

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA**



**“EVALUACION ECONÓMICA DE LOS CUERPOS RUBI,  
VERONICA, ALISSON PARA DETERMINAR EL MÉTODO DE  
EXPLOTACION MINA UCHUCHACUA”**

**INFORME DE SUFICIENCIA**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:  
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:  
ALDO GROVER PALOMINO TINOCO**

**ASESOR:  
Ing. ELVIS WILLIAM VALENCIA CHAVEZ**

**LIMA - PERÚ  
2014**

### **DEDICATORIA**

A Dios por darme las fuerzas para seguir adelante, por enseñarme a encarar siempre las adversidades y no desfallecer en el intento, a las personas que hacen posible que siga logrando mis sueños, de manera especial a mi papito Marino, que desde el cielo es el ángel que vela por la familia, a mi mamita Carlota, gracias por tu fuerza y tu inmenso sacrificio que siempre haces por tus hijos, a ustedes y por ustedes es que seguimos avanzando, finalmente no quiero dejar de mencionar a mi querida UNI que fue mi segundo hogar, a ustedes por siempre mi corazón.

## **RESUMEN**

El presente informe de suficiencia consta de cinco capítulos, en el capítulo I se hablara sobre los antecedentes, historia y generalidades, capítulo II se hablara sobre la estratigrafía y geología estructural del yacimiento, capítulo III trata sobre la geología local y mineralización de las tres zonas del yacimiento, capítulo IV trata sobre el estudio geomecanico que nos permita el minado continua y seguro de los cuerpos, capítulo V trata sobre el inventario de minerales, cubicación, estimación, evaluación económica y elección del método de minado, estos cinco capítulos confluyen en el único objetivo que es, determinar el método de minado más apropiado para los cuerpos Alisson (Veta Alisson), Verónica (Veta Verónica) y Rubí (Veta Rubí), en base a la evaluación económica de los blocks cubicados por el área de geología, que generen el mayor beneficio económico a la empresa, para ello se tomarán en cuenta los siguientes aspectos, geología de los cuerpos, las condiciones Geomecánicas que nos permitan comprender el campo de esfuerzos, identificar sus orígenes y las condiciones que generen la probabilidad de ocurrencia de estallidos de rocas y/o la forma como puede fallar el macizo rocoso, como enfrentarlos y que método de sostenimiento sería recomendable utilizar; para prevenir accidentes por caída de rocas así como no perturbar el ciclo de minado, y los recursos con que se cuenta para que esto sea viable en las actuales condiciones, cabe resaltar que los métodos de minado con que se trabaja actualmente en la Mina Carmen Unidad Uchuchacua es el corte y relleno ascendente con rampa, corte y relleno ascendente con Scoop cautivo, así que nuestro marco de estudio estarán enmarcados en los métodos de minado ya mencionados.

## ABSTRACT

The present sufficiency report is evident of five chapters, in the chapter I talk to him on the background, tell the story of and generalities, chapter II talk to him on her estratigrafía and the deposit's structural geology, chapter III tries on the local geology and mineralization of the deposit's three zones, chapter IV treats on the study geomecanico that he allow us to nonstop mining and insurance of the bodies, chapter V tries on the minerals inventory, cubage, esteem, economic evaluation and the mining method's election, these five chapters ebb into the one objective and only that he is, determining the further- mining method once was adapted in order to the bodies Alisson ( Veta Alisson ), Verónica ( Veta Verónica ) and Rubí ( Veta Ruby ), on the basis of the economic evaluation of the cubed blocks for the geology area, than generate the beneficial principal the following will take into account itself economic to the company, in order to it aspects, the bodies's geology, the conditions Geomecánicas that they permit understanding the labors domain to us, identifying his origins and the conditions that they generate the witty remark probability of explosions of rocks and/or the form as he can miss the rocky massif, I have a meal to confront them and utilizing would be commendable than support method; to prevent accidents for fall of rocks as well as disturbing the mining cycle, and the resources that one counts with in order that this be viable in the present-day conditions, he fits in to project out than the mining methods that Carmen Unit Uchuchacua works himself with at present in the mine he is the cut and ascending filling with ramp, cut and ascending filling with captive Scoop, well then our study frame they will be framed in the mining methods aforementioned.

## INDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN .....	15
<b>CAPITULO I</b> .....	16
<b>ANTECEDENTES</b> .....	16
<b>1.1 HISTORIA DE LA UNIDAD ECONÓMICA ACTIVA UCHUCCHACUA.</b> .....	16
<b>1.1.1 Datos Históricos de Producción.</b> .....	17
<b>1.1.2 Datos históricos de reservas.</b> .....	18
<b>1.2 OBJETIVOS</b> .....	18
<b>1.3 UBICACION Y ACCESIBILIDAD</b> .....	19
<b>1.4 CLIMA Y VEGETACION</b> .....	21
<b>CAPÍTULO II</b> .....	22
<b>GEOLOGIA REGIONAL</b> .....	22
<b>2.1 ESTRATIGRAFIA</b> .....	22
<b>2.1.1 Grupo Goyllarisquizga</b> .....	22
<b>2.1.2 Grupo Machay</b> .....	23
<b>2.1.4 Intrusivos</b> .....	26
<b>2.1.5 Cuaternario</b> .....	26
<b>2.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL</b> .....	29
<b>2.2.1 Pliegues</b> .....	29
<b>2.2.2 Sobreescurremientos.</b> .....	29
<b>2.2.3 Fallas y Fracturamientos.</b> .....	30
<b>2.2.4 Fracturamiento secundario</b> .....	32
<b>CAPÍTULO III</b> .....	34
<b>GEOLOGIA LOCAL UNIDAD ECONOMICA ACTIVA UCHUCCHACUA</b> .....	34
<b>3.1 GEOLOGIA LOCAL</b> .....	34
<b>3.1.1 Alteración Hidrotermal</b> .....	35
<b>3.1.2 Paragenesis y Zoneamiento</b> .....	35
<b>3.2 MINERALIZACION</b> .....	37

3.2.1	Procesos de Mineralización .....	37
3.2.2	Tipos de Mineralización .....	38
3.2.3	Guías de Mineralización .....	42
3.3	MINA CARMEN.....	43
3.4	MINA SOCORRO .....	48
3.5	MINA HUANTAJALLA .....	51
	CAPITULO IV .....	54
	ESTUDIO GEOMECANICO .....	54
4.1	DESCRIPCIÓN DEL GRAFICO MÚLTIPLE PARA LA ESTIMACIÓN PRELIMINAR DEL COMPORTAMIENTO DEL MACIZO ROCOSO EN UNA EXCAVACIÓN SUBTERRÁNEA .....	54
4.2	DESCRIPCIÓN DEL GRAFICO MÚLTIPLE: .....	55
4.2.1	Sector I: Caracterización del macizo rocoso (Volumen de bloque + condición de discontinuidades). Ver figura 4.2 .....	55
4.2.2	Sector II: Resistencia del macizo rocoso (Resistencia de la roca intacta + Caracterización del macizo rocoso). Ver figura 4.3.....	55
4.2.3	Sector III: Índice de Competencia (Resistencia del macizo rocoso + Condición tensional in-situ). Ver figura 4.6.....	55
4.2.4	Sector IV: Comportamiento de la excavación (Índice de competencia + Condición de auto-soporte). Ver figura 4.7.....	55
4.3	CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA.....	65
4.4	APLICACIÓN DE LA INFORMACIÓN BÁSICA .....	68
4.5	CONTROL DE CALIDAD DEL SOSTENIMIENTO .....	69
4.6	RESISTENCIA DE LA ROCA .....	71
4.6.1	Resistencia de la roca intacta .....	71
4.6.2	Con Martillo Schmidt .....	71
4.6.3	Calculo de la Resistencia Compresiva Uniaxial a partir del martillo de Schmidt Rampa 626-1 - Mina Socorro .....	74
4.7	CONDICIONES DEL AGUA SUBTERRÁNEA .....	80
4.8	ESTADO TENSIONAL EN EL YACIMIENTO UCHUCCHACUA. TENSIONES GRAVITACIONALES. ....	80
4.8.1	Tensiones tectónicas .....	82
4.8.2	Las tensiones residuales .....	82
4.8.3	Tensiones secundarias o tensiones inducidas .....	83

4.8.4	Tensiones inducidas en la explotación minera.....	83
4.8.5	Esfuerzos in-situ .....	83
4.9	SOSTENIMIENTO .....	85
4.9.1	Labores permanentes.....	85
4.9.2	Labores temporales .....	86
4.10	EVALUACIÓN Y CONTROL DE RIESGO SÍSMICO .....	87
4.10.1	Eventos Históricos.....	87
4.10.2	Acontecimientos sísmicos asociados a Tajos en producción en Uchucchacua .....	90
4.10.3	Estallido de tensión .....	90
4.10.4	Estallido de pilar .....	91
4.10.5	Estallido de un frente .....	91
4.10.6	Acontecimientos sísmicos asociados a discontinuidades geológicas	91
4.10.7	Resbalón de Falla .....	92
4.10.8	Rotura de Corte.....	92
4.10.9	Medidas de control implementadas.....	93
4.11	DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE DE LAS EXCAVACIONES .....	94
4.12	ABERTURAS MÁXIMAS Y TIEMPOS DE AUTO SOSTENIMIENTO 95	
4.13	ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA.....	97
4.14	ESTABILIDAD CONTROLADA POR ESFUERZOS .....	99
4.15	MAPEO GEOMECÁNICO .....	100
4.16	RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES .....	100
4.17	RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA.....	101
4.18	CONSIDERACIONES GEOMECÁNICAS DE LA RAMPA 626 – 1 .....	103
4.19	TIPO DE SOSTENIMIENTO PROPUESTO SEGÚN EL MÉTODO NORUEGO DE EXCAVACIÓN.....	116
	CAPITULO V.....	121
	INVENTARIO, CUBICACIÓN, ESTIMACIÓN DE RECURSOS Y RESERVAS, EVALUACIÓN ECONÓMICA Y ELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO .....	121
5.1	DEFINICION .....	121
5.2	FINALIDAD .....	121

