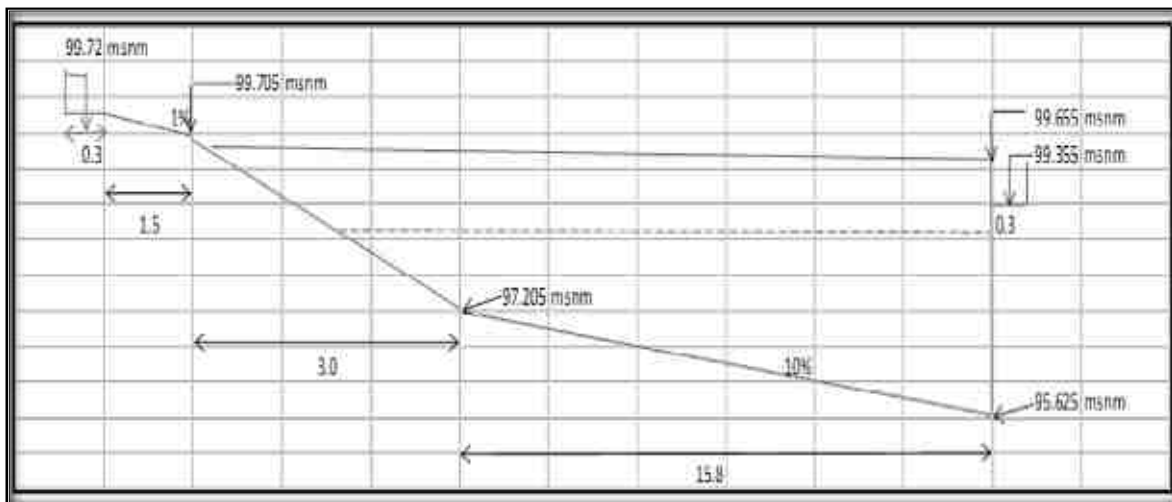
En los siguientes esquemas se muestran los perfiles acotados de ambas pozas:

Figura N° 49 Esquema Poza de Sedimentación 1.



Fuente: SVS Ingenieros S.

Figura N° 50 Esquema Poza de Sedimentación 2.



Fuente: SVS Ingenieros S.

La eficiencia de sedimentación para la poza 1 estará en el orden de 30%, valor que corresponde al tamaño de las partículas de hasta 0.023 mm, que es el tamaño máximo que puede sedimentar en una poza de 19.4 m de longitud. El restante 70%, que corresponde a material menor de 23  $\mu$ m, tendrá que ser sedimentado con el empleo de floculantes. Análogamente para la poza 2, la eficiencia se encuentra en el orden de XX, que corresponde al tamaño de partículas 0.030 mm, tamaño máximo a sedimentar en una poza de 15.8 m.

Se ha diseñado dos pozos de sedimentación revestidas de shotcrete y un sistema de canales abiertos que faciliten su operación y transporte hacia el exterior del túnel de drenaje.

En cierto tramo del canal de evacuación de las aguas, se considera necesario utilizar tapas de concreto prefabricado sobrepuestos, para facilitar la circulación peatonal y preservar la integridad del agua que se está conduciendo. A continuación, se presenta las características de las pozos de sedimentación:

Tabla N° 53 Características del Sistema de Pozas de Sedimentación

<b>POZA DE SEDIMENTACION 1</b>	
Diámetro promedio de las partículas (mm)	0.023
Velocidad de sedimentación (cm/s)	$3.71 \times 10^{-2}$
Longitud del sedimentador (m)	19.40
Profundidad del sedimentador (m)	2.5
Ancho del Sedimentador (m)	5.00
Caudal de Diseño (L/S)	90
Eficiencia del Sedimentador (%)	30
<b>POZA DE SEDIMENTACIÓN 2</b>	
Diámetro promedio de las partículas (mm)	0.030
Velocidad de sedimentación (cm/s)	$6.77 \times 10^{-2}$
Longitud del sedimentador (m)	15.80
Profundidad del sedimentador (m)	2.50
Ancho del Sedimentador (m)	3.50
Caudal de Diseño (L/S)	90
Eficiencia del Sedimentador (%)	30
<b>CANAL PERIMETRAL</b>	
Caudal de Diseño	90
Sección Transversal	Rectangular
Base (m)	0.40
Altura (m)	0.30
Pendiente (%)	0.5
Rugosidad	0.14

Fuente: SVS Ingenieros S.

### 3.7.2.4 Criterios de Operación y Mantenimiento

De acuerdo al espacio físico disponible, las áreas laterales serán ocupadas por las pozas sedimentadores y el área libre central permitirá la operación y circulación de equipo a fin de proceder periódicamente con la limpieza y evacuación de sedimentos acumulados. Del mismo modo, la zona perimetral y central de ambas pozas tendrán acceso a la circulación peatonal,

lo cual facilitará el ingreso de personal obrero para complementar las labores de mantenimiento.

Se considera la instalación de barandas metálicas y colocación de bloques de concreto sobre los canales abiertos como parte de las medidas de seguridad que se están asumiendo para este proyecto.

Se ha considerado en el diseño de las pozas de sedimentación un monorriel en la parte superior (techo), con la finalidad de colocar a la bomba de lamas y pueda desplazarse a lo largo de la poza durante el mantenimiento de las mismas.

El criterio de operación contempla el uso de motobombas de succión e impulsión de lodos para la remoción de los lodos acumulados en el área de sedimentación, los cuales, utilizando un medio de transporte, serán trasladados hacia un punto especialmente acondicionado para este fin. Previamente el agua decantada en la poza en mantenimiento será trasladada hacia la otra a fin de permitir la succión de lodos.

### 3.8 COSTOS DE OPERACIÓN Y CAPITAL

#### 3.8.1 Costos de Operación

El resumen de la estimación del costo de operación de la Unida Minera Inmaculada (“OPEX”) se muestra en la Tabla siguiente.

*Tabla N° 54 Tabla - Opex*

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
Minado a subterráneo	\$/t min molido	C&F 44.47 SLS 32.15
Procesamiento	\$/t min molido	25.1
Generales & administrativos G&A	\$/t min molido	8.7
Total	\$/t min molido	Con C&F 78.27 Con SLS 65.95

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Las principales suposiciones utilizadas para la estimación de costo son:

- Se ha considerado el minado de la Veta Ángela a través de dos métodos de minado: corte y relleno ascendente con perforación horizontal y tajeo por sub-niveles. La mina guarda una proporción aproximada de 55% de recurso



explotable por corte y relleno y 45% del recurso explotable por tajeo por subniveles. Los costos considerados como montos globales se han dividido proporcionalmente acorde con esta proporción.

- Precio de Diesel: \$1.05/litro, (proporcionado por Hochschild).
- Costo de energía: \$0.07/kWhr, (proporcionado por Hochschild).
- R.R.H.H.: Los costos laborales son proporcionados por Hochschild y son similares a los de operaciones cercanas a la zona del proyecto.
- Rotación de turnos: 2 semanas de trabajo, 1 semana de descanso.
- Dos turnos con rotación de 14 días de trabajo seguido de 7 días de descanso para todo el personal de producción, mantenimiento y personal técnico, viajando desde Arequipa o pueblos cercanos.

### 3.8.2 Costos de Capital

Los requerimientos de Capital de sostenimiento para el período de producción se presentan en la Tabla 3-46, totalizando 104 millones de dólares en la vida de la Mina. Este costo cubre el desarrollo de la veta Ángela para producción, recrecimiento de la represa de relaves, rehabilitación progresiva y cierre de la mina. Se ha previsto una reserva de \$50,000 por año para sostenimiento de capital para reemplazo de equipos en la Planta de procesos.

Los costos asociados con el cierre de la mina y la rehabilitación progresiva han sido suministrados por la U.M. Inmaculada.

Tabla N° 55 Tabla - Capex

(S/M)	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	TOTAL
Mina	18.9	14.9	15.4	12.3	15.8	4.0	0.5	81.8
Planta de Procesos e Infraestructura	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.35
Capital progresivo para la Relavera	-	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	-	7.50
Rehabilitación Progresiva	0.3	0.09	0.09	0.09	0.07	0.15	0.5	1.29
Cierre							13.3	13.3
<b>Total</b>	<b>19.25</b>	<b>16.54</b>	<b>17.04</b>	<b>13.94</b>	<b>17.42</b>	<b>5.7</b>	<b>14.35</b>	<b>104.2</b>

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

### 3.8.3 Fuerza Laboral

Para las operaciones de mina, se tendrá personal de contratistas, que se organizarán en tres grupos. Las labores serán en dos turnos de trabajo y un turno estará en descanso. Los turnos de trabajo serán de día y noche. En ambos turnos, la jornada laboral será de 10 horas.

El sistema de trabajo, será de 14 días de trabajo continuo por 07 días de descanso.

En la etapa de operación, en forma similar que para la etapa de construcción, se tendrá preferencia por el personal local, siempre que este esté calificado para las labores requeridas. Para aquellas obras que signifiquen mayor tecnificación, se contratarán empresas especializadas.

Se ha estimado el requerimiento de personal para la etapa de operación del proyecto como se muestra en la tabla a continuación.

Tabla N° 56 Tabla - Opex

	<b>PERSONAL</b>	<b>NUMERO</b>	<b>COSTO S./</b>
	<b>MINA</b>	320	872000
1	Jefaturas de Áreas	10	50000
2	Geología	27	121500
3	Ingeniería	22	132000
4	Producción Mina	6	27000
5	Servicios Auxiliares	9	31500
6	Producción	210	420000
7	Seguridad	36	90000
	<b>PROCESO DE BENEFICIO</b>	112	672000
1	Planta de Proceso	91	227500
2	Laboratorio	21	73500
	<b>MEDIO AMBIENTE</b>	9	16200
	<b>ADMINISTRACION</b>	49	98000

Fuente Informe Factibilidad AUSENCO

Se contratará los servicios de compañías especializadas en tareas específicas como perforación y voladura, mantenimiento de equipos pesados, mantenimiento de redes de alta, mediana y baja tensión, manejo de residuos sólidos, entre otros.

### 3.9 DISEÑO DE LOS BOTADEROS

#### 3.9.1 DEPOSITO DE DESMONTE

El depósito de desmonte ocupará un área aproximada de 5.48 hectáreas y ha sido diseñado para almacenar ceca de 763.000 m<sup>3</sup> de desmonte de mina, ver el Planos 4-1, Depósito de Material de Desmonte Limpieza y Desbroce; el Plano 4-2, Depósito de Material de Desmonte Movimiento de Tierras – Planta y el Plano 4-3, Depósito de Material de Desmonte Movimiento de Tierras – Secciones. Esta capacidad se ha estimado considerando que este material será almacenado empleando un talud general de almacenamiento de 2.5H : 1.0V. El diseño contempla la instalación de un sistema de canales de derivación y coronación con

estructuras de control de erosión, para evitar que las aguas de escorrentía entren en contacto con los desmontes.

VER AMEXO N° 1 FIGURA 6 DISEÑO DESMONTERA

### 3.9.1.1 Estudio de Alternativas para el Depósito de Desmorte

El estudio de Alternativas permite la ubicación el depósito de desmorte en el lugar que introduzca la menor alteración al entorno, para ello, se han considerado aspectos de orden técnico, económico, ambiental, social y legal. En el análisis final Ausenco ha elegido por comparación un lugar de 2 opciones posibles.

- **Alternativa 1**

La Alternativa 1 propuesta para el depósito de desmorte de mina considera una estructura ubicada sobre la margen izquierda de la quebrada Quellopata, a una elevación de aproximadamente 4,380 msnm y una distancia de 1.2 km en línea recta desde la veta Angela.

El depósito de desmorte planteado en esta alternativa está compuesto por un dique de retención ubicado al pie del apilamiento, el cual tiene como propósito contener el material que es descargado desde la parte superior de esta instalación. Este dique tendrá un ancho libre de cresta igual a 4 m, talud aguas abajo de 2.0H:1.0V y talud aguas arriba de 1.5H : 1.0V. El volumen de material requerido para conformar este dique es de aproximadamente 30,015 m<sup>3</sup>.

- **Alternativa 2**

La Alternativa 2 está ubicada hacia el este del cerro Quellopata, sobre la cota 4,625 msnm y una distancia de 1.0 km de la veta Angela. El dique de retención tiene un ancho de cresta de 4.0 m, talud aguas abajo de 2.0H : 1.0V y talud aguas arriba de 1.5H : 1.0V. El volumen de material requerido para conformar este dique es de aproximadamente 13,600 m<sup>3</sup>.

- **Resultados de la Evaluación.**

Los resultados de la evaluación realizada al depósito de desmorte de mina concluyen en que la mejor opción es la Alternativa 1. Los aspectos más relevantes que incluyeron en esta calificación fueron: la cercanía a la salida del túnel proyectado, ofrecer un mayor espacio para albergar futuras ampliaciones, menor impacto a bofedales y al paisaje. Se debe tomar en consideración que la elección de la Alternativa 1 se da a pesar de haberse

estimado un mayor costo de construcción en comparación con la Alternativa 2 propuesta para esta instalación

Así, el arreglo del depósito de desmonte alcanza una capacidad de 1.37 millones de toneladas, lo que equivale a un volumen de aproximadamente 763,300 m<sup>3</sup>.

### 3.9.1.2 Investigación Geotécnica en el Emplazamiento del Depósito de Desmonte

Con la finalidad de evaluar las características y propiedades de los materiales de la cimentación del área de emplazamiento del depósito de desmonte se ha llevado a cabo un programa de investigaciones geotécnicas de campo con excavación de calicatas, ensayos de densidad in situ, prospección geofísica por el método de refracción sísmica y sondajes eléctricos verticales; así mismo se tomaron muestras representativas de suelo de cimentación (muestras alteradas e inalteradas), que se enviaron a Laboratorios autorizados para determinar los parámetros geotécnicos de resistencia.