<b>5.3</b>	<b>IMPORTANCIA .....</b>	<b>122</b>
<b>5.4</b>	<b>COMPONENTE DEL INVENTARIO DE MINERALES .....</b>	<b>122</b>
<b>5.5</b>	<b>RESERVAS MINERALES .....</b>	<b>123</b>
<b>5.6</b>	<b>CLASES DE RESERVAS DE MINERALES SEGÚN LA CERTEZA .....</b>	<b>124</b>
	<b>5.6.1 Reserva Mineral Probado (Comprobado – A la vista – Positivo)..</b>	<b>124</b>
	<b>5.6.2 Reserva Mineral Probable.....</b>	<b>127</b>
<b>5.7</b>	<b>CLASES DE RESERVAS MINERALES SEGÚN EL VALOR.....</b>	<b>128</b>
	<b>5.7.1 Reserva Mineral de Mena .....</b>	<b>128</b>
	<b>5.7.2 Reserva Mineral Marginal .....</b>	<b>129</b>
<b>5.8</b>	<b>CLASES DE RESERVAS MINERALES SEGÚN LA ACCESIBILIDAD .....</b>	<b>130</b>
	<b>5.8.1 Reserva Mineral Accesible .....</b>	<b>130</b>
	<b>5.8.2 Reserva Mineral Eventualmente Accesible .....</b>	<b>130</b>
<b>5.9</b>	<b>RECURSOS MINERALES.....</b>	<b>130</b>
	<b>5.9.1 Recurso Mineral Medido.....</b>	<b>132</b>
	<b>5.9.2 Recurso Mineral Indicado.....</b>	<b>133</b>
	<b>5.9.3 Recurso Mineral Inferido (Prospectivo O Posible).....</b>	<b>134</b>
<b>5.10</b>	<b>OTROS MINERALES (NO RESERVAS NI RECURSOS).....</b>	<b>137</b>
	<b>5.10.1 Según la Certeza.....</b>	<b>137</b>
	<b>5.10.2 Mineral Potencial .....</b>	<b>138</b>
	<b>5.10.3 Mineral Submarginal.....</b>	<b>141</b>
	<b>5.10.4 Mineral de Baja Ley.....</b>	<b>141</b>
<b>5.11</b>	<b>SEGÚN LA ACCESIBILIDAD .....</b>	<b>142</b>
	<b>5.11.1 Mineral Inaccesible .....</b>	<b>142</b>
<b>5.12</b>	<b>SIMBOLOGÍA DEL INVENTARIO DE MINERALES .....</b>	<b>143</b>
	<b>5.12.1 Mineral de Sulfuros (Au- Ag- Pb - Zn - Cu).....</b>	<b>143</b>
	<b>5.12.2 Mineral de Óxidos .....</b>	<b>143</b>
<b>5.13</b>	<b>CÁLCULO DE LEYES MÍNIMAS EXPLOTABLES Y EQUIVALENTES.....</b>	<b>143</b>
	<b>5.13.1 Ley Mínima Explotable .....</b>	<b>143</b>
	<b>5.13.2 Precios de los Metales .....</b>	<b>144</b>
<b>5.14</b>	<b>PROCESO DE CÁLCULO DE LA LEY MÍNIMA EXPLOTABLE Y LOS OTROS CUT-OFFS.....</b>	<b>145</b>
<b>5.15</b>	<b>EQUIVALENTES Y LEYES POR 1\$ Y SU USO .....</b>	<b>146</b>

<b>5.16 BLOQUEO DE MINERAL.....</b>	<b>147</b>
<b>5.16.1 Información para Determinación de Bloques de Mineral.....</b>	<b>148</b>
<b>5.16.2 Promedio de Leyes de cada Canal .....</b>	<b>148</b>
<b>5.16.3 Leyes Erráticas .....</b>	<b>148</b>
<b>5.16.4 Dilución .....</b>	<b>149</b>
<b>5.16.5 Dilución Mínima.....</b>	<b>149</b>
<b>5.16.6 Ancho Mínimo de Minado.....</b>	<b>149</b>
<b>5.16.7 Calificación de Leyes Canal por Canal .....</b>	<b>149</b>
<b>5.16.8 Longitud Mínima y Máxima de Bloque de Mineral .....</b>	<b>150</b>
<b>5.16.9 Cálculo del Ancho y Leyes de Muestras de un Tramo .....</b>	<b>150</b>
<b>5.17. DIMENSIONAMIENTO DE BLOQUES.....</b>	<b>152</b>
<b>5.17.1 Dimensión de Bloques .....</b>	<b>153</b>
<b>5.17.2 Calculo de Tonelaje y Ley de Bloques de Mineral.....</b>	<b>158</b>
<b>5.17.3 Peso Específico y Factor de Tonelaje .....</b>	<b>159</b>
.....	<b>161</b>
<b>5.18 CALCULO DE TONELAJE Y LEY DEL YACIMIENTO</b>	
<b>5.19 EVALUACION ECONOMICA.....</b>	<b>161</b>
<b>5.19.1 Valor del Mineral a Explotar .....</b>	<b>161</b>
<b>5.19.2 Valor de Mineral en TCS de Cabeza.....</b>	<b>161</b>
<b>5.19.3 Valor de Mineral .....</b>	<b>162</b>
<b>5.19.4 Costos .....</b>	<b>162</b>
<b>5.19.5 Costos Iniciales de Preparación .....</b>	<b>163</b>
<b>5.19.6 Costos de Operación .....</b>	<b>164</b>
<b>5.19.7 Evaluación Económica Explotación con Rampa.....</b>	<b>165</b>
<b>5.19.8 Evaluación Económica Explotación con SCOOP Cautivo .....</b>	<b>166</b>
<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>167</b>
<b>RECOMENDACIONES.....</b>	<b>168</b>
<b>BIBLIOGRAFIA.....</b>	<b>169</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>171</b>

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Gráfico de Produccion historica. Onz – Ag finas recuperadas.....	17
<b>Figura 1.2 Minas productoras de plata.....</b>	<b>17</b>
<b>Figura 1.3 Grafico Histórico de Reservas – Mina Uchucchacua.....</b>	<b>18</b>
<b>Figura 1.4 Plano de Ubicacion.....</b>	<b>20</b>
Figura 2. 1 Geologia Regional.....	27
Figura 2. 2 Columna Estratigráfica.....	28
Figura 2. 3 Geología Estructural.....	33
Figura 4.1 Grafico múltiple.....	56
Figura 4.2 Sector I: Estimación de las características del macizo rocoso.....	56
Figura 4.3 Sector II: Estimación de la resistencia del macizo rocoso.....	60
Figura 4.4 Inestabilidad por tensiones de rocas frágiles .....	61
Figura 4.5 Rotura de macizo rocoso .....	62
Figura 4.6 Sector III: Estimación de la Competencia del macizo rocoso .....	62
Figura 4.7 Sector IV: Estimación del comportamiento del macizo rocoso en la excavación	64
Figura 4. 8 Tablas Geomecánica (V-8) 2013; cara A .....	67
Figura 4.9 Tabla Geomecánica (V-8) 2013; cara B .....	67
Figura 4.10 Crucero 290: Resistencia del Split set de 5 pies (Hastial derecho) .....	70
Figura 4. 11 Los Valores de Rebote Medio obtenidos en el Abaco.....	73
Figura 4.12 Equipo y muestras para pruebas de resistencia compresiva .....	74

Figura 4.13 Resistencia de la roca a la compresión Uniaxial .....	76
Figura 4.14 Dispersión media de valores de resistencia para la mayoría de rocas .....	79
Figura 4.15 Efecto de la topografía.....	82
Figura 4. 16 Mediciones de esfuerzos verticales en proyectos de ingeniería civil y minera alrededor del mundo (Hoek & Brown, 1980). .....	84
Figura 4.17 Estallido de rocas en la ventana 1 de la Rampa 261 .....	87
Figura 4.18 Estallido de rocas en el Tajo 150.....	88
Figura 4.19 Estallido en el Tajeo 238 del Cuerpo Rosario en el.....	88
Figura 4.20 Estallido en el Tajo 150 en el Cuerpo Rubí III del Nivel 4120 de Mina Carmen.....	89
Figura 4.21 Estallido en el Tajo 225 en la Falla Rita del Nivel 4300 de Mina Carmen .....	89
Figura 4.22 Relaciones entre el tiempo de auto sostenimiento y el ancho o abierto máximo (span) de una excavación para los diferentes tipos de roca de acuerdo al RMR. ....	96
Figura 4.23 Análisis del macizo rocoso por medio del programa ROCLAB .....	102
Figura 4.24 Calculando el RQD se obtiene un valor de 22% .....	103
Figura 4.25 Calculando el RQD se obtiene un valor de 12% .....	103
Figura 4.26 Gráfico múltiple.....	106
Figura 4.27 Los círculos marcados en azul me indican que estos sufrieron rotura por el personal calculando el RQD se obtiene un valor de 87.1%.....	107
Figura 4.28 Calculando el RQD se obtiene un valor de 90.8% .....	108
Figura 4.29 Ploteando los valores en el Grafico Múltiple .....	111
Figura 4.30 Calculando el RQD se obtiene un valor de 98.2% .....	112
Figura 4.31 Calculando el RQD se obtiene un valor de 100% .....	112
Figura 4.32 Calculando el RQD se obtiene un valor de 94.4% .....	113

Figura 4.33 Grafico Múltiple .....	115
Figura 4.34 Sostenimiento respectivo según el MNT .....	117
Figura 4.35 Sostenimiento respectivo según el MNT .....	119
Figura 4.36 Sostenimiento respectivo según el MNT .....	120

## INDICE DE TABLAS

Tabla 4.1.- Valoración del Índice jL:	44
Tabla 4.2.- Valoración del Índice jR:	44
Tabla 4.3.- Valoración del Índice jA:	45
Tabla 4.4.- Volumen de Bloque (Vb):	45
Tabla 4.5.- Clasificación de la masa rocosa	52
Tabla 4.6.- Resultados de la resistencia al arranque	55
Tabla 4.6.- Análisis de datos	58
Tabla 4.7.- Resumen de datos para tabla caliza	59
Tabla 4.10.- Registro Lineal de Ensayos en Campo Martillo Schmidt	61
Tabla 4.11.- Registro Lineal de Ensayos en Campo Martillo Schmidt	63
Tabla 4.12.- Registro Lineal de Ensayos en Campo Martillo Schmidt	64
Tabla 4.13.- Aberturas y tiempos de autosostenimiento	83
Tabla 4.14.- Resultados de los ensayos de tablero inclinable	87
Tabla 4.15.- Propiedades de la resistencia de la masa rocosa	88
Tabla 4.16.- RQD promedio de 17%	90
Tabla 4.17.- Discontinuidades onduladas, rugosas	90
Tabla 4.18.- Discontinuidades son ligeramente abiertas 1 – 5	90
Tabla 4.19.- Cálculo del Volumen de Bloque a partir del RQD	91
Tabla 4.20.- Valoraciones	93
Tabla 4.21.- RQD promedio de promedio de 88.95%	94
Tabla 4.22.- Discontinuidades son onduladas, rugosas	95
Tabla 4.23.- Las discontinuidades son ligeramente abiertas 1 - 5 mm	95

Tabla 4.24.- Cálculo del Volumen de Bloque a partir del RQD	96
Tabla 4.25.- Valoraciones	97
Tabla 4.26.- RQD promedio de 97.5%.	99
Tabla 4.27.- Discontinuidades son onduladas, rugosas: JR = 4	100
Tabla 4.28.- Discontinuidades son ligeramente abiertas 1 - 5 mm	100
Tabla 4.29.- Volumen de Bloque a partir del RQD calculado	101
Tabla 4.30.- Valoraciones	102
Tabla 4.31.- Índice Q	103
Tabla 4.32.- Densidad de la caliza	104
Tabla 4.33.- Índice Q de caliza	106

## NOMENCLATURAS

MPa. Mega Pascal

RQD El Índice RQD es el estudio que determina el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud (en su eje) sin considerar las roturas frescas del proceso de perforación con respecto a la longitud total del sondeo.

GSI Geological Strength Index (Índice de resistencia Geológica) Hoek & Brown (1994)

RMR La clasificación geomecánica RMR fue presentada por Bieniawski en 1973 y modificada sucesivamente en 1976, 1979 y 1989. Consta de un RMR básico, independiente de la estructura, y de un factor de ajuste.

TMC Tonelada métrica seca

TSC Tonelada seca corta

Onz Onza

Ag Plata

Zn Zinc

## INTRODUCCIÓN

La Unidad Económica Activa Uchucchacua en años pasados ha basado su producción en gran parte en mina Carmen, la cual concentraba el 70% de la producción de la unidad minera, todo esto era debido que los aportes de mineral provenían de vetas que presentaban potencias de hasta 5m estos generaban grandes volúmenes de mineral. Estos ensanchamientos eran influenciados por mantos, los cuales eran formados a través de una veta principal la cual sería la que se presentaba como el principal eje conductor.

Debido a la gran riqueza de su yacimiento no se realizaban trabajos técnicos para obtener el mayor beneficio económico, actualmente mina Carmen concentra el 11% de la producción de la unidad minera.

Las condiciones han cambiado debido al precio de la plata en el mercado mundial, a las reservas con que cuenta mina Carmen, al empobrecimiento de su yacimiento y a la poca exploración que se ha realizado en años pasados, actualmente se está explorando el nivel 3990, donde se ha encontrado el cuerpo Jenny que ha tenido un gran contenido de Ag, y los cuerpos Rubí, Verónica y Alisson pero más con contenidos de Pb y Zn justamente son para estos últimos cuerpos mencionados que se va realizar la evaluación económica en base a los blocks cubicados por el área de geología para ver que método de minado se optara, corte y relleno ascendente con rampa o corte y relleno ascendente con Scoop cautivo

## **CAPITULO I**

### **ANTECEDENTES**

#### **1.1 HISTORIA DE LA UNIDAD ECONÓMICA ACTIVA UCHUCCHACUA.**

Uchucchacua es un yacimiento de plata en la sierra central conocido en la época virreinal. Evidencia de ello son los numerosos trabajos españoles en las áreas de Nazareno, Mercedes, Huantajalla y Casualidad.

A inicios de 1,960 la Cía. de Minas Buenaventura inicio trabajos de prospección en la zona, siendo las condiciones iniciales difíciles, pues no existía la carretera Oyón-Uchucchacua, la cual fue constituida en el año 1965. De 1,969 a 1,973, Buenaventura instaló una planta piloto que en principio trató los minerales de las minas Socorro y Carmen. Los resultados satisfactorios decidieron la instalación de una planta industrial en 1,975 (150 TC/día) la que en la actualidad tiene una capacidad de tratamiento de 3,000 T.C./día en 2 circuitos.

### 1.1.1 Datos Históricos de Producción.

A continuación se muestra el cuadro de producción de la U.E.A. Uchucchacua, como se puede ver a partir del año 2005 es que se empieza a considerar las reservas por el tipo de mineral (óxidos, minerales de plomo y zinc, y minerales de plata).

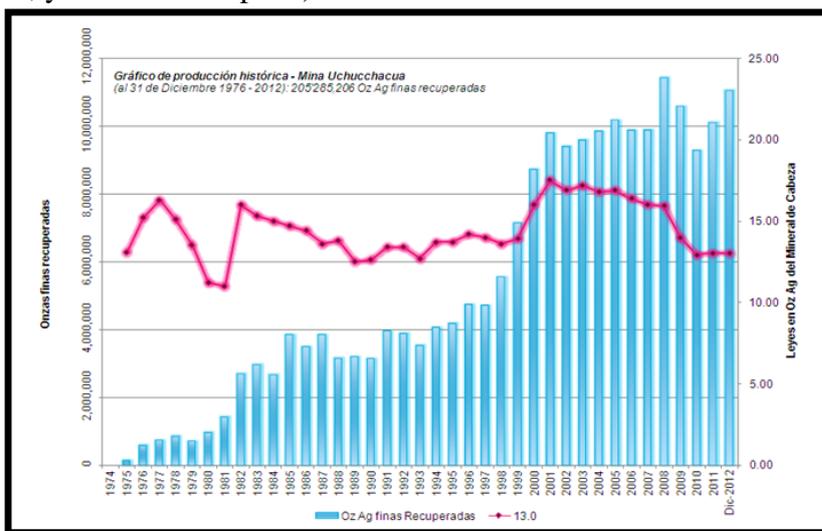


Figura 1.1 Gráfico de Produccion historica. Onz – Ag finas recuperadas

Fuente: Dpto de Planemiento Mina Uchuchacua. Enero 2013

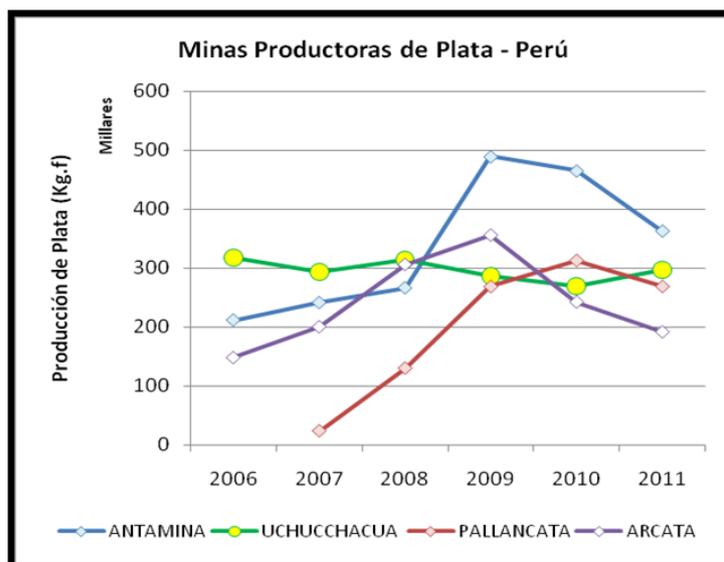


Figura 1.2 Minas productoras de plata

Fuente: Dpto de Planemiento Mina Uchuchacua. Diciembre 2011

### 1.1.2 Datos históricos de reservas.

En la actualidad las reservas de minera están concentradas mayormente en la mina Socorro que representa el 70 % de las reservas total, mientras de las minas Huantajalla y Carmen el 30 %.

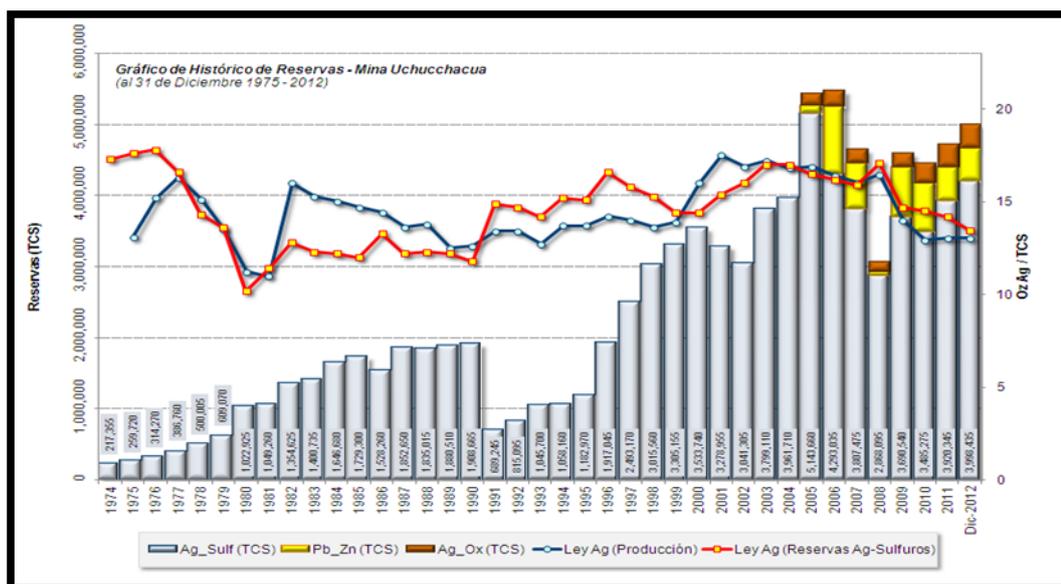


Figura 1.3 Gráfico Histórico de Reservas – Mina Uchuchacua  
Fuente: Dpto de Planemiento Mina Uchuchacua. Enero 2013

## 1.2 OBJETIVOS

- ✓ Contar con un modelo claro y concreto para la evaluación económica de tajeos.
- ✓ Determinar que método de minado (corte y relleno ascendente con rampa o corte y relleno ascendente con Scoop cautivo) trae el mejor beneficio económico para la empresa.
- ✓ Es el punto de partida para realizar trabajos más técnicos.

### **1.3 UBICACION Y ACCESIBILIDAD**

El yacimiento de Ag-Pb-Zn-Mn se encuentra ubicado en el flanco este de los Andes Peruanos, aproximadamente a 180 Km en línea recta al NE de la ciudad de Lima. Existen dos vías de acceso:

- Lima-Huacho (152 Km), Huacho-Sayán (45 Km), Sayán-Churín (62 Km), Churín-Uchucchacua (63 Km); totalizando 322 Km.
- Lima-La Oroya-Cerro de Pasco (320 Km), Cerro de Pasco-Uchucchacua (70 Km); totalizando 390 Km.