- **Prospección Geofísica por Refracción Sísmica**

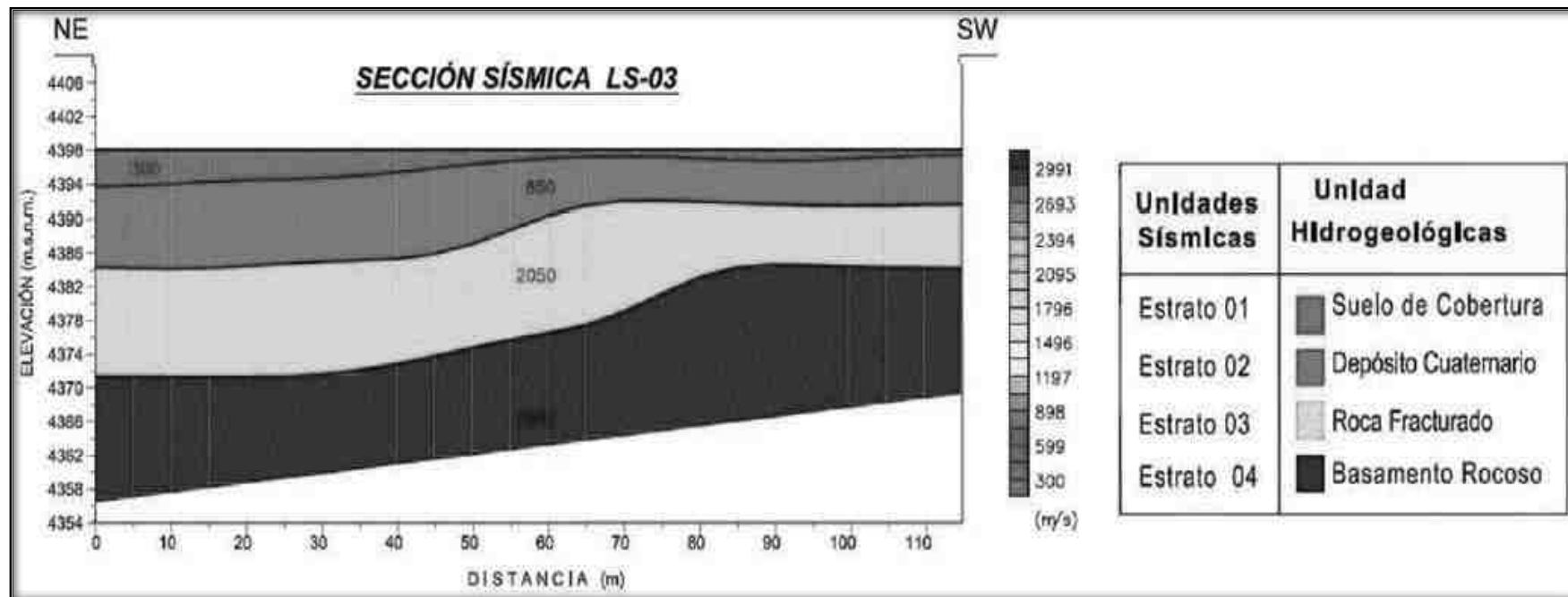
La línea sísmica expresada en sección sísmica se ilustra en la Figura 4-1 (salidas del software SIPQC, SIPIK y SeisOpt® Imager). En esta línea sísmica, el subsuelo se ha diferenciado según las velocidades de las ondas elásticas longitudinales  $V_p$ , en la Tabla 4-1 se muestra la ubicación de la línea sísmica LS-03 en el emplazamiento del depósito de desmonte en la microcuenca Patará.

Tabla N° 57 Ubicación de Línea Sísmica LS – 03 en el Emplazamiento del Depósito de Desmonte.

Numero	Código	Ubicación	Coordenadas UTM (Psad 56)		Altitud msnm	Azimut	Velocidad de Onda (m/s)			
			Este	Norte			Capa 1	Capa 2	Capa 3	Capa
1	LS - 03	Depósito de Desmonte	688,345	8 347,672	4, 421	198°	300.0	850.0	2,050.0	2,992.0

Fuente: HGS, 2011

Figura N° 51 Esquema Poza de Sedimentación 2.



Fuente: HGS, 2011

Se han determinado de 3 a 4 estratos o capas con diferentes velocidades que varían de 300.0 m/s a 2,992 m/s, que estaría constituida por los siguientes estratos:

- **Estrato 01:** Conformado por material superficial suelto o estrato de baja velocidad  $V_p$ , tiene un espesor de promedio de 4.0 m, Depósito constituido por arcillas, limo, arenas, gravas finas. La velocidad  $V_p$  promedio de este estrato es de 300 m/s.
- **Estrato 02:** Presenta velocidad  $V_p$  promedio de 850 m/s característica de un depósito morrénicos, glaciofluviales, su espesor es variable, con espesor promedio de 9.0 m.
- **Estrato 03:** Presenta velocidad  $V_p$  promedio de 2,050 m/s característica de roca fracturada de permeabilidad secundaria, su espesor es variable, con espesor variable de 10.0 m.
- **Estrato 04:** Presenta velocidad  $V_p$  promedio de 2,992 m/s característica propia de roca intacta, el espesor no se

### 3.9.1.3 Estabilidad Física del Depósito de Desmorte

Para el diseño del depósito de desmorte de mina se realizará los análisis de estabilidad en condición estática y pseudoestática. Estos dos tipos de análisis se realizarán usando el método del equilibrio límite y por el método de elementos finitos, implementado en el software Slide v6.0 y Phase 2 v7.0 de Rocscience Inc.

#### a) *Secciones Geológica-Geotécnicas en Zona del Depósito de Desmorte*

En el análisis de la estabilidad física del depósito de desmorte se ha evaluado 02 secciones geotécnicas, la sección C–C' que corresponde a un perfil en donde se ha considerado dos bermas intermedias en el talud, y la sección D–D' que corresponde a un talud en la parte central del depósito. La ubicación de los cortes en una vista en planta se puede ver en el Plano 4-2, Depósito de Material de Desmorte Movimiento de Tierras – Planta y en Plano 4-3, Depósito de Material de Desmorte Movimiento de Tierras – Secciones, se presentan estas secciones. En ambas secciones los taludes empleados serán de 2.5H : 1.0V.

En la Figura N° 50 se observa la sección geológica-geotécnica representativa (C – C') para el depósito de desmorte. Esta sección trazada de NE a SW, está constituido por cuatro estratos definidos y un dique de contención sobre el que se apoyan los desmontes de mina, cuyas características se describen seguidamente.

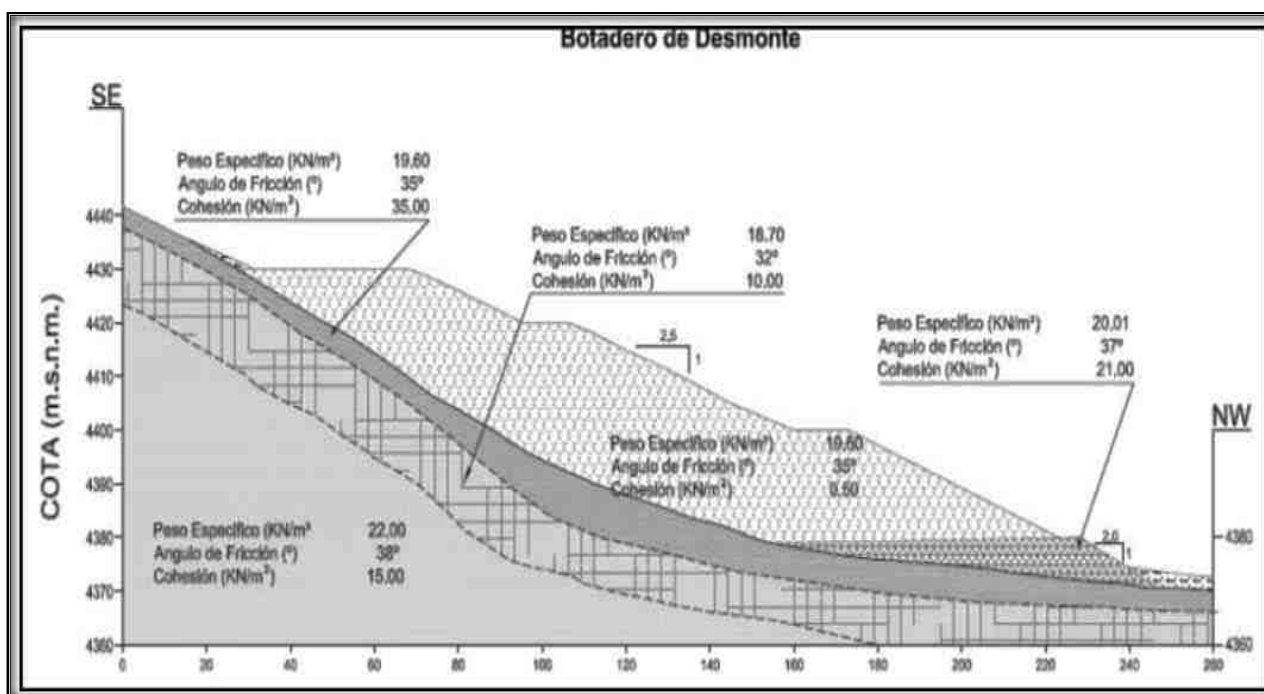
El estrato superficial está compuesto por material de desmonte de mina, con grado medio de compactación, cuyo espesor promedio es de 23.0 m.

El segundo estrato está conformado por materiales granulares, siendo gravas, arenas y limos; considerado suelo de cimentación, sobre el cual se emplazaran los materiales de desmonte de mina. El espesor medido es de 5.0 m.

El tercer estrato está conformado por roca con grado medio de fracturamiento, del tipo arenisca tobácea, presenta intemperismo medio, su espesor calculado es de 12.0 m.

El cuarto y último estrato está conformado por rocas areniscas no meteorizadas y bajo grado de

Figura N° 52 Sección Geológica –Geotécnica C – CI(SE – NW)



Fuente: HGS, 2011

En la sección C-C' se muestra las litologías presentes en la ubicación del depósito de desmonte, está se encuentra sobreyaciendo al material de cobertura de aproximadamente 5.0 m de espesor, debajo del material de cobertura se encuentra la roca fracturada conformada por lavas andesíticas y debris flow andesítico con un espesor aproximado de 12.0 m, debajo de la roca fracturada se encuentra la roca compacta de la misma litología.

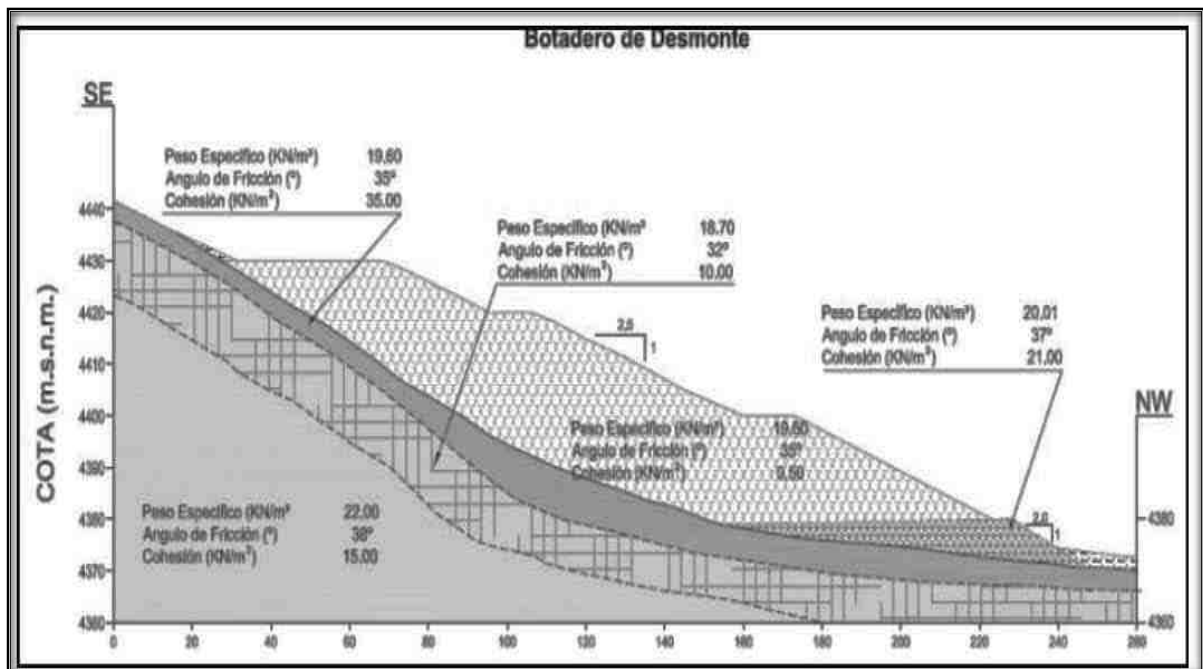


En la sección transversal C-C' de la Figura 52 se muestra en detalle la conformación de la sección con el depósito de desmonte, la altura máxima que tendrá el depósito de desmonte es de 23.0 m, con un área de influencia directa de 5.48 ha, de acuerdo al diseño entregado por Minera Suyamarca.

En la Figura N° 53 se observa la sección geológica-geotécnica representativa (D – D') para una zona del talud el depósito de desmonte. Esta sección trazada de SE a NW, está constituido por cuatro estratos definidos y un dique de contención sobre el que se apoyan los desmontes de mina, cuyas características se describen a continuación:

- El estrato superficial está compuesto por material de desmonte de mina, con grado medio de compactación, cuyo espesor promedio es de 20.0 m.
- El segundo estrato está conformado por materiales granulares, siendo gravas, arenas y limos; considerado suelo de cimentación, sobre el cual se emplazaran los materiales de desmonte de mina. El espesor medido es de 9.0 m.
- El tercer estrato está conformado por roca con grado medio de fracturamiento, del tipo arenisca tobácea, presenta intemperismo medio, su espesor calculado es de 10.0 metros.
- El cuarto y último estrato está conformado por rocas areniscas no meteorizadas y bajo grado de fracturamiento, el espesor mínimo de este estrato es de 24.0 m.