**Figura 1.4 Plano de Ubicacion.**  
**Fuente: Dpto. de Geologia Mina Uchuchacua 2013**

#### **1.4 CLIMA Y VEGETACION**

El clima reinante en la zona es frígido y seco entre los meses de Abril a Diciembre, con esporádicas nevadas, tornándose lluvioso los meses de Enero a Marzo.

La vegetación propia del área es escasa y constituida mayormente por ichu, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados, allí se realiza una incipiente ganadería y agricultura.

La altitud en que se encuentra los niveles principales de extracción es de 4450 m.s.n.m, pero la mina en su conjunto se encuentra entre los 3780 - 4720 m.s.n.m. En este paisaje existen cerros de variadas alturas, formas y pendientes, circos glaciares así como valles de origen glaciar donde también se encuentran lagunas.

La zona muestra en su parte central la divisoria continental de los Andes angosta y abrupta que llega a los 5,000 - 5,200 msnm. Hacia el Oeste de este lineamiento se suceden quebradas en “V” y “U” flanqueadas por altos picos y al Este una porción de la planicie altiplánica también disectada por numerosas quebradas y con picos sobre los 4,800 msnm.

## **CAPÍTULO II**

### **GEOLOGIA REGIONAL**

#### **2.1 ESTRATIGRAFIA**

Las rocas predominantes en la columna estratigráfica corresponden a las sedimentarias del cretáceo, sobre ellas se tiene a los volcánicos terciarios, e intruyendo a las anteriores se observan dos tipos de intrusivos. Coronando la secuencia figuran depósitos aluviales y morrenicos. (Ver Figura 2.2).

##### **2.1.1 Grupo Goyllarisquizga**

Aflora entre la laguna Patón y Chacua, al NW y SE de este centro minero y ocupando algo más del 50 % del área observada; en él se ha diferenciado cinco unidades asignadas al cretáceo inferior.

- **Formación Oyón (Ki-o)**

Conformada por una intercalación de lutitas gris oscuras, areniscas y capas carbonosas antracíticas muy disturbadas. Se reconoce una potencia de 400 m., aflorando al NW Oyón. Se le asigna al valanginiano.

- **Formación Chimú (Ki-Chim)**

Constituida por cuarcitas blancas con una porción superior de calizas con capas arcillosas y lechos carbonosos. Tiene una potencia de 400 a 600 m., se le observa a lo largo del eje del anticlinal de Patón. Se le ubica en el valanginiano.

- **Formación Santa (Ki-sa)**

Está representado por una serie de 120 m. de calizas, lutitas azul grisáceas, y ocasionales nódulos de chert. Aflora al Oeste y Norte de la laguna Patón; se le considera del valanginiano

- **Formación Carhuaz (Ki-ca)**

Es una alternancia de areniscas finas y lutitas marrón amarillento y una capa superior de arenisca de grano fino y color rojo brillante. Su potencia es de 600 m. y edad valanginiano superior a barremiano. Aflora en el flanco oeste del anticlinal de Patón.

- **Formación Farra. (Ki-f)**

Representada por areniscas blancas con estratificaciones cruzadas, 20 á 50 m. de espesor; aflora al Nor-oeste de la laguna Patón. Pertenece al aptiano.

### 2.1.2 Grupo Machay

- **Formación Pariahuanca. (Ki-Ph)**

Formado por un paquete de 50 m. de espesor consistente en calizas grises; afloran al Nor-oeste de la laguna Patón. Pertenece al aptiano.

- **Formación Chulec (Ki-Ch)**

Consta de 200 m. de margas, lutitas y calizas en característica estratificación delgada, que en superficie intemperizada tiene una coloración marrón amarillento. Aflora al Nor-oeste de Patón; se le ubica en el albiano inferior.

- **Formación Pariatambo (Ki-pt)**

Constituida por lutitas negras carbonosas y caliza bituminosas plegadas, se sospecha con contenido de vanadio (J.J. Wilson). Tiene una potencia de 50 m. y hacia el techo existe una alternancia con bancos delgados de silex. Están expuestas al Oeste y Nor-oeste de Patón; su edad es del albiano medio.

- **Formación Jumasha (Ki-j)**

Potente secuencia de calizas gris claro en superficie intemperizada y gris oscuro en fractura fresca. Constituye la mayor unidad calcárea del Perú Central; se le subdivide en tres miembros limitados por bancos finos de calizas margosas beige.

- **Jumasha Inferior. (J-i)**

Alternancia de calizas nodulosas con silex y calizas margosas que alcanzan los 570 m. de potencia. Se le ubica en el albiano superior-turoniano.

- **Jumasha Medio. (J-m)**

Calizas grises alternadas con calizas nodulosas y algunos horizontes margosos. Se le estima 485 mts. de grosor y se le asigna al turoniano.

- **Jumasha Superior (J-m)**

Calizas de grano fino con una base de esquistos carbonosos, coronados por calizas margosas beige. Se le estima una potencia de 405 m. y se le ubica en el turoniano superior. Es el techo del Jumasha. Los afloramientos del Jumasha

son los más extendidos en el área, y ha sido posible diferenciarlos dada la ubicación de muchos horizontes fosilíferos guías.

- **Formación Celendin (Ks-c)**

Es una alternancia de calizas margosas, margas blancas y lutitas calcáreas nodulares marrón, que sobreyacen concordantemente al Jumasha. Se ha diferenciado dos miembros ubicados entre el coniaciano y santoniano.

- **Celendin Inferior (C-i)**

Conformado por calizas margosas amarillentas en alternancia con lutitas calcáreas de un grosor de 100 m. que en la base se muestran finamente estratificadas.

- **Celendín Superior. (C-s)**

Está formado por lutitas y margas marrón grisáceo de 120 m. de potencia. Ambos miembros afloran flanqueando al anticlinal de Cachipampa, al oeste y Este de Uchucchacua.

- **Formación Casapalca. (Kti-ca)**

Sobreyace ligeramente discordante sobre el Celendin y está constituido por lutitas, areniscas y conglomerados rojizos, con ocasionales horizontes lenticulares de calizas grises. Su suavidad y fácil erosión ha permitido la formación de superficies llanas tal como se observa en Cachipampa. Se le estima una potencia de 1000 m., y su edad probable es post-santoniano.

### **2.1.3 Volcánicos**

- **Volcánicos Calipuy. (Ti-Vca)**

Se encuentran discordantemente sobre la Formación Casapalca y es un conjunto de derrames andesíticos y piroclásticos de edad terciaria. Su espesor es estimado en 500 m. y aflora al Norte de la zona de Uchucchacua.

### **2.1.4 Intrusivos**

Pórfidos de dacita forman pequeños stocks de hasta 30 metros de diámetro, también se tiene diques y apófisis de dacita distribuidos irregularmente en el flanco occidental del valle, afectando a las calizas Jumasha-Celendin principalmente en las áreas de Carmen, Socorro, Casualidad y Plomopampa; los intrusivos forman aureolas irregulares de metamorfismo de contacto en las calizas. A. Bussell hace mención de diques riolíticos al Norte de Chacua intruyendo a los volcánicos Calipuy.

### **2.1.5 Cuaternario**

- **Depósitos Morrénicos. (Q-mo)**

A cotas mayores de 3800 msnm el área sufrió los efectos de la glaciación pleistocénica, formando valles en “U” en cuyo fondo y laderas se depositaron morrenas que en varios casos represaron el hielo fundido, tal como la laguna Patón. Por otro lado, en Cachipampa las morrenas muy extendidas cubren a las capas rojas; estos depósitos están conformados por un conjunto pobremente clasificado de cantos grandes en matriz de grano grueso a fino generalmente anguloso y estriado.

- **Depósitos Aluviales. (Q-al)**

Se encuentran ampliamente extendidos y son de varios tipos como: escombros de ladera, flujos de barro, aluviales de río. La naturaleza de estos elementos es la misma de las unidades de roca circundante.

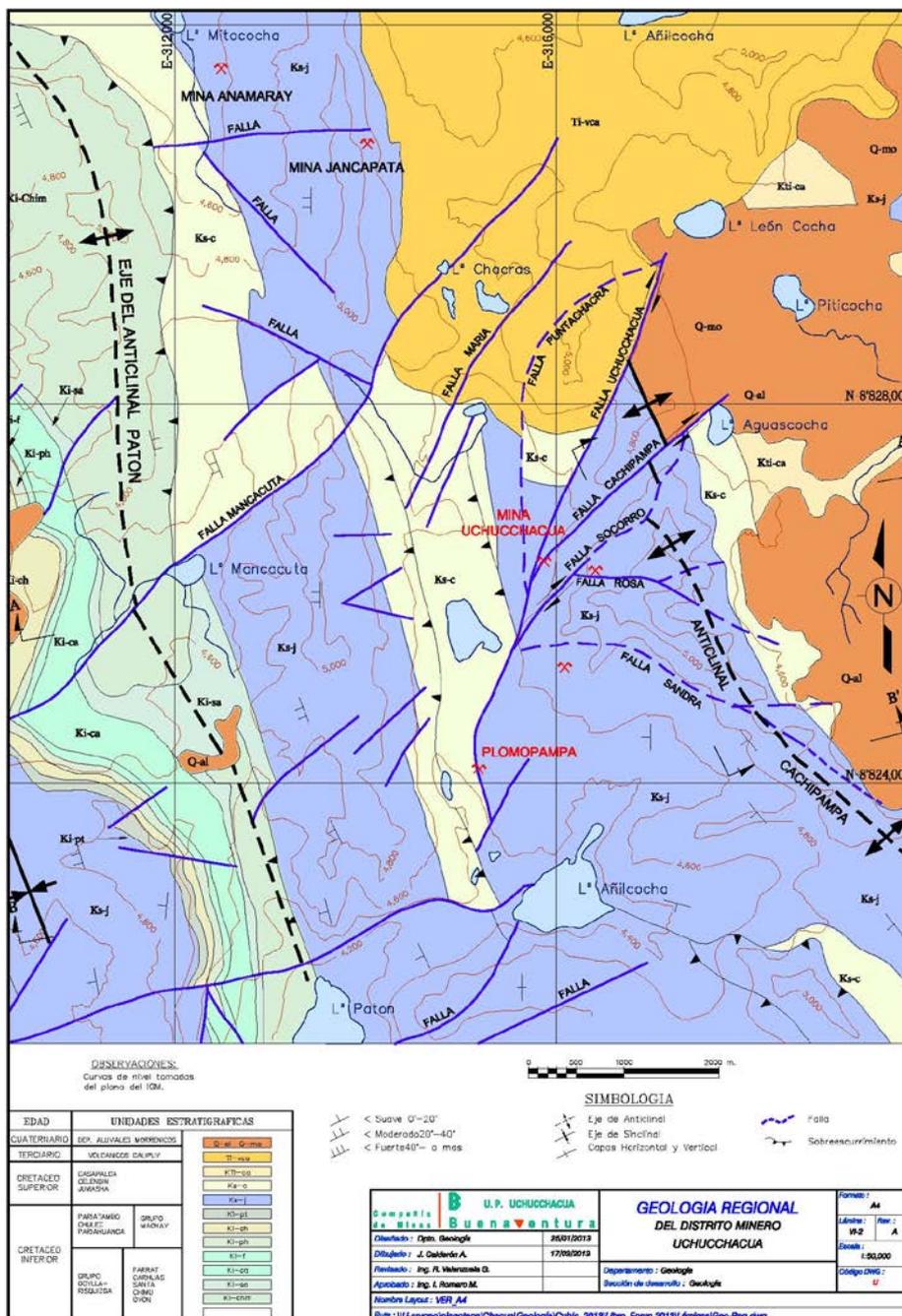


Figura 2.1 Geología Regional

Fuente: Dpto de Geología. Mina Uchucchacua. 2013

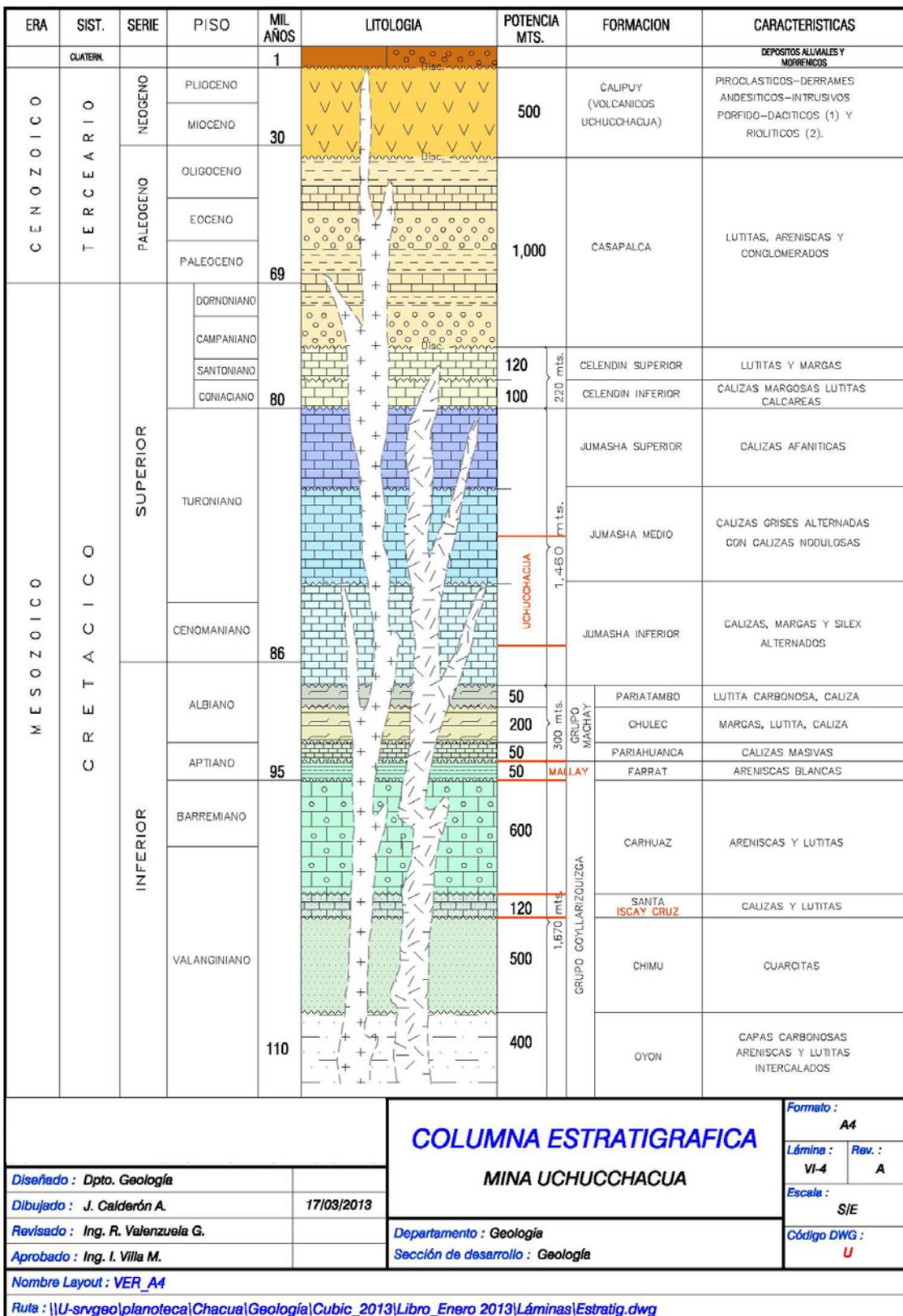


Figura 2.2 Columna Estratigráfica  
 Fuente: Dpto de Geología. Mina Uchuchacua. 2013

## **2.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL**

El aspecto estructural es de suma importancia en Uchucchacua y así lo refiere el siguiente extracto: “La génesis del yacimiento de Uchucchacua está relacionado a una estructura geológica principal de nuestros Andes, evidenciada por los cuerpos intrusivos de Raura, Uchucchacua, Chungar, Morococha y otros. Es también evidente que esta actividad magmática ha traído consigo la formación de yacimientos minerales importantes. A continuación se mencionan los sistemas estructurales de Uchucchacua:

### **2.2.1 Pliegues.**

Las fases comprensivas han plegado los sedimentos cretácicos formando los anticlinales de Cachipampa, Pacush y Patón, en una orientación NW-SE e inclinados hacia su flanco occidental. En menor magnitud se tiene zonas disturbadas locales siempre asociadas a los plegamientos mayores.

### **2.2.2 Sobrecurrimientos.**

En el área de Uchucchacua la secuencia cretácica presenta una base “lubricante” constituida por las lutitas Oyón, que permitió la configuración de pliegues invertidos y sobrecurrimientos por esfuerzos compresivos. Producto de este fenómeno se tiene el sobrecurrimiento de Colquicocha que pone a “cabalgar” a la formación Jumasha sobre la formación Celendin. Hacia el Nor-oeste el sobrecurrimiento Mancacuta pone a la formación Chimú plegada sobre las margas Celendin.

### 2.2.3 Fallas y Fracturamientos.

El área ha sido afectada por numerosas fallas en diversas etapas, a nivel regional se observa que las de mayor magnitud son transversales al plegamiento desplazando en ese sentido, aunque también los movimientos verticales son importantes.

- **Falla Mancacuta.**

Pasa por el lago del mismo nombre tiene un movimiento principal dextral, es aproximadamente de rumbo N 45° E y de alto ángulo de buzamiento. Corta y desplaza a los anticlinales de Patón y Cachipampa conformados por sus respectivas unidades litológicas.

- **Falla Socorro**

Del mismo sistema que la anterior, también dextral, se le estima un desplazamiento horizontal de 550 m; está muy relacionada por esta última en su extremo Sur-oeste. Esta falla y sus estructuras asociadas son importantes ya que están íntimamente ligadas a los procesos de Fracturamientos secundario y actividad hidrotermal de Uchucchacua.

- **Falla Uchucchacua.**

Tiene un rumbo casi Norte-Sur y buzamiento de alto ángulo, con movimiento dextral y desplazamiento vertical de casi 500 m, convergiendo hacia el Norte con la falla Mancacuta.

- **Falla Cachipampa.**

Surge entre la intersección de las fallas Uchucchacua y Socorro, con un rumbo promedio de N 45° E y alto ángulo de buzamiento. Tiene un movimiento dextral controlando al sistema de vetas del área de Socorro, y desplazando el eje del Anticlinal de Cachipampa.

- **Falla Patón.**

Tiene un rumbo promedio de N 65° E, con un desplazamiento de gran magnitud tanto en vertical como en horizontal, en este último en sentido dextral. Se muestra vertical a la altura de Otuto e inclinado progresivamente hasta los 40-NW en su extremo NE.

- **Falla Rosa.**

Tiene un rumbo promedio de S 80° E y alto ángulo de buzamiento, tiene un comportamiento sinextral – normal. En el rumbo EW se presenta como una zona favorable, emplazándose los principales cuerpos conocidos.

- **Veta Sandra.**

Tiene un rumbo EW y alto grado de buzamiento, de comportamiento sinextral – normal.

#### 2.2.4 Fracturamiento secundario

- **Fracturamientos de Uchucchacua.**

Un fracturamiento secundario en el aspecto estructural regional, pero de suma importancia económica, es el que se muestra alrededor de las fallas Uchucchacua y Socorro a las cuales tiene importante relación genética; muchas son fallas con evidente desplazamiento horizontal y vertical, otras son fisuras tensionales de limitada longitud y producto del movimiento de las anteriores.

Localmente, se ha determinado tres sistemas, el primero de sentido NE-SW predominante en las zonas de Socorro y Casualidad; en Carmen predominan fracturas de rumbo E-W; e indistintamente en las tres zonas existen fracturas NW-SE. Todas ellas en diversa magnitud, han sido afectadas por actividad hidrotermal.

Actualmente se vienen explotando las minas Carmen, Socorro y Huantajalla, las cuales presentan diferentes sistemas estructurales de control mineralógico, las mismas que serán detalladas en el siguiente capítulo.