Figura N° 53 Sección Geológica –Geotécnica D – D1(SE – NW) Software Rocscience



Fuente: HGS, 2011

**b) Estabilidad Física Mediante Análisis Estático**

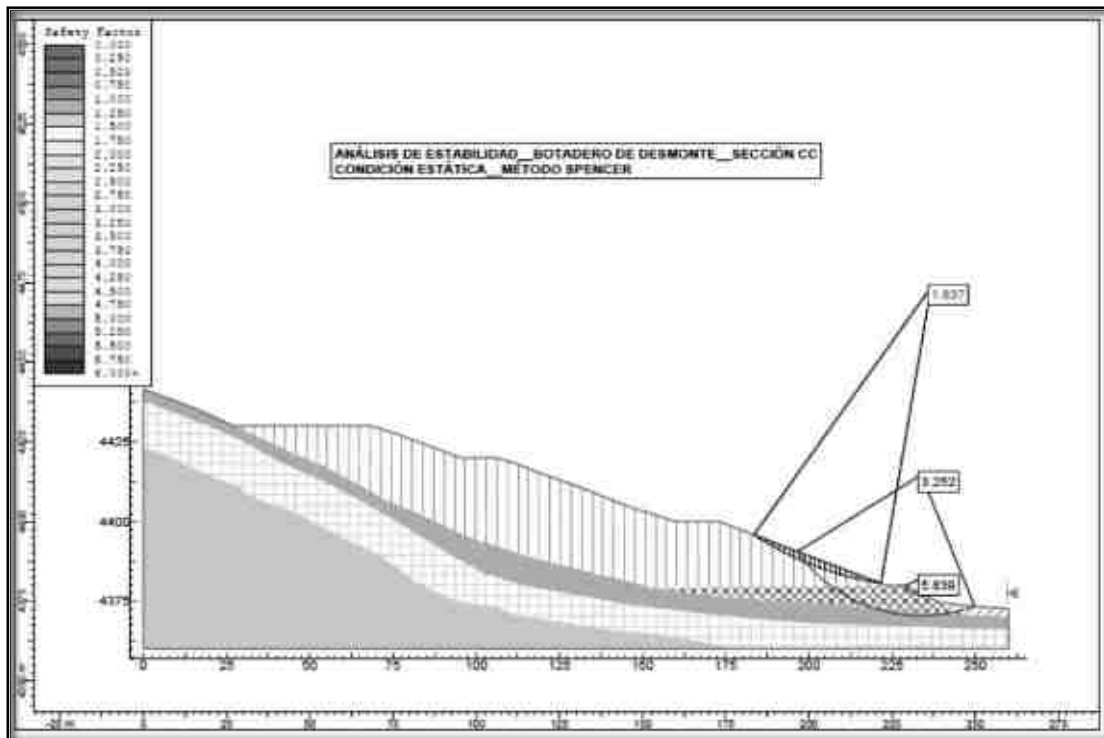
Los resultados obtenidos con el software Slide V6.0 del análisis de estabilidad en situación final en el talud aguas abajo del Depósito de Desmonte en condiciones estáticas se muestran en la Tabla 4-2. En la Figura 4-4 y la Figura 4-5 se muestran las salidas gráficas para las superficies más críticas del análisis de estabilidad de las secciones analizadas para el talud final en condiciones estáticas.

Tabla N° 58 Resumen del Análisis de Estabilidad – Condición Estática

Componente	Sección / Sector	Condición Estática				
		F.S	Resisting Moment (KN – m)	Driving Moment (KN – m)	Resisting Horizontal Force (KN – m)	Driving Horizontal Force (KN – m)
Botadero de Desmonte	C-C'	1.84	7.715E+04	4.199E+04	7.586E+02	4.128E+02
	D-D'	1.81	9.972E+05	5.517E+05	2.544E+03	1.408E+03

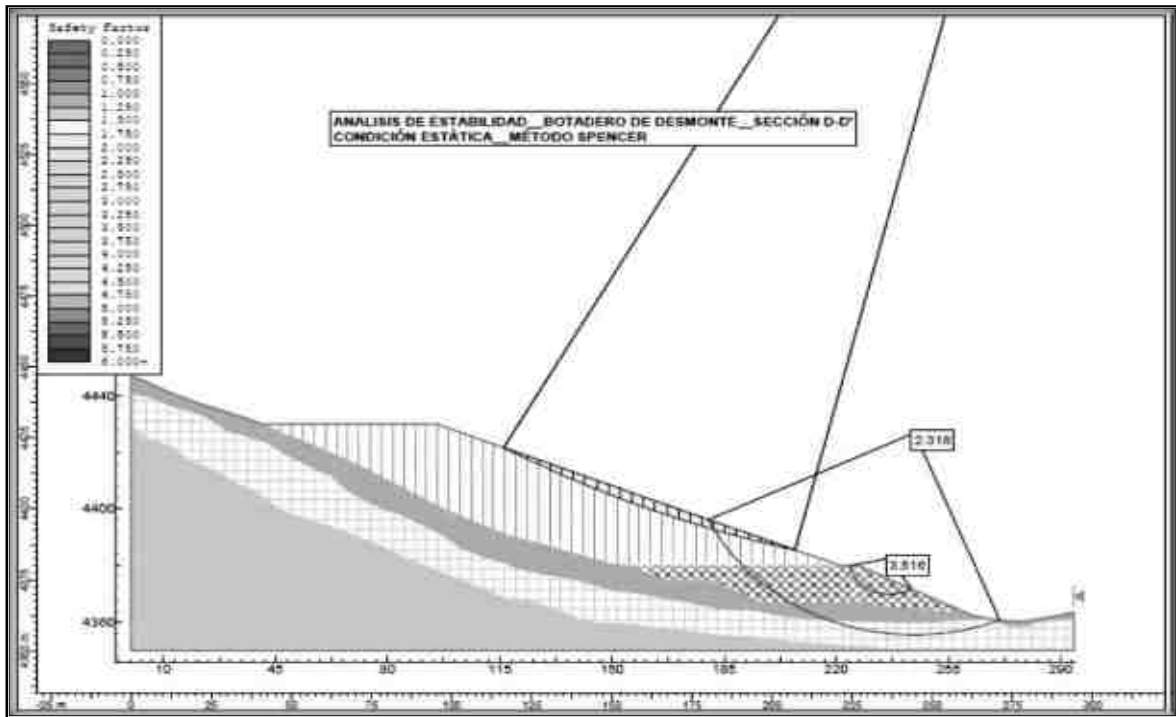
Fuente: HGS, 2011

Figura N° 54 Análisis Estático en la Sección C-C' Software Rocscience



Fuente: HGS, 2011

Figura N° 55 Análisis Estático en la Sección D-D' Software Rocscience



Fuente: HGS, 2011

**c) Estabilidad Física Mediante Análisis Pseudoestático**

Para el análisis pseudo-estático se ha considerado un coeficiente sísmico horizontal de 0.16 para el análisis a largo plazo, este valor ha sido obtenido a partir del estudio de peligro sísmico realizado por la empresa HGS Perú SAC para la zona del proyecto.

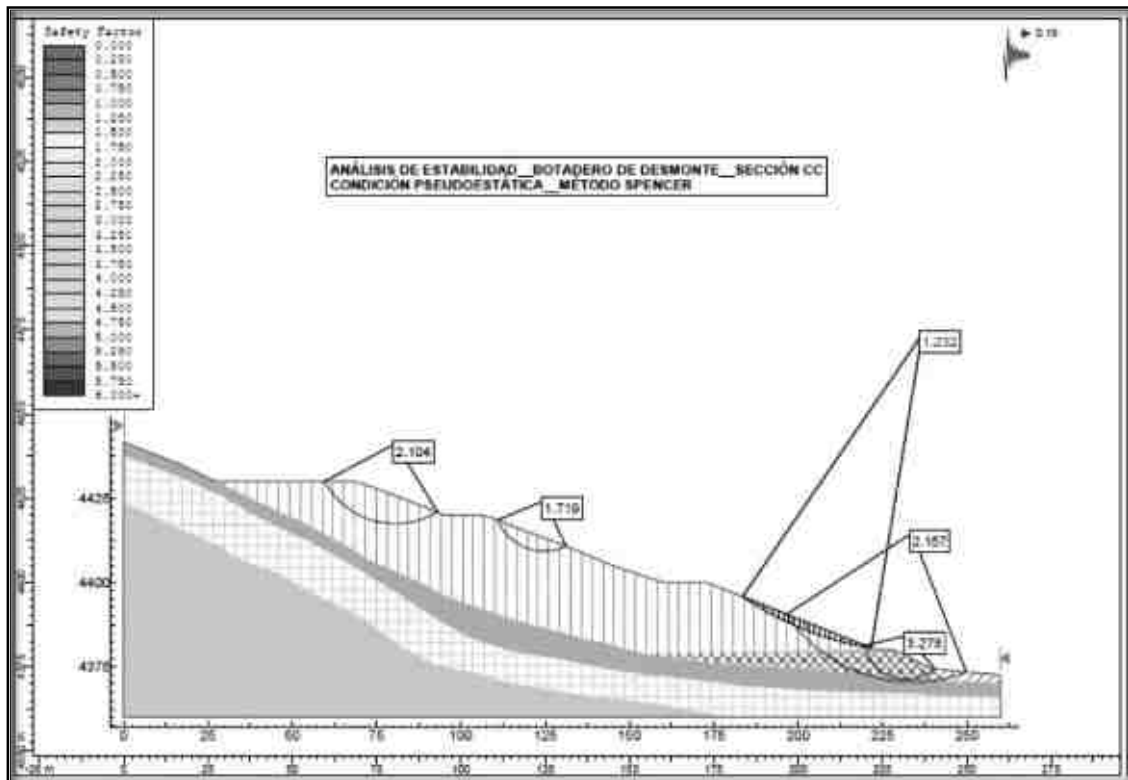
El método de análisis utilizado es el método de Spencer y los resultados de los análisis de estabilidad en condiciones pseudoestáticas para el talud de diseño se muestra en la Tabla 59 y en la Figura 56 y la Figura 57 se muestra la salida gráfica para la superficie más crítica del talud final en condiciones pseudoestáticas.

Tabla N° 59 Resumen del Análisis de Estabilidad – Condición Pseudoestática

<i>Condición Estática</i>						
<i>Componente</i>	<i>Coefficiente Sismico</i>	<i>F.S</i>	<i>Resisting Moment (KN – m)</i>	<i>Driving Moment (KN – m)</i>	<i>Resisting Horizontal Force (KN – m)</i>	<i>Driving Horizontal Force (KN – m)</i>
<i>Botadero de Desmonte</i>	0.16	1.23	7.245E+04	5.880E+04	7.141E+02	5.796E+02
	0.16	1.21	9.375E+05	7.740E+05	3.392E+03	1.974E+03

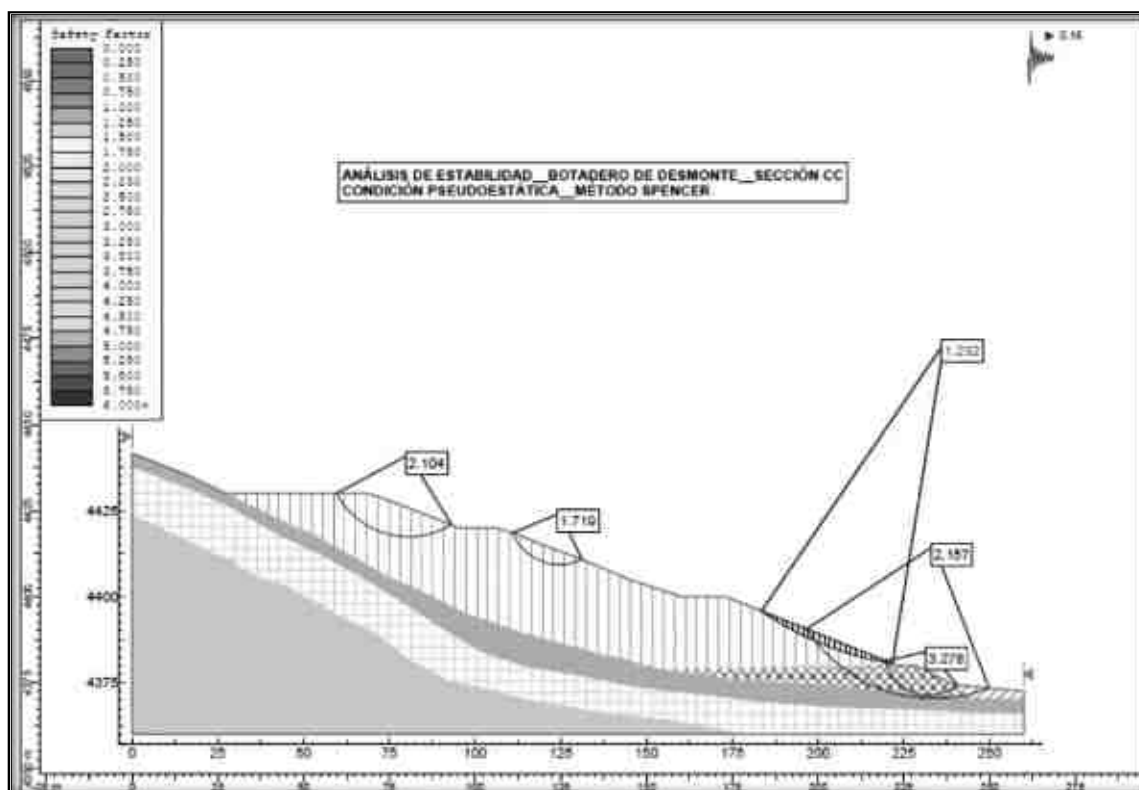
Fuente: HGS, 2011

Figura N° 56 Análisis Estático en la Sección C-C' Software Rocscience



Fuente: HGS, 2011

Figura N° 57 Análisis Estático en la Sección D-D' Software Rocscience



Fuente: HGS, 2011

Según los resultados mostrados tanto en condiciones estáticas como pseudoestáticas, indican que los taludes de diseño del depósito de desmorte son estables a largo plazo y cumplen con el requerimiento del Factor de Seguridad recomendado para este tipo de estructuras.

### 3.9.1.4 Estabilidad Química del Depósito de Desmorte

Los ensayos de laboratorio utilizados para realizar la predicción de drenaje ácido de los materiales de desmorte de mina, consistieron en pruebas estáticas denominadas también pruebas o ensayos ABA (ácido - base accounting) y Mineralogía por Difracción de Rayos X. Los ensayos estáticos permiten conocer el comportamiento geoquímico de los desmontes de mina, incluye data sobre la efervescencia, potencial de acidez máximo (AP o MPA), potencial de neutralización (NP), pH en pasta, contenido porcentual de sulfuros (expresado como %S), cuyos resultados se expresan en NNP y NP/MPA.

El grado de efervescencia (Fizz) es una prueba cualitativa que trata de dar una medida de la reactividad de los carbonatos contenidos en el material evaluado cuando reacciona con unas gotas de ácido clorhídrico al 25%. El grado de la efervescencia que pudiera producirse a consecuencia

de la liberación de CO<sub>2</sub> de la reacción de neutralización de los carbonatos presentes es una medida de la capacidad de neutralización del drenaje ácido que pudiera producirse. El grado de efervescencia se mide a través de una escala cualitativa como “nula”, “baja”, “moderada” o “fuerte” para lo que se le asigna los valores de 1, 2, 3 y 4; respectivamente. Esto significa que un mayor valor en el grado de efervescencia es un indicio de que existe una mayor capacidad de neutralización de drenaje ácido.

El potencial neto de neutralización (NNP) resulta de la diferencia entre el potencial de neutralización y el potencial de acidez máximo. En general, si el NNP es menor a -20 toneladas de CaCO<sub>3</sub> por cada 1,000 toneladas de muestra, entonces el material es generador de drenaje ácido, mientras que si se encuentra entre -20 y +20 toneladas de CaCO<sub>3</sub> por cada 1,000 toneladas de muestra, el material tendría un comportamiento incierto en la generación ácida. Si el NNP es mayor a 20 toneladas de CaCO<sub>3</sub> por cada 1,000 toneladas de muestra, indica que el material no genera drenaje ácido.

El pH en pasta sirve para determinar si ha ocurrido generación de drenaje ácido antes del análisis de laboratorio. En general, valores de pH mayores a 8 sugieren la presencia de carbonatos reactivos y si el pH es menor a 5 es probable la ocurrencia de drenaje ácido en la muestra.

En general, se asume que materiales con contenidos porcentuales de S- sulfuros menores a 0.3% no producirán acidez. Es un parámetro indicativo aunque no concluyente ya que debe correlacionarse el %S- sulfuros con los demás parámetros ABA que se evalúan. El contenido porcentual de azufre sulfuro se obtiene de la determinación porcentual de azufre total y sustrayendo el %S- sulfatos.

El cociente NP/MPA es uno de los criterios más utilizado para la predicción del potencial de generación de drenaje ácido. En general, se define un rango de incertidumbre para la generación de drenaje ácido cuando el cociente se encuentra entre 1 y 3. Cuando el NP/MPA es menor a 1, es muy probable que el material sea generador de drenaje ácido y cuando el NP/MPA es mayor a 3, se considera que el material no presenta potencial de generación de drenaje ácido.

### 3.9.1.5 Resultados de los Ensayos del Potencial de Generación Ácida

En la Tabla N° 63 se muestran los resultados de las muestras de rocas presentes en las zonas que se excavarán durante el desarrollo del Proyecto Minero Inmaculada, estas litologías principalmente están compuestas por Debris Flow y Lava Andesítica.

Tabla N° 60 Caracterización de los Materiales a Almacenar en el Deposito de Desmonte

<i>Punto Muestreo</i>	<i>Efervescencia</i>	<i>Ph Pasta</i>	<i>AP(*)</i>	<i>NNP(*)</i>	<i>NP(*)</i>	<i>NP/AP</i>	<i>Sulfuro (%S)</i>
<i>Roca PINM-01</i>	4	8.4	4.4	336.6	341.0	77.50	0.11
<i>Roca PINM-02</i>	3	8.7	10.0	72.0	82.0	8.20	0.29
<i>Roca PINM-03</i>	4	8.4	2.2	278.8	281.0	127.73	0.03
<i>Roca PINM-04</i>	2	8.4	7.8	31.2	39.0	5.00	0.23
<i>Roca PINM-05</i>	3	8.7	23.1	110.9	134.0	5.80	0.71
<i>Roca PINM-06</i>	3	8.2	6.9	29.1	36.0	5.22	0.20
<i>Debris Flow F</i>	-	8.6	1.3	53.0	54.3	41.77	0.04
<i>Debris Flow W</i>	-	8.50	0.60	62.1	62.70	104.50	0.02
<i>Lava Andesítica F</i>	-	8.50	5.30	55.1	60.40	11.40	0.17
<i>Lava Andesítica W</i>	-	9.00	2.30	37.7	39.9	18.14	0.07

Fuente: HGS, 2011

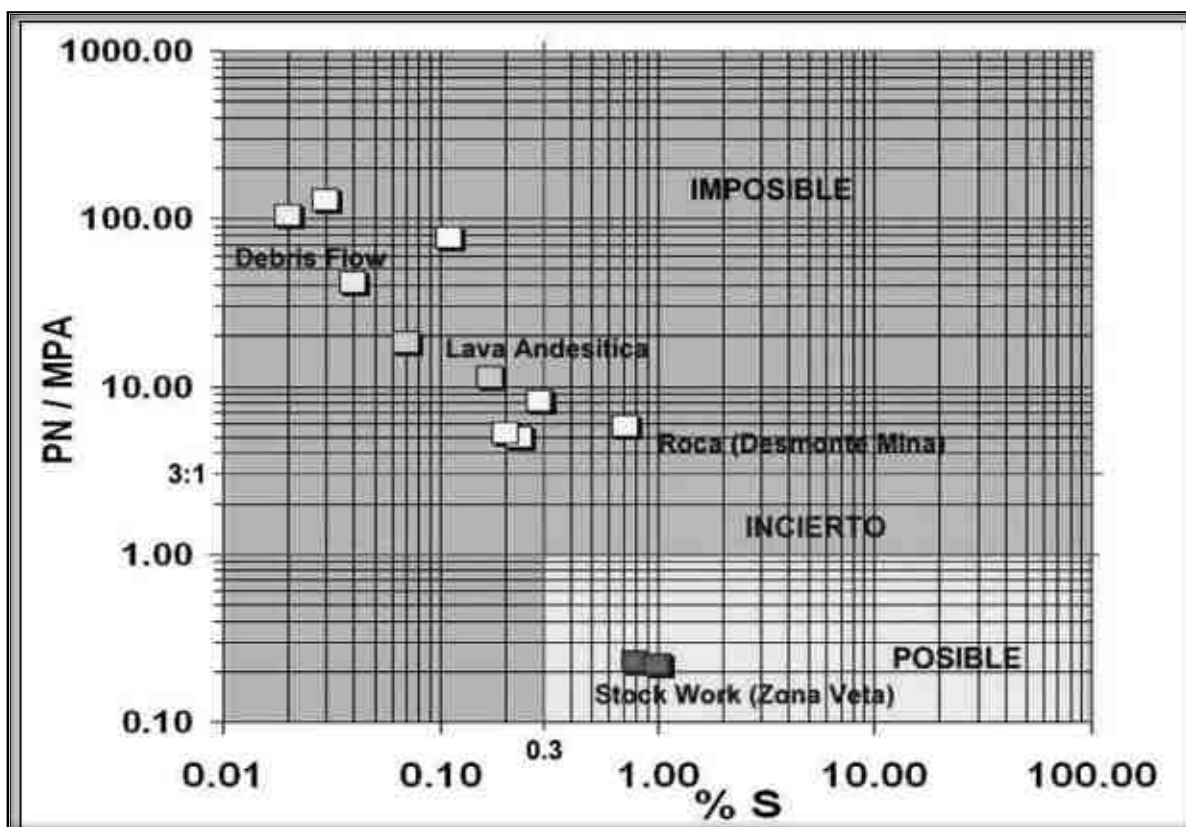
Los valores obtenidos para el potencial neto de neutralización (NNP) son mayores a + 20 y los de la relación NP/MPA son mayores a 3, de igual forma el contenido de azufre como sulfuro la mayoría está por debajo de 0.3%, por tanto, estas rocas no son potencialmente generadoras de acides.

Los valores de pH en pasta en las muestras del material de desmonte, son valores en rango alcalinos (pH 8.2 a 9.0) que indicarían una condición no generadora de drenaje ácido. Esto sugiere que el pH del medio es de neutro a alcalino y que no está ocurriendo generación de drenaje ácido en el momento del muestreo.

Los valores de efervescencia registrados en el material de desmonte están entre 2 y 4, que reflejan alta capacidad neutralizadora de los materiales por presencia de carbonatos.

En la Figura N° 58 se correlaciona el cociente NP/MPA con el contenido de azufre para determinar el potencial de generación ácida de los desmontes de mina.

Figura N° 58 Caracterización Geoquímica de los Materiales del Depósito de Desmante



Fuente: SVS Ingenieros SAC, 2011

En resumen, se puede afirmar que los desmontes no son generadores de acidez, por lo que su almacenamiento en el depósito de desmante puede ser por simple acumulación, es decir este depósito no va a requerir un encapsulamiento impermeable en su cierre, por cumplir con los estándares medioambientales de las regulaciones peruanas. Si durante la operación se detectan materiales con contenido de sulfuro, estos materiales pueden confinarse con desmante de mina.

También se ha realizado análisis mineralógico a las muestras de roca que se almacenarán en el depósito de desmante, en las Figura 58 y la tabla 61 se presentan los resultados de mineralogía. Tal como se puede ver los minerales presentes no son generadores de acidez, el contenido de Pirita es muy poco o no está presente en las rocas.



Tabla N° 61 Composición Mineralógica Muestras de Desmonte de Mina

<b>Muestra PINM - 04</b>		
<b>Nombre del mineral</b>	<b>Fórmula general</b>	<b>Resultado Aproximado (%)</b>
Feldespato (Ortoclasa)	$KAlSi_3O_8$	44
Clorita	$(Mg,Fe)_5Al(Si_3Al)O_{10}(OH)_8$	22
Cuarzo	$SiO_2$	20
Mica (Muscovita)	$KAl_2(Si_3Al)O_{10}(OH,F)_2$	12
Hematita	$Fe_2O_3$	< L. D.
<b>Rexp = 2.22    Rwp = 4.51    GOF = 2.03    Valor de Aproximación = 1%</b>		
<b>Muestra PINM - 05</b>		
<b>Nombre del mineral</b>	<b>Fórmula general</b>	<b>Resultado Aproximado (%)</b>
Feldespato (Ortoclasa)	$KAlSi_3O_8$	29
Plagioclasa (Oligoclasa)	$(Na,Ca)(Al,Si)_4O_8$	37
Cuarzo	$SiO_2$	12
Clorita	$(Mg,Fe)_5Al(Si_3Al)O_{10}(OH)_8$	10
Calcita	$CaCO_3$	4
Mica (Muscovita)	$KAl_2(Si_3Al)O_{10}(OH,F)_2$	3
Pirita	$FeS_2$	3
Caolinita	$Al_2Si_2O_5(OH)_4$	2
<b>Rexp = 2.41    Rwp = 3.99    GOF = 1.66    Valor de Aproximación = 1%</b>		

Fuente: BISA, 2011

### 3.9.2 DEPOSITO DE DESMONTE 2

#### 3.9.2.1 Análisis Geotécnico

En la zona correspondiente a la quebrada Bermejil, se ha efectuado investigaciones geológicas y geotécnicas; se ha empezado con el mapeo geológico a detalle a una escala de 1:1000, abarcando un área de aproximadamente 340 Ha. Seguidamente se ejecutó la excavación de cuarenta y cuatro (44) calicatas (apiques) divididas en 5 zonas. Se realizó como parte de la investigación doce (12) líneas de refracción sísmica, doce (12) sondeos MASW y diez (10) sondeos eléctricos verticales (SEV).

**a) Caracterización Geotécnica de los Suelos**

La cimentación del depósito se ha explorado con dieciséis (16) calicatas de una profundidad máxima de exploración de 5 m, diez (10) sondeos MASW, nueve (4) líneas de refracción sísmica, para mayor detalle ver plano 2-14 de Investigaciones Geotécnicas en el Anexo 6.

El depósito de desmontes se emplazará sobre roca brecha andesítica y lava andesítica, según las velocidades de refracción sísmica ( $V_s$ ), las velocidades de ondas de corte ( $V_p$ ) y las calicatas, el espesor del suelo varía de 0.5 a 1.5 m y a partir de las velocidades  $V_s$  se ha podido diferenciar cuatro horizontes, un horizonte de suelos y dos de roca:

El depósito de desmontes se apoyará sobre afloramiento rocoso con escasa cobertura de suelo. La roca es extrusiva tipo andesita y brecha, dura a muy dura, fresca a ligeramente meteorizada, ligera a moderadamente meteorizada. Los índices de RQD varía de 46 a 76%, los valores de RMR están en el rango de 68 a 76% y GSI en el orden de 55 a 70. Los sistemas de diaclasamiento permiten fallas tipo cuñas y planares.

Se ha realizado ensayos de densidad in situ, para determinar la densidad seca del material en los primeros 3 m de la exploración, estos indican que la densidad promedio del material para el primer horizonte (SM) es de 1.60 g/cm<sup>3</sup> mientras que para el segundo horizonte (GM) es de 1.65 g/cm<sup>3</sup>. Lo que representa el 80% de la máxima densidad seca obtenida a través de un ensayo proctor estándar en una muestra similar, lo que justifica su estado de suelto a medianamente compacto.

La cimentación de la presa se debe mantener impermeabilizada con la finalidad de que no decrezcan sus propiedades por influencia del agua, a pesar de ser un suelo granular con buen Drenaje.

**b) Caracterización Geotécnica de los Desmontes**

Se ha realizado tres (3) ensayos de granulometría y tres (3) ensayos de resistencia en los diferentes tipos de relaves que se pueden obtener por operación de la mina. Caracterizando el relave cianurado y el relave fino como una arcilla de alta plasticidad (CL) cuyo porcentaje de finos supera el 95% en ambos casos. El relave grueso clasifica como una arena limosa cuyo porcentaje de finos es de 30% aproximadamente.

En lo que respecta a los parámetros de resistencia del suelo, los ensayos de corte directo de tipo CU arrojan como resultado 23° de ángulo de fricción para el relave fino, 25° para el relave grueso y 30° para el relave cianurado, solo en el relave fino se presenta cohesión.

### c) *Caracterización Geotécnica de las Rocas*

Las rocas fueron caracterizadas en los afloramientos con el mapeo geológico local y estaciones geomecánicas, refracción sísmica, sondeos y sísmicos verticales.

El basamento rocoso aflora circundando al área de estudio y está cubierto por depósito fluvio-glaciar de escaza cobertura. Según las velocidades sísmicas de ondas de corte, el basamento rocoso en el fondo del valle se encuentra entre 0.5 y 1.5 m de profundidad. La profundidad del basamento rocoso se confirmó con calicatas realizadas en algunos puntos MASW.

Las unidades litológicas están identificadas como: Unidad 2 (debris flow) y Unidad 3 (andesita)

Se ha inferido como basamento rocoso al material que tiene una velocidad sísmica de ondas de corte mayor a 1,000 m/s. La profundidad del contacto suelo – roca, según estos métodos de exploración indirecta difieren; las profundidades estimadas con las velocidades sísmicas son mayores.

A partir de la caracterización geomecánica del macizo rocoso se ha estimado las siguientes propiedades:

- Tonalita Moderadamente fracturada (Ks-ts/MF): 42° de ángulo de fricción, 5.4 MPa de cohesión y peso de 25 KN/m<sup>3</sup>.
- Tonalita Ligeramente fracturada (Ks-ts/LF): 51° de ángulo de fricción, 15.5 MPa de cohesión y peso de 26 KN/m<sup>3</sup>.
- Andesita Moderadamente fracturada (Ks-vb/MF): 32° de ángulo de fricción, 2.18 MPa de cohesión y peso de 24 KN/m<sup>3</sup>.
- Andesita Ligeramente fracturada (Ks-vb/LF): 41° de ángulo de fricción, 3.75 MPa de cohesión y peso de 24 KN/m<sup>3</sup>.