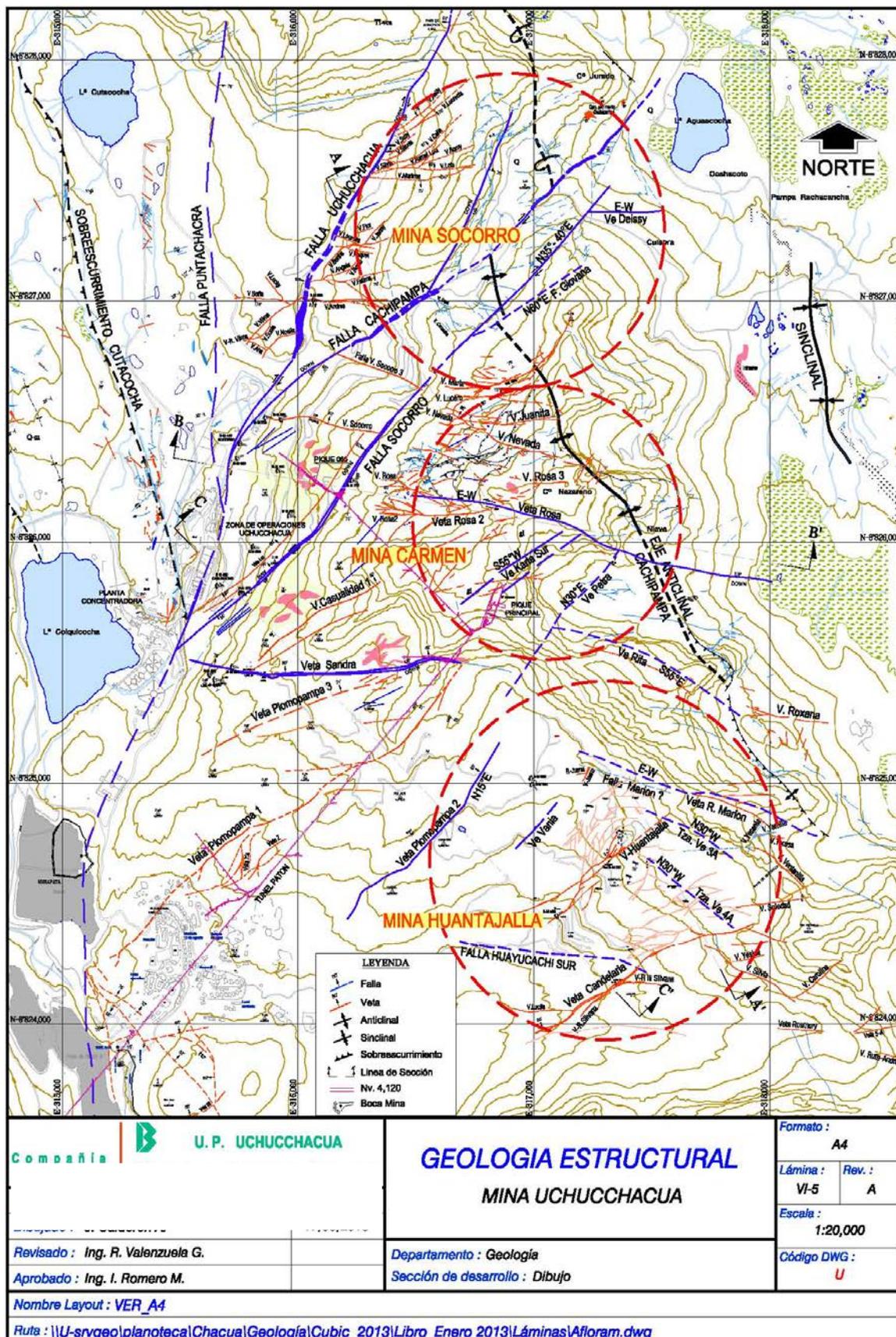


Figura 2.3 Geología Estructural  
Fuente: Dpto de Geología. Mina Uchucchacua. 2013

**CAPÍTULO III**  
**GEOLOGIA LOCAL UNIDAD ECONOMICA ACTIVA**  
**UCHUCCHACUA**

**3.1 GEOLOGIA LOCAL**

Uchucchacua es un depósito hidrotermal epigenético del tipo de relleno de fracturas (vetas), las cuales también fueron canales de circulación y reemplazamiento metasomático de soluciones mineralizantes que finalmente formaron cuerpos de mineral. La presencia de intrusivos ácidos como pequeños stocks y diques, sugieren la posible existencia de concentraciones u ore bodies de mineral del tipo de metasomatismo de contacto especialmente de zinc.

La mineralización económica comercial es básicamente de plata, como subproducto se extrae plomo y zinc, se observa además una amplia gama de minerales de ganga muchos de rara naturaleza. Las estructuras se emplazan en rocas calcáreas del cretácico superior y son de diversa magnitud, asociadas a ellas se encuentran cuerpos de reemplazamiento irregulares y discontinuos. En la zona de Casualidad y Socorro SW hay evidencia de skarn mineralizado.

### 3.1.1 Alteración Hidrotermal

- **Marmolización**

Alrededor de los intrusivos y en las cajas de las vetas cuando ellas se aproximan a estos, se cree que este último caso es un detalle negativo en la presencia de mineral económico, lo que no está plenamente comprobado.

- **Granatización**

Como producto de la intrusión de los pequeños apófisis, diques, se tiene en las aureolas del skarn; se relaciona además este tipo de alteración con la mineralización de silicatos de manganeso de los cuerpos de reemplazamiento, tipificándolos como skarn distal.

- **Silicificación**

La mineralización de los cuerpos de reemplazamiento muchas veces forman aureolas delgadas de silicificación en la caliza encajonante, lo mismo que cuando ésta es englobada en “caballos” y fragmentos grandes.

### 3.1.2 Paragenesis y Zoneamiento

- **Paragénesis**

La mineralización en las diferentes vetas y cuerpos, muestran características que ayudan a determinar la secuencia de deposición de los distintos minerales, en algunas zonas se observan bandeamientos con clara crustificación, en otras la textura escarapelada indica las etapas. También, fracturamientos tardíos se encuentran cruzando otros más antiguos y fragmentos de etapas definidas se observan englobados por otras posteriores. Todo ello y ayudado por estudios al microscopio han permitido proponer una secuencia paragenética.

Ch. Alpers (Abril 1,980), admite la complejidad del problema tanto por la variedad de asociaciones mineralógicas así como por su composición. La secuencia determinada en el relleno de vetas muestra una temprana deposición de zinc y fierro, muy cercanamente les sucedió el cobre y en mayor grado zinc, esta sería una primera asociación de Pb-Zn (-Cu), aquí el cobre no es económicamente importante por su bajo volumen. Posteriormente se tiene una precipitación de Ag-Mn (-Zn) en donde el zinc se presenta en menor cantidad que en la etapa anterior, minerales de arsénico y antimonio se depositan al final y algo de plata roja con indicios de silicato de manganeso.

En los cuerpos de reemplazamiento se sugiere una primera etapa rica en Fe-Mn-Zn con predominancia de sulfuros de Fe, sobre ella precipita un periodo de Mn-Cu, el cobre siempre en cantidades subordinadas. La siguiente etapa marca la asociación Mn-Fe, con abundancia de silicato de Mn; finalmente la mineralización de plata rojas con algo de calcita, estibina y rejalgar tardíos.

- **Zoneamiento**

Distritalmente en Uchucchacua se tiene una franja de rumbo N-NW de mineralización de plomo-zinc al Oeste del área, abarcando las zonas de Plomopampa, Casualidad Oeste, Socorro y prolongándose al Norte hacia Jancapata. Hacia el Este de la franja anteriormente descrita, se tiene la franja de Ag-Mn abarcando las zonas de Casualidad Este, Huantajalla, Carmen, Socorro Este y Lucrecia.

En cuanto a zoneamiento vertical, en veta Luz, la zona de Pb-Zn se dispone en una banda sinuosa entre los niveles 450 y 500, limitándose al Este por veta 3, Esta franja se eleva y profundiza casi coincidentemente con los apófisis

dacíticos al Oeste; zonas de leyes altas de Ag-Mn, se distribuyen en una banda similar a la anterior, fluctuando entre los niveles 590 y 450, el valor de estos elementos disminuye por encima y debajo de los niveles mencionados. (Alpers 1,980-V. Petersen 1,979).

### **3.2 MINERALIZACION**

Es compleja, con una rica variedad de minerales tanto de mena como de ganga, entre los que tenemos:

- **Minerales de Mena.**

Galena, Proustita, Argentita, Pirargirita, Plata Nativa, Esfalerita, Marmatita, Jamesonita, Polibasita, Boulangerita, Chalcopirita, Covelita, Jalpaita, Estromeyerita, Golfieldita. Según estudio de Bisa (Noviembre 2011), se han reportado nuevas especies de minerales de plata, como son: Diaforita, Pearceita, Freibergita, Miargirita, Uchucchacuita, Smithita, Tetrahedrita, Pirquitasita, Canfieldita, Freieslebenita

- **Minerales de Ganga.**

Pirita, Alabandita, Rodocrosita, Calcita, Pirrotita, Fluorita, Psilomelano, Pirolusita, Johansonita, Bustamita, Arsenopirita, Marcasita, Magnetita, Estibina, Cuarzo, Oropimente, Rejalgar, Benavidesita, Tefroita y Yeso.

#### **3.2.1 Procesos de Mineralización**

El proceso de mineralización en Uchucchacua fue sumamente complejo, sin embargo se hace un intento de interpretación en ocho etapas:

1. Plegamiento regional, sobrecurrimiento, falla Uchucchacua.

2. Fracturamiento en sistemas N-S, WNW-E.
3. Desplazamiento de fallas Cachipampa, Socorro, disloque de intrusiones, de vetas Rosa y Sandra, formación de fracturas tensionales al norte de falla Socorro (Luceros), veta Rosa (Rosa 2, 3, Claudia, Victoria, etc.) y Sandra (Violeta, Plomopampa, Jacqueline, etc.), brechamiento en la caja norte de veta Rosa.
4. Mineralización etapa 2, en fracturas tensionales de Socorro (Luceros), de Sandra y en menor proporción en las veta Rosa (Irma Viviana, Rosa Norte, etc.).
5. Mineralización etapa 3 en brecha de veta Rosa (Irma Viviana, Rosa Norte, etc.) y sus tensionales al SE (Rosa 2, Claudias, Victorias, etc).
6. Reapertura de fracturas y deposición tardía de minerales de etapa 4.
7. Oxidación supérgena de minerales por aguas de percolación.