## 3.10 SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

### 3.10.1 MEDIDAS DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

#### 3.10.1.1 Seguridad, Bienestar e Higiene Minera

La Seguridad, Bienestar e Higiene Minera es un elemento importante del proyecto, el cual se llevará a cabo durante todas las etapas de desarrollo del mismo. Este Plan será desarrollado para proteger a los empleados contra daños y accidentes dentro de su ambiente de trabajo.

Con el objetivo de prevenir la ocurrencia de incidentes, accidentes y enfermedades ocupacionales, promoviendo una cultura de prevención de riesgos laborales en la actividad minera Para ello cuenta con la participación de los trabajadores, empleadores y el Estado, quienes velarán por su promoción, difusión y cumplimiento. (Ministerio de Energía y Minas , 2016)

Por este motivo, la C.M. Ares S.A tiene la responsabilidad y el compromiso de proporcionar un ambiente de trabajo seguro y saludable para sus trabajadores, proporcionando los recursos necesarios para cumplir con este objetivo.

C.M. Ares S.A desarrollará un Programa de Seguridad y Salud Ocupacional, el cual establecerá la visión, misión, objetivos y gestión de la Empresa, implementando e incorporando el Programa de Seguridad y Salud. Los objetivos principales de este programa serán:

- Eliminar prácticas peligrosas (Actos Inseguros), trabajando de una manera segura en todo momento.
- Proteger la salud de los trabajadores de los riesgos resultantes de los agentes nocivos (Condiciones Inseguras).
- Eliminar zonas peligrosas inherentes al trabajo (Condiciones Inseguras).
- Proteger las instalaciones y propiedades, que tienden a garantizar las fuentes de trabajo.

El control y cumplimiento de lo establecido, será supervisado por el Departamento de Seguridad y por los miembros del Comité de Seguridad y Salud Ocupacional. La evaluación de las condiciones de trabajo desde el punto de vista de Seguridad e Higiene será competencia de la Superintendencia General, Gerente de Operaciones y Gerencia General.

### **3.10.1.2 Administración y Organización de Seguridad y Salud Ocupacional**

El proyecto, durante la etapa de construcción, operación y cierre, empleará un máximo aproximado de 490 trabajadores en la etapa de operación del proyecto, entre ingenieros, obreros, etc., a tiempo completo. Por lo tanto, C.M. Ares S.A deberá establecer un programa formal de seguridad para el proyecto el cual deberá ser aprobado por el Comité de Seguridad y Salud Ocupacional.

Este programa será administrado por el Jefe de Seguridad e Higiene Ocupacional, siendo a través del Área de Seguridad la supervisión del programa a las demás áreas del trabajo.

Figura N° 59 Figura de administración del programa de seguridad y salud ocupacional

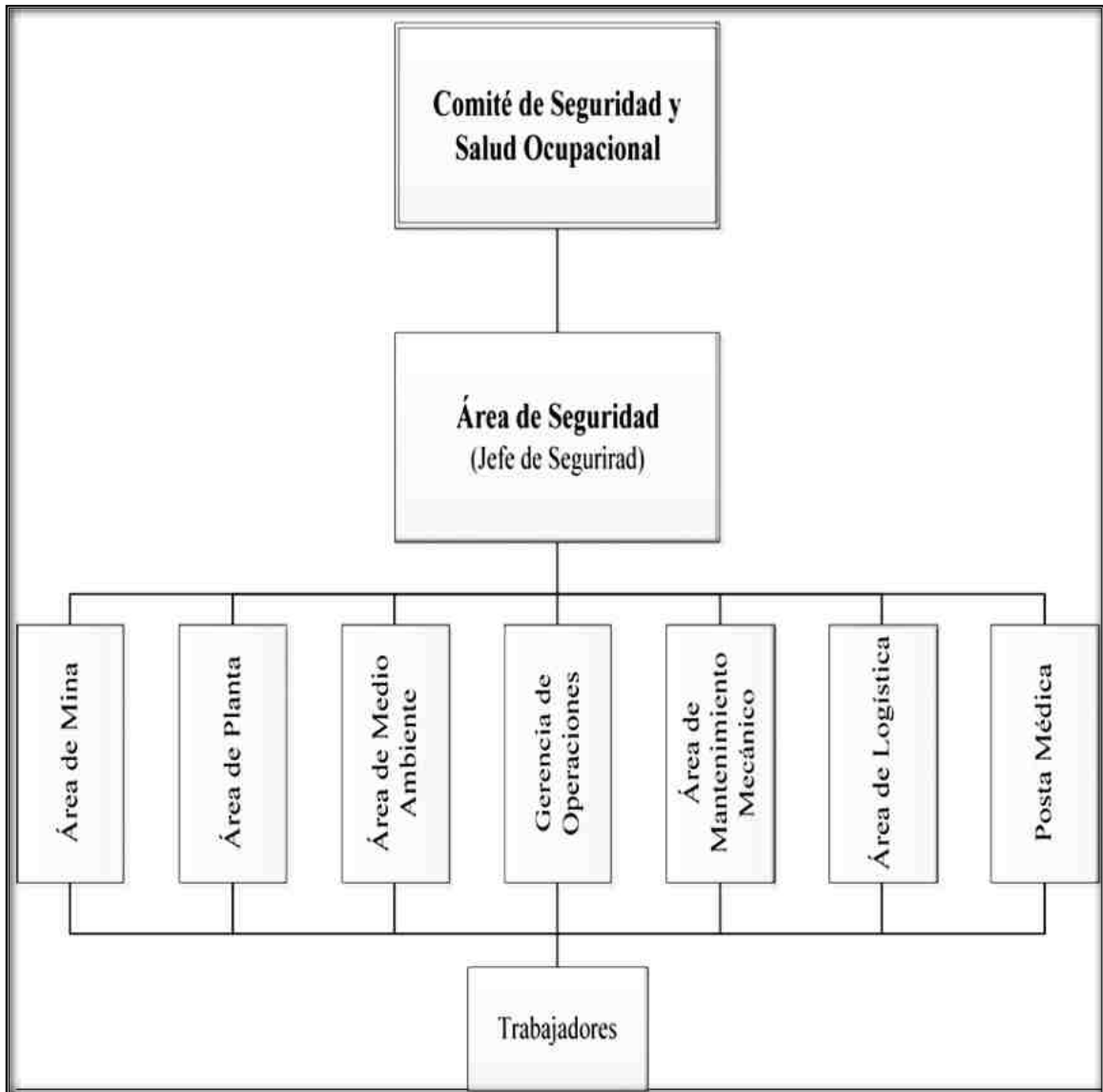


Figura de administración del programa de seguridad y salud ocupacional

### 3.10.1.3 Organización del Comité de Seguridad y Salud Ocupacional

De acuerdo con el Artículo 60° del D.S. N° 024-2016-EM, el Comité de Seguridad y Salud Ocupacional, deberá estar conformado por 12 miembros, que deberá estar integrado por las siguientes personas:

- **EL GERENTE GENERAL**, el cual es responsable de asegurar el cumplimiento de las medidas y procedimientos de Seguridad especificados en la legislación, y las políticas gubernamentales y corporativas.

- **GERENTE DEL PROGRAMA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL**, o Jefe de Seguridad será un profesional colegiado (geólogo o ingeniero de minas) con una experiencia no menor años en minería, 3 años en temas de seguridad y capacitado en temas de seguridad con duración no menor a 240 horas. Será el encargado de administrar y supervisar el desarrollo del programa y deberá cumplir con las funciones estipuladas en el Artículo 63° del D.S. N° 024-2016-EM, así como lo dispuesto en su Anexo 17: Reglamento y Constitución del comité de seguridad y salud ocupacional minera, de dicha norma.

- ✓ Otros Integrantes nominados por el titular minero.
- ✓ Representantes de los trabajadores que no ostenten el cargo de supervisor o realicen labores similares y que el trabajo que realicen sea por cuenta del titular minero o de las empresas contratistas o de las empresas contratistas conexas.

La estructura orgánica del comité será:

- ✓ PRESIDENTE, es uno de los miembros del comité representante del titular minero, elegido por todos los miembros del comité.
- ✓ SECRETARIO EJECUTIVO, es el Gerente del Programa de Seguridad y Salud Ocupacional.
- ✓ VOCALES, los demás miembros.

El presidente es el encargado de convocar, presidir y dirigir las reuniones del comité y facilitar la aplicación y vigencia de los acuerdos de éste, canalizando el apoyo de la dirección de la empresa.

Para que el comité pueda sesionar es requisito mínimo la asistencia de la mitad más uno de sus integrantes.

El Comité debe llevar a cabo reuniones ordinarias en forma mensual (dentro de los 15 primeros días de cada mes) las que se anotaran en el Libro de Actas, los acuerdos, recomendaciones, responsables y plazos de ejecución planteados en ellas. Asimismo, las recomendaciones anotadas son preparadas y remitidas a los responsables y áreas involucradas.

#### **3.10.1.4 Programa Anual de Seguridad y Salud Ocupacional**

C.M. Ares S.A como parte del Sistema de Gestión en seguridad y salud; y en cumplimiento del Artículo 58° del D.S. N° 024-2016-EM, desarrollará un Programa Anual de Seguridad y Salud Ocupacional, el cual será revisado por el Comité de Seguridad y Salud Ocupacional. Una vez que el programa anual haya sido aprobado por el Comité, se tendrá que remitir una copia del Acta de Aprobación a la Dirección General de Minería antes del 31 de diciembre de cada año.

Asimismo, el programa tiene como objetivo asegurar el cumplimiento de la visión de seguridad y salud de la empresa, a fin de que cada persona respete y cumpla sus responsabilidades específicas. El programa presenta el planeamiento, organización, dirección, ejecución y control de las actividades encaminadas a identificar, evaluar, y controlar los riesgos existentes y que pudieran afectar la salud o la integridad física de los trabajadores, daños a la propiedad, interrupción de los procesos productivos o degradación del ambiente de trabajo. Asimismo, contiene metas cuantificables cuyos resultados permitirán apreciar su progreso. Una de estas metas sería la reducción de los índices de frecuencia y severidad.

El Programa Anual de Seguridad e Higiene comprenderá lo siguiente:

- Gestión, liderazgo y administración
- Entrenamiento del liderazgo
- Inspecciones planeadas y mantenimiento
- Análisis y procedimientos de tareas críticas
- Observación de tareas selectivas y críticas
- Preparación para emergencias
- Reglas y permisos de trabajo
- Análisis de accidentes / incidentes
- Investigación de accidentes / incidentes
- Entrenamiento de conocimientos y habilidades
- Equipos de protección personal
- Control de salud e higiene industrial
- Evaluación del sistema
- Ingeniería y administración del cambio
- Comunicaciones personales
- Comunicaciones en grupos
- Promoción general
- Contratación y colocación
- Administración de materiales y servicios
- Manejo defensivo.

### 3.10.1.5 Capacitación

La Unidad Minera Inmaculada implementará programas de capacitación y entrenamiento en seguridad y operaciones, como lo estipula en el Artículo 69° del D.S. N° 024-2016-EM, el programa de capacitación comienza con la preparación del trabajador en el oficio respectivo, la explicación de la operación, la comprobación de lo aprendido y el seguimiento del desempeño del trabajador en la tarea, por el tiempo que la empresa considere necesario.

Dentro de la iniciación de los trabajadores en el oficio minero (trabajadores nuevos o visitantes), las capacitaciones deberán considerar temas como:

- Presentación y explicación del Sistema de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional implementado en la empresa minera.
- Normas Generales de Seguridad, Reglamento Interno de Seguridad y Salud
- Ocupacional Minera y Reglas de Tránsito.
- Primeros Auxilios y ubicación y uso de botiquines y camillas.
- Respuesta a emergencias por sismos, incidentes, riesgos de incendios, ubicación, uso de extintores.
- Forma de utilización del equipo de protección personal, dependiendo del tipo de trabajo y actividad que el trabajador debe de realizar

Para trabajadores que realicen trabajos específicos las capacitaciones consistirán en aprendizaje teórico y práctico (duración no menor a 32 horas) donde se emitirá una constancia de apto para los trabajos, para ello las capacitaciones deberán considerar temas como:

- Explicación de las estadísticas de seguridad del departamento o sección.
- Accidentes y enfermedades ocupacionales del departamento o sección.
- Capacitación teórica/práctica de la tarea específica que realizará el trabajador con la evaluación correspondiente.
- Explicación de los peligros y riesgos existentes en el área a los trabajadores.
- Uso de Equipo de Protección Personal (EPP) apropiado para el tipo de tarea asignada; con explicación de los estándares de uso.
- Conocimiento y uso del Manual de Estándares, Procedimientos Escritos de Trabajo Seguro (PETS).
- Hojas MSDS, trabajos en caliente, áreas confinadas y otros trabajos de alto riesgo.
- Ubicación y uso de implementos contingentes (botiquines, camillas, etc.).



- Cómo reportar incidentes/accidentes de personas, maquinarias o daños de la propiedad de la empresa. Enseñar a diferenciar quién debe actuar en la reparación o retiro.

Cabe resaltar que antes de iniciar los trabajos de deberán realizar reuniones de seguridad (5 minutos) con el objetivo de enfatizar las principales medidas de seguridad propias de cada área.

Los programas de capacitación permanentes, ya sean en forma diaria, semanal, mensual y anual, dan énfasis a la capacitación técnica y a la seguridad, con un enfoque en el desarrollo de habilidades y comportamientos seguros en el lugar de trabajo.

El desarrollo de las capacitaciones será bajo la supervisión del Comité de Seguridad y Salud Ocupacional y el supervisor de cada área.

## CAPITULO IV RESULTADOS

### 4.1 Evaluación Económica Financiera

La evaluación financiera permite determinar los beneficios del proyecto incluido el financiamiento.

Tendrá que demostrarse la rentabilidad económica y financiera de la inversión a través de los indicadores del VAN (Valor actual neto), TIR (Tasa interna de retorno).

Las operaciones en la unidad minera immaculada iniciaron en agosto del año 2015 donde existen reportes de a partir de ese año.