### **3.2.2 Tipos de Mineralización**

En Uchucchacua se presentan tres tipos:

- **Relleno de Fracturas.**

Por efecto de los movimientos de las fallas regionales, se originó un complejo fracturamiento en las unidades rocosas del Jumasha, estas fracturas son de magnitud distrital (1-1.5 km) y con desplazamiento de relativo poco salto en las componentes vertical y horizontal, estas al ser rellenadas por las soluciones hidrotermales toman la configuración en rosario; el relleno mineralógico es mayormente de sulfuros tales como Galena, Blenda, Pirita, Plata Roja, Alabandita, también Calcita, Rodocrosita; en menor cantidad presentan silicato; en sus tramos tensionales quedaron cavidades que

permitieron la percolación de aguas meteóricas que en algunos casos disolvieron la caliza, y en gran parte oxidaron el mineral. La mineralización se dispone en bolsonadas de diversa longitud con zonas de ensanchamiento y adelgazamiento en los bordes, en algunos casos son filones de fisura de muy limitada extensión; indudablemente están íntimamente ligadas a la formación de cuerpos de reemplazamiento.

- **Reemplazamiento Metasomático**

Las calizas del Jumasha Medio e inferior como cajas de las fracturas en Chacua, han favorecido el proceso de reemplazamiento por sulfuros y silicatos de metales económicos como plata y zinc, formando cuerpos irregulares muy relacionados a las vetas las cuales funcionaron como canales definidos de mineral reemplazante en sus zonas de inflexión, la forma de estas concentraciones es irregular, con dimensiones entre 30 á 140 m de longitud, alrededor de 150 m. de altura y 4 á 30 m de ancho; en el caso particular del Cuerpo Irma Viviana, esta llega a tener una extensión vertical de alrededor 300 m. En profundidad el reemplazamiento es mucho más irregular y tienden a ser controlados por planos de estratificación, sus afloramientos en superficie se caracterizan por presentar un enjambre de venillas de calcita con oxidaciones de manganeso.

- **Metasomatismo de Contacto.**

La presencia de intrusivos en el distrito minero determina la existencia de skarn en sus dos tipos, endoskarn y exoskarn mineralizados predominantemente con blenda oscura, Chalcopirita y Galena Argentífera de grano grueso que se disemina con granate del tipo grosularia, presentan

también una configuración irregular alrededor de los intrusivos, están constituidos por diseminaciones y vetillas de mineral cualitativamente inferiores a las vetas y reemplazamientos. Por ahora no revisten importancia económica sin descartarse que puedan existir concentraciones de este tipo con calidad y volumen importantes.

- **Sistema de Vetas**

Entre las fallas Uchucchacua, Cachipampa y Socorro es posible definir tres sistemas de veta:

Sistema NW-SE, predomina mayormente en el área de Socorro, a esta pertenece las vetas Camucha, Lucero, Dora, V-3, Doris, Socorro 1 y se encuentran limitados entre las fallas Uchucchacua y Cachipampa.

Sistema E-W, el cual parece estar controlando el fracturamiento NW-SE y EN-SW; estas vetas tienen rumbos entre N 80 E a E-W y buzamientos que tienden a ser verticales, sus zonas de oxidación profundizan considerablemente, pasando a veces los 300 m; las vetas de este sistema son: Rosa, Sandra, Rosa 2, Consuelo, Karla, Silvana, etc.

Sistema EN-SW, es al parecer el sistema dominante sobre todo al Sur de la zona de producción, las exploraciones al Sur de veta Rosa toman el rumbo de las vetas de este sistema, las cuales se disponen alrededor de los intrusivos observados en superficie en el área de Casualidad, son de relativa larga longitud ya que se las observa desde el campamento Plomopampa, son sinuosos con ramales secundarios, zonas de angostamiento y ensanchamiento; a este sistema pertenecen las vetas Luz, Casualidad 1, 2, Victoria, Claudias, Plomopampa 1, 2 y sistema Huantajalla.

- **Cuerpos**

Se diferencia los cuerpos de metasomatismo de contacto cuyas características principales son su forma irregular, su relación estrecha a los intrusivos del área, la conformación de skarn con granates, marmolización y mineralización diseminada de blenda, chalcopirita y galena; hasta el momento no se ha determinado concentraciones importantes de este tipo, pero se conoce algunas de segunda importancia económica, entre vetas Luz y Luz 1 del nivel 550 a 450, otro en la cortada 976 en el nivel 550, también en el nivel 450 cerca al pique, igualmente en el 450 de Casualidad.

Cuerpos de reemplazamiento metasomático en mina Carmen están relacionados a inflexiones de vetas, se encuentran vecinos o unidos a ellas, de formas irregulares, más extendidos en vertical que horizontalmente, con valores de plata superiores a los anteriores; su característica principal es la presencia de los silicatos de manganeso en mayor cantidad que en las vetas, la cantidad de platas rojas es notable y evidentemente de deposición tardía; entre los cuerpos reconocidos se tiene a Irma-Viviana, Rosa Norte, Rosa 2 y Claudia.

Como cuerpos de reemplazamiento metasomático tenemos en la mina Socorro los del sistema Luceros, con caracteres estructurales y mineralógicas diferentes a los de la mina Carmen, donde predominan los carbonatos como matriz (calcita, rodocrosita), fina diseminación de piritita, galena, esfalerita, puntos de plata roja, alabandita y no se observan silicatos de manganeso.

### 3.2.3 Guías de Mineralización

- **Estructural**

Indudablemente el fallamiento regional originó el fracturamiento y brechamiento de la caliza que permitió la migración y deposición de los minerales así como el reemplazamiento; es necesario considerar algunos rasgos estructurales que permiten ubicar concentraciones de mineral tales como el indicado por Bussell y Baxter, en la relación del sistema Casualidad, Huantajalla con la prolongación de la denominada Plomopampa 3; en todo caso la conjugación del fracturamiento y fallamiento en todo el distrito es sumamente importante económicamente.

- **Mineralógico**

La galena de grano grueso y pirita fina se hallan asociados a la mineralización de plata, la alabandita y magnetita contienen plata en solución sólida; los silicato de manganeso se hallan cada vez más identificados con el reemplazamiento y por consiguiente con los cuerpos de mineral, la presencia de ellos en alguna estructura puede conducirnos a bolsonadas importantes. La Calcita rodea los cuerpos y está a ambos lados de las estructuras tabulares.

- **Litológico**

Las calizas de la formación Jumasha juegan un rol muy importante como cajas favorables a la mineralización, se ha indicado repetidas veces su subdivisión especulando como horizonte más favorable el intermedio, sin embargo resulta aún difícil definir esta apreciación y más bien se reafirma la idea de esta unidad sin límites de negatividad.

En veta Rosa la zonificación de los metales se encuentra también en bandas sinuosas delgadas; en el caso del Pb-Zn la oscilación vertical de la banda al Oeste es acentuada, parece proyectarse en profundidad, luego se prolonga al Este, adelgazando y elevándose hacia superficie. La banda de Ag se ubica entre el nivel 550 y superficie hacia el Oeste, profundiza en la parte central de la estructura y se eleva nuevamente hacia el nivel 550 al Este (U. Petersen 1,979).

La observación integral del depósito indica la presencia de mayor cantidad de mineral oxidado hacia superficie, disminuyendo hacia abajo sin desaparecer; los sulfuros caracterizan el relleno de vetas y los silicatos el de cuerpos de reemplazamiento, estos últimos al parecer tienden a aumentar en profundidad y hacia el SE, entre Carmen y Casualidad.

### **3.3 MINA CARMEN**

La mina Carmen se encuentra ubicada en la parte central del yacimiento, caracterizada porque gran parte de su mineralización se localiza en un complejo fracturamiento en las unidades rocosas del Jumasha medio e inferior. Estas fracturas son de magnitud distrital (1-1.5 km), las cuales han favorecido el proceso de reemplazamiento por sulfuros y silicatos de metales económicos como plata y zinc formando cuerpos irregulares muy relacionados a las vetas, las cuales funcionaron como canales definidos de mineral reemplazante en sus zonas de inflexión, la forma de estas concentraciones son irregulares, con dimensiones entre 30 a 150 m. de longitud, alrededor de 300 m. de altura y entre 4 m. y 30 m. de ancho. La

mina Carmen se caracteriza por tener 4 sistemas estructurales bien definidos: E-W, N30°E, S55°E y S55°W.

La composición mineralógica de las vetas del área Carmen son similares y se encuentran conformado por minerales de mena tales como: Galena, proustita, argentita, pirargirita, plata nativa, esfalerita, marmatita, jamesonita, polibasita, calcopirita, etc y mineral de ganga tales como: pirita, rodocrosita, calcita, pirrotita, fluorita, psilomenano, pirolucita, johansonita, bustamita, arsenopirita, etc.

El potencial económico se presenta en los niveles inferiores (Nivel 4060 y nivel 3990) donde podremos explorar zonas de plomo zinc con inyecciones de platas rojas, las cuales nos ayudarían a incrementar las reservas.

- **Sistema E- W.-** la veta más representativa de este sistema es la veta Rosa. Esta estructura forma mineralización en sus cambios estructurales con anchos de hasta 4.0 m. Asociados a este sistema existen tensionales de rumbo N80°E caso veta Irma Viviana, Rosa 2 las cuales forman mineralización económica entre los niveles 4,450 y 4,600 con anchos de hasta 30 m. En la prolongación SE de la veta Rosa, en donde esta sufre una inflexión de rumbo S70°E, se desprenden estructuras mineralizadas de rumbo N50°E (Sistema Karen Rosalía), las cuales presentan mineralización entre las cotas 4300 hasta 4500. El cuerpo Rosario asociado a la veta Rosa constituye un cuerpo mineralizado tubular con altas leyes de plata entre las cotas 4300 y 3990.
- **Sistema N30°E.-** las vetas más representativas son las siguientes: veta Victoria I, Victoria V, Petra, Raquel, Margot, Alison, cuerpo Claudia VI y

Ramal Juliana, las cuales fueron explotadas desde los niveles 4,400 hasta nivel 4,240, formando cuerpos mineralizados de reemplazamientos de relleno de fracturas y controlado por planos sub horizontales de estratificación los cuales producen mineralización a manera de mantos.

- **Sistema S55°E.**- las estructuras más importante en este sistema son: las vetas Rita y Rubí, estas han sido explotadas desde el nivel 4300 hasta el nivel 4060 y se caracterizan por tener mayor contenido de plata en las partes altas y en las zonas profundas mayor concentración de mineral de plomo y zinc con algunas inyecciones de platas rojas y presencia de zonas de intrusivo andesítico alterado. Asociados a este sistema existen tensionales de rumbo S20°E caso Ramal Rita la cual forma mineralización entre los niveles 4180 y 4050 con alto contenido de plata.
- **Sistema S55°W.**- Las vetas más importantes de este sistema son las Vetas Karla Sur y Lucia 2, estas han sido explotadas entre los niveles 4400 y 4240. Estas se encuentran asociadas a un sistema de estratos mineralizados locales con alto contenido de plata y valores irregulares de plomo y zinc. Se viene explorando la proyección de la Veta Karla Sur hacia el SW con resultados positivos. **(Ver Figura 2.3).**

La gran mayoría de las estructuras mineralizadas se encuentran entre las vetas Rita hacia el norte (Sistema E-W) y la veta Rita (Sistema S55°E) en las cuales se presentan las vetas que son influenciadas por los estratos para formar la mineralización en forma de mantos.