La inversión de la unidad minera comprende US\$ 416 millones

*Tabla N° 62 Datos Estadísticos Clave de la Mina*

	Estimado anuales
Tonelaje (t)	10320000
Ley de Plata (g/t)	145
Ley de Oro (g/t)	4.36
COK	10%
Inversión inicial	\$ 416000000

Fuente: INMACULADA, Datos Estadísticos Clave de la Mina

Tabla N° 63 Ingresos estimados por mineral de oro

Años	precio \$/oz	precio \$/g	Ley de Oro (g/t)	tonelaje (t)	ingresos \$
2015	1370	44.05144695	4.36	10320000	1982103666
2016	1370	44.05144695	4.36	10320000	1982103666
2017	1370	44.05144695	4.36	10320000	1982103666
2018	1370	44.05144695	4.36	10320000	1982103666
2019	1370	44.05144695	4.36	10320000	1982103666
2020	1370	44.05144695	4.36	10320000	1982103666
2021	1370	44.05144695	4.36	10320000	1982103666
2022	1370	44.05144695	4.36	10320000	1982103666

Fuente: INMACULADA, Datos Estadísticos Clave de la Mina

Tabla N° 64 Ingresos estimados por mineral de plata

Años	precio \$/oz	precio \$/g	Ley de Plata (g/t)	tonelaje (t)	ingresos \$
2015	15.95	0.512861736	145	10320000	767446302.3
2016	15.95	0.512861736	145	10320000	767446302.3
2017	15.95	0.512861736	145	10320000	767446302.3
2018	15.95	0.512861736	145	10320000	767446302.3
2019	15.95	0.512861736	145	10320000	767446302.3
2020	15.95	0.512861736	145	10320000	767446302.3
2021	15.95	0.512861736	145	10320000	767446302.3
2022	15.95	0.512861736	145	10320000	767446302.3

Fuente: INMACULADA, Datos Estadísticos Clave de la Mina

Tabla N° 65 Flujo de ingresos y egresos

flujo de ingresos		flujo de egresos	
Años	ingresos \$	Años	egresos \$
2015	916516655.9	2015	183303331.2
2016	916516655.9	2016	183303331.2
2017	916516655.9	2017	183303331.2
2018	916516655.9	2018	183303331.2
2019	916516655.9	2019	183303331.2
2020	916516655.9	2020	183303331.2
2021	916516655.9	2021	183303331.2
2022	916516655.9	2022	183303331.2

Fuente: INMACULADA, Datos Estadísticos Clave de la Mina

Tabla N° 66 Flujo efectivo neto

Años	Valor \$
Inversión	-416000000.0
2015	733213324.8
2016	733213324.8
2017	733213324.8
2018	733213324.8
2019	733213324.8
2020	733213324.8
2021	733213324.8
2022	733213324.8

Fuente: INMACULADA, Datos Estadísticos Clave de la Mina

#### 4.1.1 Valor Actual Neto (VAN)

El Valor Actual Neto (VAN) es un criterio de inversión que consiste en actualizar los cobros y pagos de un proyecto o inversión para conocer cuánto se va a ganar o perder con esa inversión.

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1+k)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1+k)} + \frac{F_2}{(1+k)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+k)^n}$$

$$VAN = -416000000 + \frac{733213324.8}{(1+0.10)} + \frac{733213324.8}{((1+0.10))^2} + \frac{733213324.8}{((1+0.10))^3} \dots \frac{733213324.8}{((1+0.10))^8}$$

$$VAN = 3,495,638,974.91$$

#### 4.1.2 Tasa Interés de Retorno (TIR)

La Tasa Interna de Retorno (TIR) es la tasa de interés o rentabilidad que ofrece una inversión. Es decir, es el porcentaje de beneficio o pérdida que tendrá una inversión para las cantidades que no se han retirado del proyecto.

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1+TIR)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1+TIR)} + \frac{F_2}{(1+TIR)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+TIR)^n} = 0$$

$F_t$  son los flujos de dinero en cada periodo  $t$

$I_0$  es la inversión realiza en el momento inicial ( $t = 0$ )

$n$  es el número de periodos de tiempo

$$0 = -416000000 + \frac{733213324.8}{(1+TIR)} + \frac{733213324.8}{((1+TIR))^2} + \frac{733213324.8}{((1+TIR))^3} \dots \frac{733213324.8}{((1+TIR))^8}$$

$$TIR = 176\%$$

## 4.2 Descripción de la Experimentación

Realizando una estimación de reservas y conociendo las formas de mineralización, nos permite la elaboración del Planeamiento de minado para su adecuada distribución de componentes, equipos a utilizar y posterior justificación de producción Mina.

## 4.3 Métodos, Técnica e Instrumentos de Recolección de Datos

### 4.3.1 Recopilación de Información

Consistió en la obtención de la información teórica necesaria para poder desarrollar la investigación adecuadamente y con las metodologías correctas.

### 4.3.2 Obtención de Información de campo

Se realizó la recolección de datos de campo necesarios para completar la investigación.

### 4.3.3 Trabajo de Gabinete

Se procesó y analizo toda la información recopilada y se procedió a realizar las estimaciones y los modelamientos

### 4.3.4 Interpretación de los Resultados

Se realizó con herramientas estadísticas cuantitativas y cualitativas,

### 4.3.5 Análisis y Propuestas de Mejoras

Aquí se analiza todos los resultados obtenidos y se plantea mejorar

## 4.4 Procesamiento y Análisis de Datos

Con la información recogida utilizaron modelos matemáticos para la realización del plan de minado, roscience en la estabilidad y diseño de labores mineras, minesight en el modelamiento de zonas mineralizadas. Ventsim en la simulación de sistemas de ventilación de mina.

#### 4.5 Comparativo.

Es tener en cuenta sobre un trabajo estimado y lo obtenido durante la ejecución del plan, es decir planeado VS real

##### 4.5.1 Reconciliación

- **Reconciliación del Plan de Minado**

Es importante realizar la reconciliación, para de esta manera saber en qué porcentaje se cumplirá el plan, respecto a lo programado.

- **Reconciliación de los Frentes de Minado**

Es necesario realizar una reconciliación de los frentes de minado en función a la geometría de minado por frente de producción, para esto se genera un porcentaje total de cumplimiento respecto al total planeado.

- **Prueba de Hipótesis**

Mediante la prueba de hipótesis se ha comprobado la veracidad de las hipótesis planteadas en el proyecto de investigación, donde la información recogida concuerda con el planeamiento propuesto, por lo que es congruente con la información

## **CAPITULO V**

### **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

#### **5.1 Conclusiones**

- Con la aprobación del plan de minado se podrá realizar operaciones mineras en la unidad minera.
- Un buen plan de minado garantiza un óptimo desarrollo de la mina, considerando que las fases de minado deben ser las más adecuadas.
- El método de minado más principal es el de corte y relleno ascendente; debido principalmente, a que se tiene una mayor selectividad, aspecto fundamental dada la potencia de las vetas en mina.
- El método de explotación de tajeo por subniveles es también utilizado por que nos da mayores volúmenes de producción de esta manera se produce mayores tonelajes,
- Las consideraciones geométricas, del yacimiento están principalmente ligadas a su tamaño, a las consideraciones geomecánicas, tamaño de equipos, etc, sin embargo, en operaciones grandes, serán estandarizadas, en función a las dimensiones de las labores subterráneas, y empleo de equipos de la misma capacidad y también con los equipos de perforación; sin embargo, la variabilidad se da en yacimientos medianos o pequeños.

- El trabajo que realizan los ingenieros de minas ha cambiado significativamente durante la última década debido a factores como el alcance de la tecnología computacional, globalización, entre otros, por lo tanto en el desarrollo de la tesis se ha recurrido a diferentes fuentes de información como los datos de la misma compañía.
- Las técnicas informáticas aplicadas dan solución a una amplia variedad de problemas operativos de planificación en la ingeniería de minas. Por lo tanto, constituye un área indispensable en la programación de la producción minera.
- Dentro de las variables involucradas en el negocio minero y planes de minado (precio del metal, costo de producción y costo de inversión) el que toma un papel protagónico dependiendo del contexto externo es el precio del metal involucrado, logrando obtener mayores márgenes de ganancia en contextos favorables. Por otra parte el rol que desempeñan las variables costo de producción y costo de inversión son internas dentro del negocio minero, pudiendo ser controlado el efecto respectivo. Siendo la más importante, el costo de producción.
- El diseño de un sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional permite realizar operaciones controlando los peligros de las diferentes actividades relacionadas a la actividad minera, de esta manera también cumpliendo con el reglamento de seguridad y salud ocupacional 024-2016 y su modificatoria 023-2017.

## 5.2 Recomendaciones.

- Es importante dar a conocer los trabajos proyectados por parte de planeamiento mina hacia las otras áreas involucradas. Para que de esta forma se pueda cumplir con los objetivos trazados en metas y presupuestos.
- Todo el equipo de planeamiento debe tener conocimiento del “software Aplicado” porque ayuda al ingeniero de planeamiento a determinar el plan táctico, para el logro de metas estratégicas.
- Es recomendable seguir los trabajos programados de acuerdo al plan diseñado.
- Es importante actualizar los planes de minado, de acuerdo a los avances físicos y a los planes diarios, semanales, mensuales, etc. Para poder tener una información al día de las operaciones y avances.



## REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Annels, A. E. (2012). *Mineral deposit evaluatio: A practical approach*. Springer Science & Business Media.
- Ash, R. L. (1963). *The Mechanics of rock Breakage* . Pit and Quarry.
- Associates, G. (2010). *Scoping Study for Tailings and Water Supply* . Lima : Golder .
- bautista Condori, J. (2017). *Diseño y Planeamiento de Minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata - Proyecto Pablo - Compañía Minera Ares SAC*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Beniwaski. (1989). *Clasificación Geomecánica*.
- Geoestadística. (01 de Enero de 2017). *Geoestadística*. Obtenido de <http://www.geoestadistica.com>
- International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering. (01 de JULIO de 2010). *ISRM*. Obtenido de ISRM: WWW.ISRM.NET
- Llanque Maquera , O. E. (1999). *Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos*. Puno: Peru Offset Editores .
- Ministerio de Energía y Minas . (2016). *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería*. Lima : EL Peruano.
- Ministerio de Energía y Minas. (1992). Ley General de Minería. *El Peruano*.
- Ministrerio de Energía y Minas. (28 de julio de 2016). Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. *El Peruano*, pág. Artículo 7.
- Pfafstetter Ramirez, A., Castillo, J., & & Gonzalez, J. (2011). *Delimitación, codificación de las cuencas hidrográficas*. Brasilia: XV Simposio Brasileiro.
- Quispe Aguilar, A. (2013). *Plan de Minado aplicado en la Corporación Minera Ananea SA*. Lima : Universidad Nacional de Ingeniería.
- Tumialan De la Cruz , P. H. (2003). *Compendio de Yacimientos minerales del Perú*. Lima: INGEMMET.

## GLOSARIO DE TERMINOS

- a) **Recurso:** una concentración de material sólido, líquido o gaseoso de origen natural en o sobre la corteza terrestre en tal forma y cantidad que la extracción económica de un producto de la concentración sea actualmente o potencialmente factible.
- b) **Reserva:** una reserva es aquella parte del recurso que cumple los criterios físicos y químicos mínimos relacionados con las prácticas de minería y producción especificadas, incluyendo las de grado, calidad, grosor y profundidad; y puede ser razonablemente asumido como extraído y producido económicamente y legalmente en el momento de la determinación.
- c) **Capex:** es la abreviatura de la expresión Inglés Capital Expenditure (en español, capex o gastos de capital) y es la cantidad de dinero gastado en la adquisición (o mejora) de los bienes de capital de una empresa en particular.
- d) **Opex:** se refiere a los costos asociados con el mantenimiento de equipos y gastos de consumibles y otros gastos de funcionamiento necesarios para la producción y el funcionamiento del negocio o del sistema.
- e) **Dilución de Mina:** Se define comúnmente como dilución a la mezcla de mineral con estéril
- f) **Recuperación de Mina:** La comprensión de la distribución de ley y la optimización de selectividad minera mediante el control de ley es esencial para lograr el plan minero.

## ANEXO 1

*FIGURA N° 60 NV-4540*

*FIGURA N° 61 NV-4400*

*FIGURA N° 62 NV-4300*

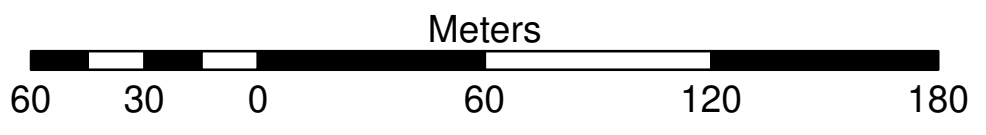
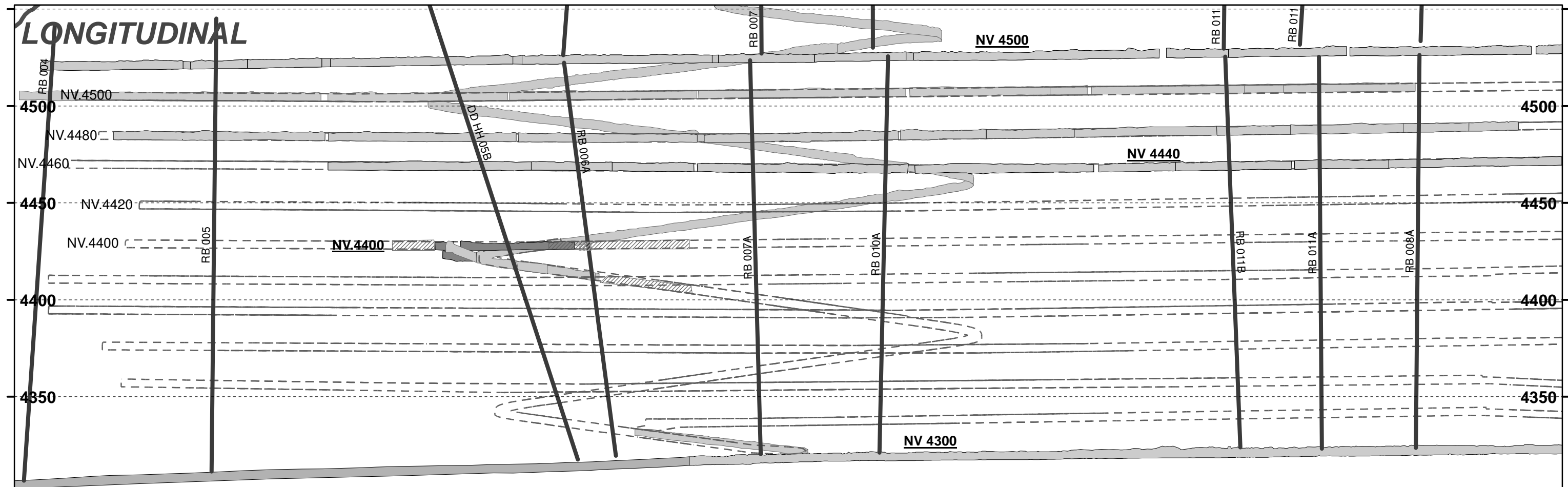
*FIGURA N° 63 GEOLOGIA LOCAL*

*FIGURA N° 64 GEOLOGIA REGIONAL*

*FIGURA N° 65 DISEÑO DE DESMONTERA*



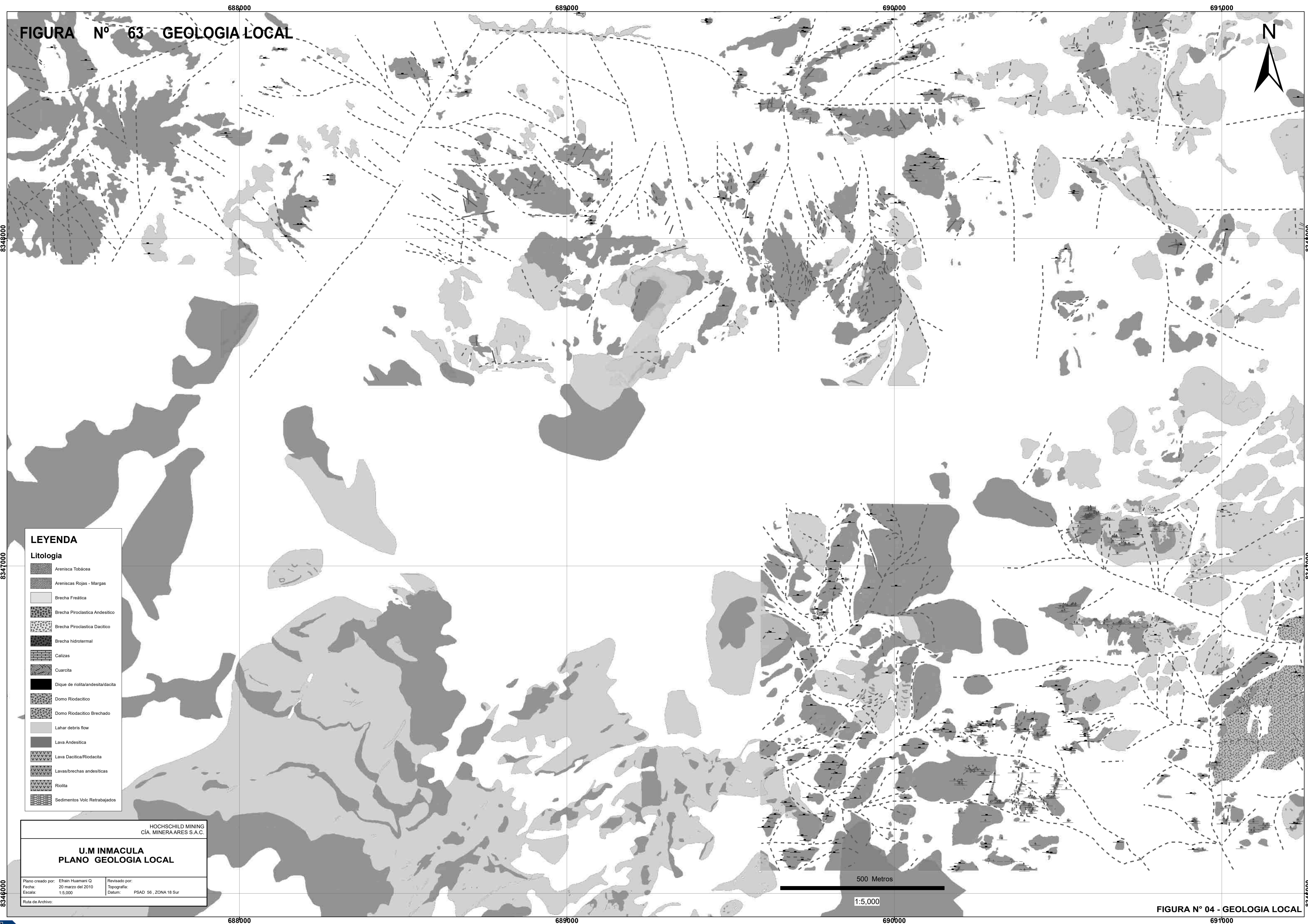
FIGURA N° 61 NV-4400



<b>MINERA ARES - UNIDAD OPERATIVA INMACULADA</b> AREA DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA		Scale: 1:2,000 Fecha: 30/08/2015 N° Plano: 01
DISEÑO: R. VEGAS REVISADO: J. LUNA APROBADO: A. LAZARO	<b>PLANO EN PLANTA Y LONGITUDINAL</b> <b>Nv 4400</b> <b>VETA ANGELA</b>	







**LEYENDA**

**Litología**

- Arenisca Tobácea
- Areniscas Rojas - Margas
- Brecha Freática
- Brecha Piroclástica Andesítico
- Brecha Piroclástica Dacítico
- Brecha hidrotermal
- Calizas
- Cuarzita
- Dique de riolita/andesita/dacita
- Domo Riodacítico
- Domo Riodacítico Brechado
- Lahar debris flow
- Lava Andesítica
- Lava Dacítica/Riodacita
- Lavas/brechas andesíticas
- Riolita
- Sedimentos Volc Retrabajados

HOCHSCHILD MINING  
CÍA. MINERAARES S.A.C.

**U.M INMACULA  
PLANO GEOLOGIA LOCAL**

Plano creado por: Efraim Huamani Q	Revisado por:
Fecha: 20 marzo del 2010	Topografía:
Escala: 1:5,000	Datum: PSAD 56, ZONA 18 Sur
Ruta de Archivo:	

500 Metros  
1:5,000

684000

685000

686000

687000

688000

689000

690000

691000

FIGURA N° 64 GEOLOGIA REGIONAL

8349000

8348000

8347000

8346000

8345000

8344000

8349000

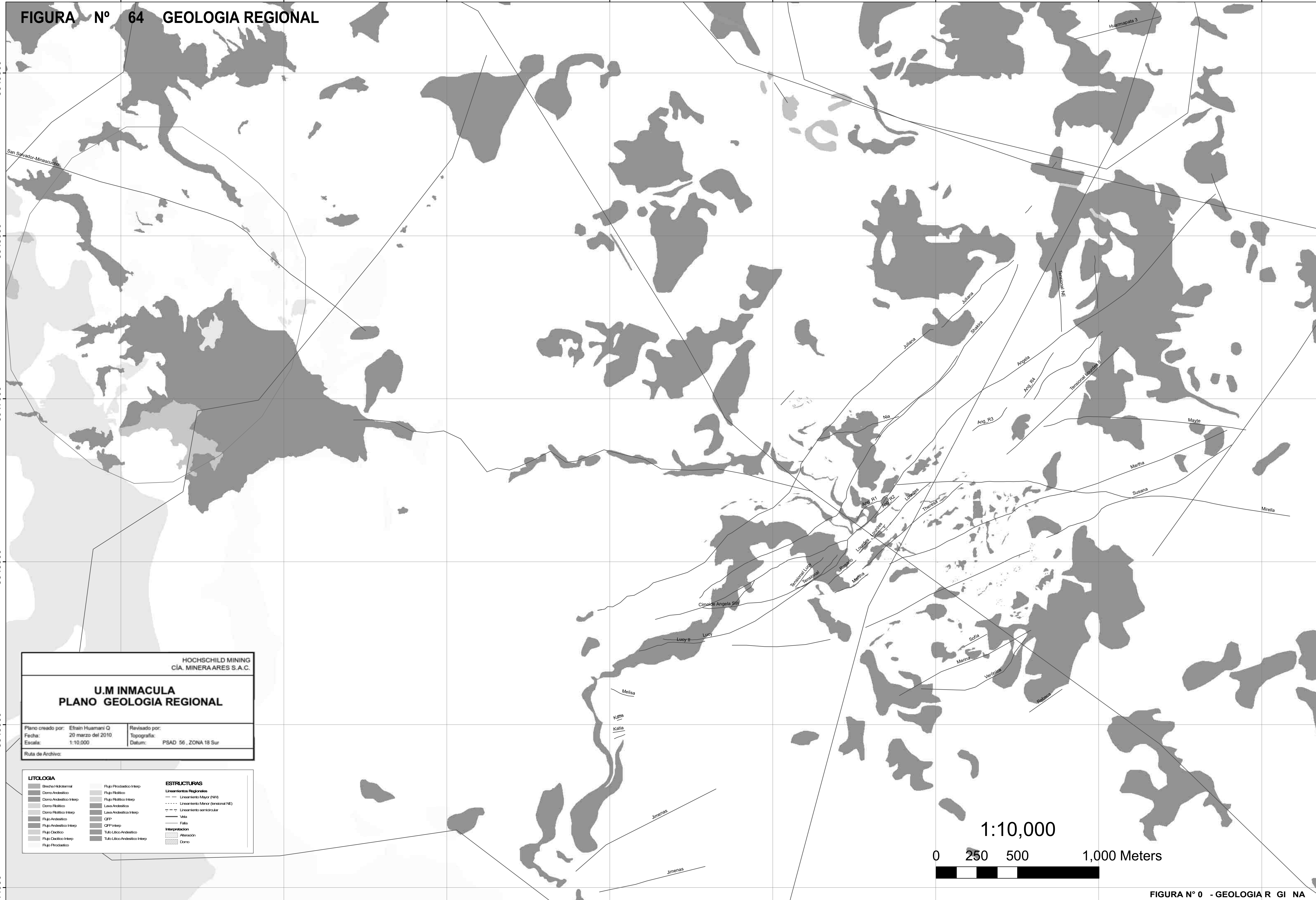
8348000

8347000

8346000

8345000

8344000



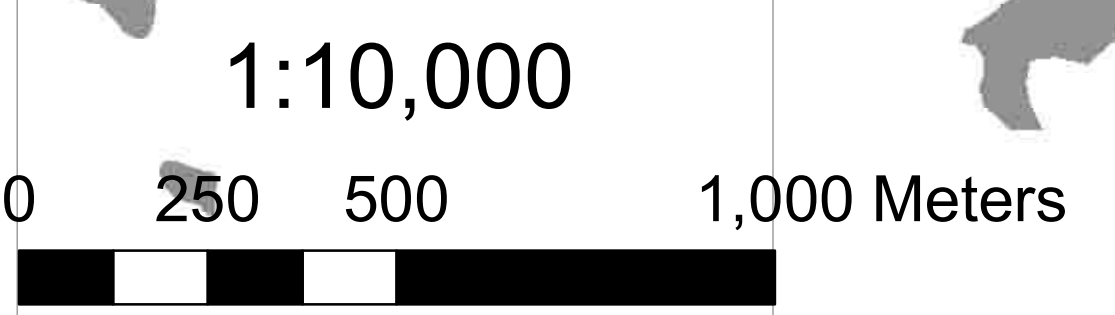
HOCHSCHILD MINING  
C.I.A. MINERA ARES S.A.C.

**U.M INMACULA  
PLANO GEOLOGIA REGIONAL**

Plano creado por: Efraín Huamani Q      Revisado por:  
Fecha: 20 marzo del 2010      Topografía:  
Escala: 1:10,000      Datum: PSAD 56, ZONA 18 Sur

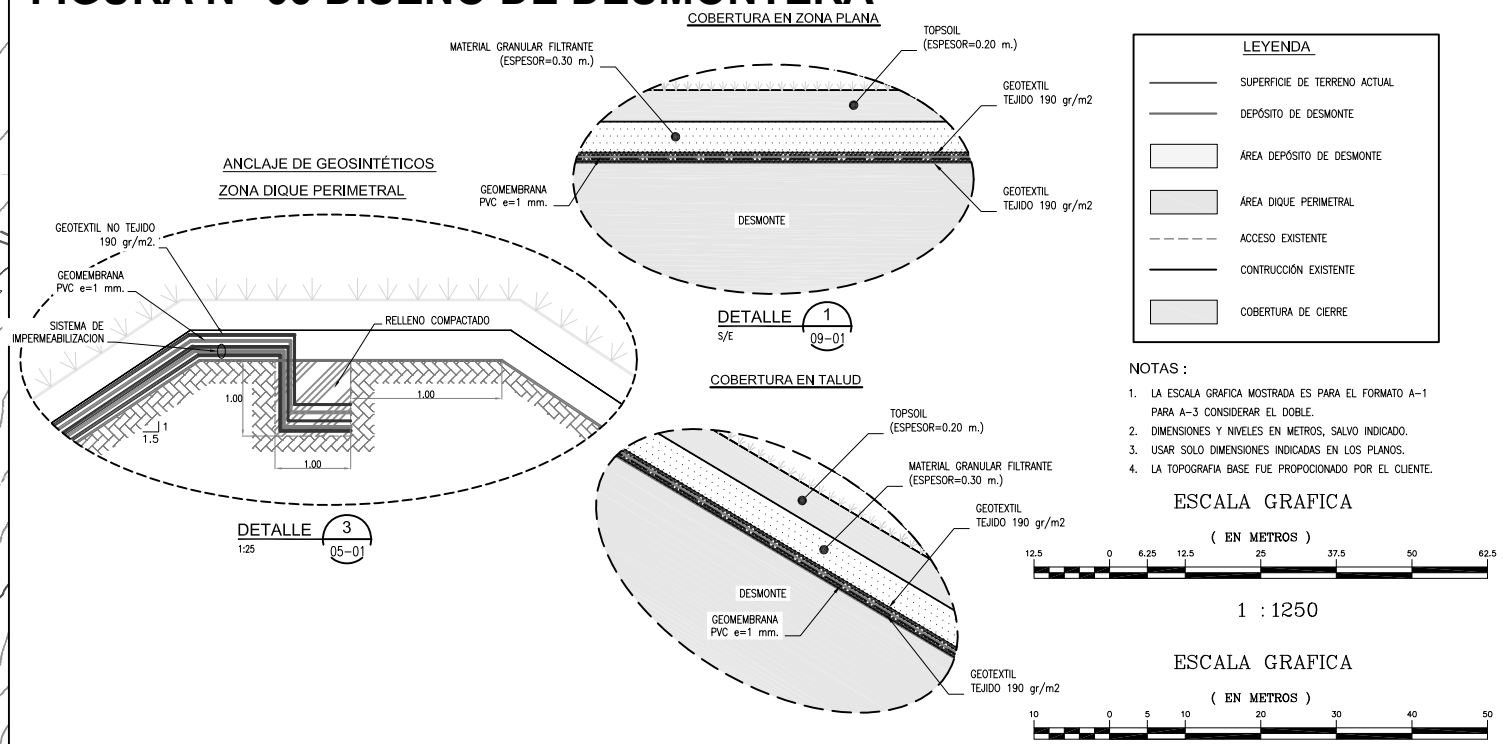
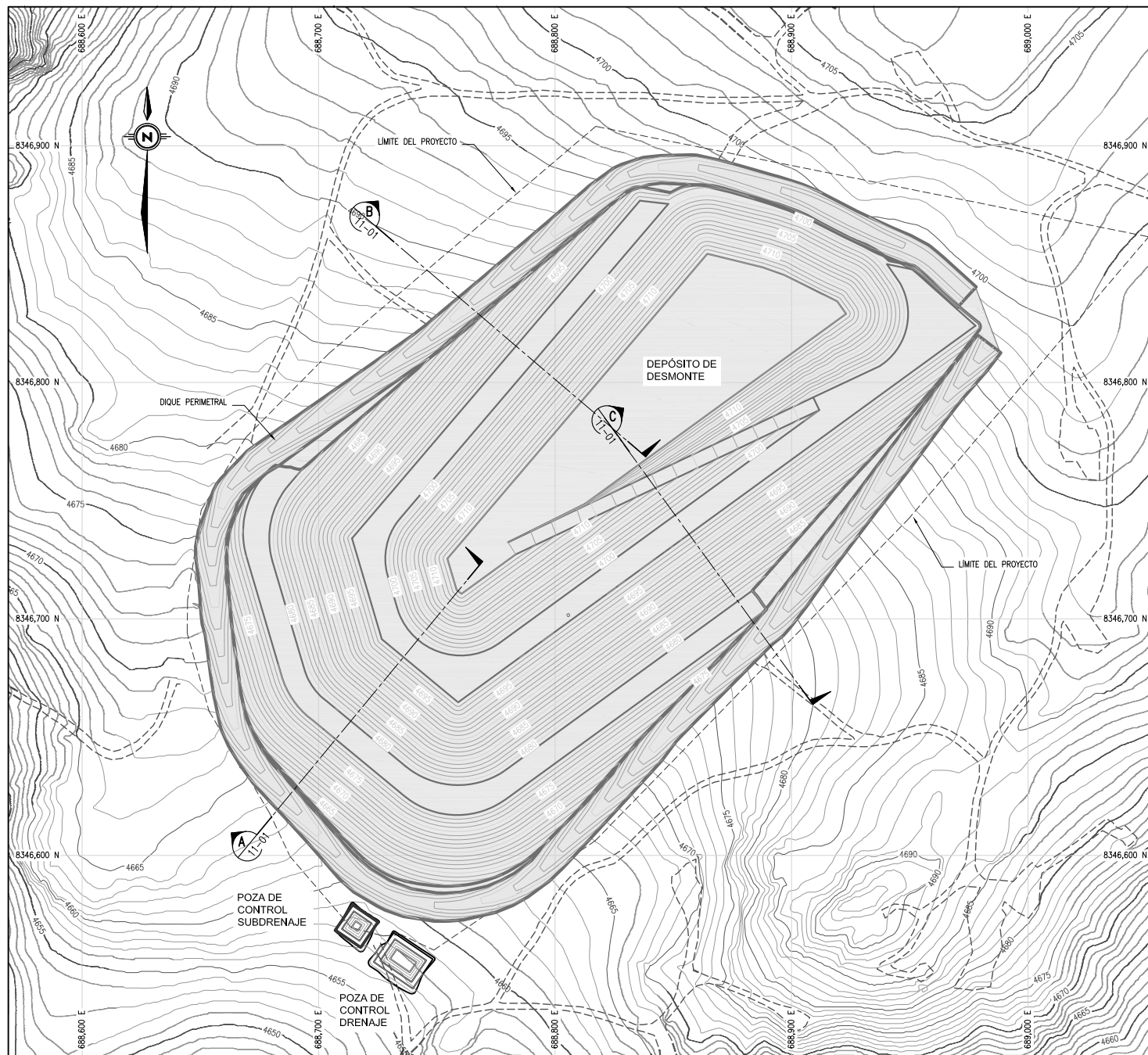
Ruta de Archivo:

LITOLOGIA		ESTRUCTURAS
[Symbol]	Brecha Hidrotérmica	Lineamientos Regionales
[Symbol]	Domo Andésico	--- Lineamiento Mayor (NW)
[Symbol]	Domo Andésico Interp.	--- Lineamiento Menor (omisión NE)
[Symbol]	Flujo Flúvico	--- Lineamiento sinicircular
[Symbol]	Flujo Flúvico Interp.	--- Veta
[Symbol]	Lava Andésica	--- Falla
[Symbol]	Lava Andésica Interp.	[Symbol] Alteración
[Symbol]	CFP	[Symbol] Domo
[Symbol]	CFP Interp.	
[Symbol]	Tufo Lúlico-Andésico	
[Symbol]	Tufo Lúlico-Andésico Interp.	
[Symbol]	Flujo Dóctico	
[Symbol]	Flujo Dóctico Interp.	
[Symbol]	Flujo Proclástico	



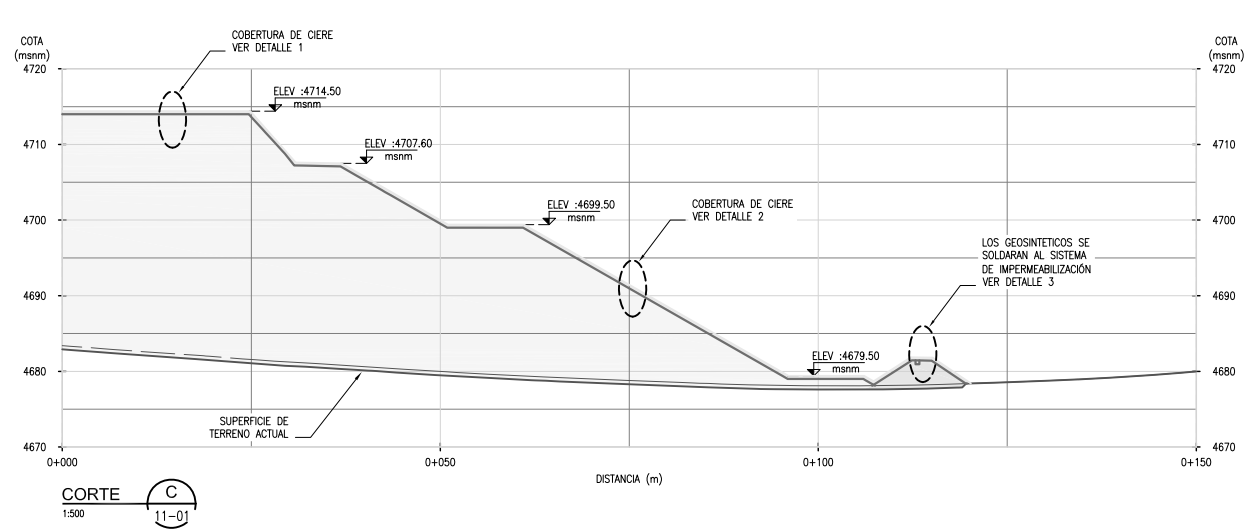
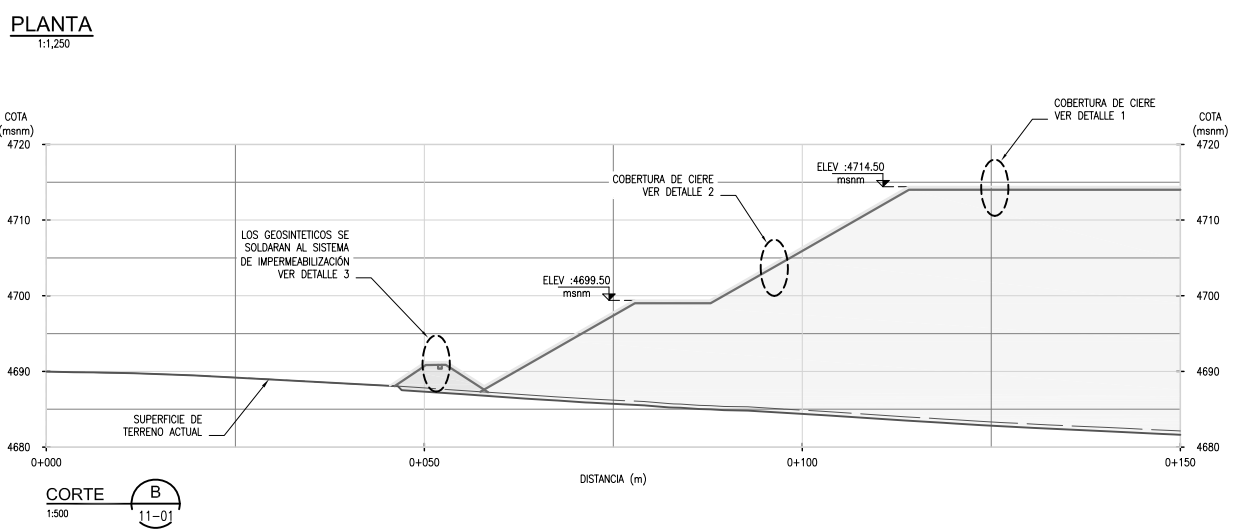
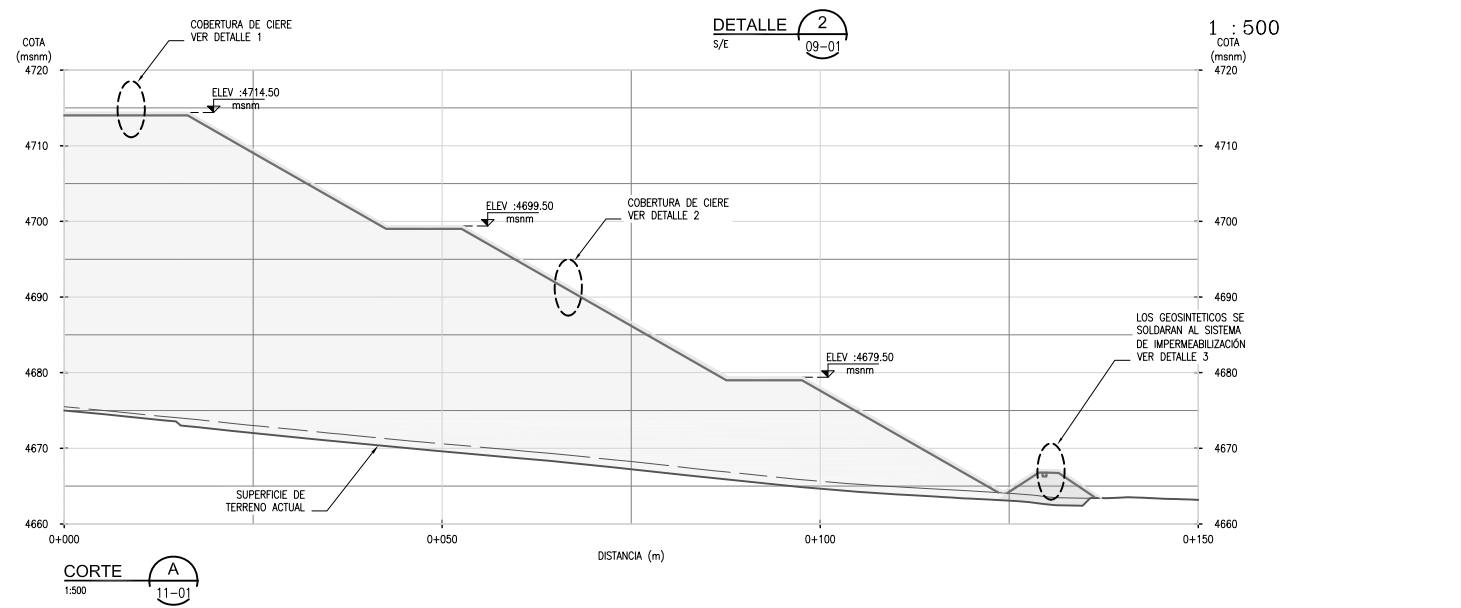
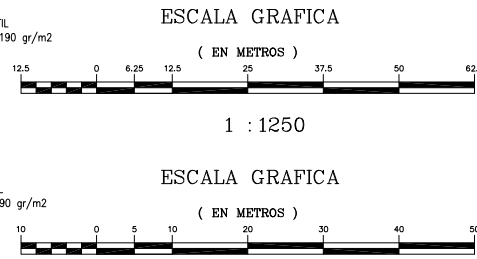


# FIGURA N° 65 DISEÑO DE DESMONTERA



LEYENDA	
(Solid line)	SUPERFICIE DE TERRENO ACTUAL
(Dashed line)	DEPÓSITO DE DESMONTE
(Light gray fill)	ÁREA DEPÓSITO DE DESMONTE
(Dark gray fill)	ÁREA DIQUE PERIMETRAL
(Dotted line)	ACCESO EXISTENTE
(Thick solid line)	CONSTRUCCIÓN EXISTENTE
(Dark gray fill)	COBERTURA DE CIERRE

- NOTAS:
- LA ESCALA GRAFICA MOSTRADA ES PARA EL FORMATO A-1 PARA A-3 CONSIDERAR EL DOBLE.
  - DIMENSIONES Y NIVELES EN METROS, SALVO INDICADO.
  - USAR SOLO DIMENSIONES INDICADAS EN LOS PLANOS.
  - LA TOPOGRAFIA BASE FUE PROPORCIONADO POR EL CLIENTE.



CUADRO DE METRADO	
ESTRUCTURA	METRADO
TOP SOIL	14,440 m3.
MATERIAL GRANULAR	21,660 m3
GEOMEMBRANA	67,240 m2
GEOTEXTIL	134,480 m2

NO.	DESCRIPCION	FECHA	REVISADO	APROBADO	REVISION DEL DISEÑO
9					
8					
7					
6					
5					
4					
3					
2					
1					
04					



**svs ingenieros**  
empresa del Grupo SRK

SVS Ingenieros  
Ormaiztegui del Solar 875  
Lima 18, Perú  
T: +511 241 4077  
F: +511 446 5882  
E: svsl@svs.com.pe  
www.svsingenieros.com

PROYECTO: ESTUDIO Y DISEÑO DE DEPÓSITO DE DESMONTE DE ROCA DE MINA

PLANO: PLAN DE CIERRE  
PLANTA - CORTE - DETALLE

PROYECTO N°: 1-M-437-013  
PLANO N°: 11-01



Proyecto 2012/1-M-437-013 Desmonte Rocas (80) Informes (80) Informes de Detalle (ANEXOS) 7 - ANEXOS\11 Plan de Cierre\11437013-11-01.dwg