Para citar un buen ejemplo podríamos mencionar las estructuras mineralizadas en la zona central entre los niveles 4180 y 4240. La veta Petra en el nivel 4180 se presenta como una falla con relleno de calcita y posteriormente presentándose más ancho en altura hasta llegar a un estrato la cual funciona como una especie de canal de circulación del fluido mineralizante formando una importante zona. De mismo modo sucede con las veas Alisson y Rubí 1, tal como se muestra en la Sección 0 NE.

Debido a esta información obtenida en esta zona y lo evidenciado en la sección 0 NE se decide explorar hacia el NE donde se tiene información de registros de mineralización con sondajes diamantinos, sobre la veta Margot y a la veta Marjorie, lo que se empieza a evidenciar en los subniveles en las chimeneas de exploración es que a partir de los 20 m sobre el nivel 4180 aparecen estratos que ensanchan a las estructuras mineralizadas, es decir, la influencia de los estratos para formar mantos mineralizados se presentan también esta zona.

Así como este caso también se presenta en varias zonas de la mina Carmen, y por lo ya mencionado esta mina ha sido explotada desde hace muchos años atrás sobre estas vetas y mantos, motivo por el cual se decidió enfocar las exploraciones en la zona NW, esta era una zona nueva por explorar, por ello se iniciaron estas exploraciones con sondajes diamantinos, los cuales registraron estructuras mineralizadas angostas pero con valores altos de plata (20 oz/tcs Ag). Con el mismo propósito se exploró con sondajes diamantinos desde los niveles 4240 y 4450.

En los años pasados la mina Carmen aportaba con el 70% del total de la producción de toda la mina esto debido a que presentaba vetas de potencias mayores a los 7 m promedio llegando a medir hasta 17 en algunos casos, todo esto era debido a la influencia de los estratos.

Las exploraciones en esta zona se dieron impulso debido a información proveniente de sondajes diamantinos de los niveles 4240, 4300 y 4450. Debido a la accesibilidad y la infraestructura que se tenía a la mano en el nivel 4300 en el año 2011 se dio inicio a las exploraciones con labores mineras a partir del crucero 812 NE.

Teniendo como base el comportamiento estructural de las vetas de la zona central en la mina Carmen, como las vetas Petra, Margot, Raquel, Karla Sur, Claudia, Rosalia 5, etc. las cuales se presentaron como vetas angostas en algunos niveles y debido a la influencia de los estratos la mineralización toma el control de estos formado una especie de cuerpo.

Este comportamiento estructural es muy usual en las minas Carmen y Huantajalla que si bien es cierto en esta zona no hay vetas de gran potencia si se presentan influenciadas por los estratos.

Teniendo como experiencia durante la explotación de veta Petra, la cual en los niveles 4180, 4240 y 4300 se registró como una veta de relleno de calcita con bandas de minerales de sulfuros, esta se evidenció en altura como una estructura de ancho promedio hasta 7 m, los mismos que al pasar la influencia

de los estratos la veta se comportó nuevamente como una estructura mineralizada angosta (aproximadamente 0.80 m).

### **3.4 MINA SOCORRO**

La Mina Socorro se encuentra ubicada en la parte NW del yacimiento de Uchucchacua, emplazada en las calizas del grupo Jumasha. Este yacimiento está controlado fundamentalmente por 3 sistemas estructurales principales, siendo estos en orden de importancia: N35°-40°E, N60°E y E-W.

El potencial mineralógico de esta área está dado en las estructuras mineralizadas del sistema N35°-40°E (veta Gina Socorro y Lilia) por debajo del nivel 3920. Otra zona con potencial mineralógico está en los niveles 3990 y 4060 hacia la zona de Cachipampa y Yumpag. A su vez las fallas tensionales al mencionado sistema se muestran como receptores estructurales de mineralización económica, especialmente en los niveles 4060, 3990, 3920 y 3850.

Sistema N35°- 40°E.- Asociadas a este sistema tenemos las fallas regionales Socorro y Cachipampa. La falla Socorro es una fuerte estructura que aflora en superficie con relleno de calcita en casi toda su longitud horizontal y vertical, de donde se desprende la falla Gina Socorro como un lazo cimoide a este sistema. Asociados a esta falla Gina Socorro, están los cuerpos: Giovana, Giovana Norte, Lesly, Lesly Sur, Ana lucia, 699 y las vetas Socorro Piso e Isela, todas estas estructuras están controladas por fracturamientos de rumbo N50°-60°E que son tensionales a la falla Gina Socorro.

Esta veta (Gina Socorro) ha sido trabajada desde el nivel 4360 hasta el nivel 3850, presentando en niveles intermedios y altos una composición mineralógica de carbonatos de calcio y manganeso con alto contenido de alabandita y poco contenido de esfalerita y galena, en niveles más profundos como lo son los niveles 3990 y 3920 la mineralización presenta dos etapas diferenciadas entre sí, observándose una clara etapa de sulfuros de plomo y zinc que corta a la etapa de alabandita pre existente. En el caso del Cuerpo Giovana, Giovana Norte, Lesly, Lesly Sur, Ana Lucia se han trabajado desde el nivel 4240 hasta el nivel 4360. Estos cuerpos presentan una composición mineralógica de: calcita, alto contenido de alabandita y rodocrosita como ganga; sulfosales de plata (proustita, pirargirita), baja concentración de galena y esfalerita como mena. La veta Luz es otra estructura mineralizada que está asociada a este sistema, en la parte SW del área, esta veta ha sido trabajada desde el nivel 4240 hasta el nivel 4680, presentando una mineralogía uniforme en toda su extensión vertical y horizontal. Esta consiste en sulfuros de plomo y zinc, sulfosales de plata con carbonatos de calcio y manganeso.

El cuerpo Sonia es una estructura mineralizada que está asociada a la falla Socorro, de la cual se desprende desde el nivel 4060 hacia niveles inferiores, cuya composición mineralógica es de calcita, galena, esfalerita, pirita, sulfosales de plata (proustita, pirargirita).

La veta Lilia está controlada por una falla que se desprende como ramal de la veta Gina Socorro desde el Nv 4060 hacia niveles más profundos, la

mineralización es de sulfuros de plomo y zinc en la zona SW y de carbonatos de manganeso y calcio con alabandita al NE.

Sistema N60°E.- Asociado a este sistema tenemos a la Falla Giovana, la cual es un falla fuerte y continua, teniendo como relleno calcita masiva en toda su longitud. Asociados a esta falla están los cuerpos: Giovanna 2, Eliana, Eliana Norte, los cuales han sido trabajados desde el nivel 4240 hasta el nivel 4360, excepto el cuerpo Eliana Norte que viene siendo trabajada hasta el nivel 3990, presenta una composición mineralógica de carbonatos de calcio y manganeso con alto contenido de alabandita (ganga), sulfosales de plata (proustita, pirargirita) y baja concentración de sulfuros de plomo y zinc (mena).

Sistema E-W.- Asociado a este sistema tenemos a las vetas Deissy y Kelly en el NE del área de mina Socorro y las vetas Vanesa, Tina, Socorro 1, Socorro 3 al SW del área en mención.

La veta Deissy ha sido explorada en el Nv 4180 y 4120, mientras que la veta Kelly ha sido explorada en el nivel 4120. La composición mineralógica de estas estructuras mineralizadas es de: calcita, rodocrosita, alabandita, hematita como gangas y sulfosales de plata con poca concentración de galena y esfalerita como mena.

Las vetas Vanesa, Tina, Socorro 1, Socorro 3 en la parte SW del área, están compuestas mineralógicamente por calcita, galena, esfalerita, pirita, cuyo alto contenido de Plomo y zinc se debe a la influencia de intrusivos dacíticos de la zona del área de Casualidad.

### 3.5 MINA HUANTAJALLA

La mina Huantajalla se encuentra ubicada al SW del yacimiento, en el área afloran calizas de la formación Jumasha, que constituye el metalotecto geoeconómico más importante de la región. Se evidencian 3 sistemas estructurales: N30°W, N15°E y E-W.

El potencial mineralógico de esta mina se encuentra ubicado en las vetas del sistema N15°. En la veta Plomopamapa 2, en su extensión NE hasta su posible unión con la veta Sandra, así como también en las vetas 3A y 4A en profundidad y en la veta Falla Marion a lo largo de la brecha Mercedes y en su extensión SW.

- **Sistema N30°W.-** Asociado a este sistema tenemos las siguientes estructuras mineralizadas: Veta 3A, veta 4A, veta Fabiana, veta Ramal 3A y veta 7A, estas estructuras han sido trabajadas desde los niveles 4500 hasta el nivel 4300 donde predomina los minerales de sulfuros, en los niveles inferiores tienen mayor concentración de Pb – Zn, finalmente sobre el nivel 4500 la presencia de mineral de óxidos es mayor.
  
- **Sistema N15°E.-** Asociado a este sistema tenemos las siguientes estructuras mineralizadas: veta Jackie, veta Valentina, veta Paula, veta Vania, veta Esperanza y veta Vania, veta Esperanza, veta Angélica, veta Sarita, Sarita Tensional y el Cuerpo Sara, las cuales se trabajaron

entre los niveles 4600 hasta el nivel 4450, sobre el nivel superior estas estructuras se transforman en vetas de óxidos cercanas al relleno aluvial, en el nivel inferior es mayor la presencia de brechas de calcita. Pertenecen a este mismo sistema la veta y el cuerpo Edith reconocidas entre los niveles 4500 y 4300, sobre el nivel superior estas estructuras se convierten en óxidos, mientras que por debajo del inferior estas estructuras pasan a tener mayor contenido de plomo y zinc y baja plata. Las vetas Plomopampa 2, Dana y Marcia son estructuras de calcita cerrada con pequeñas concentraciones de mineral económico que no progresan en su extensión horizontal ni vertical.

- **Sistema E-W.-** Asociado a este sistema tenemos las siguiente estructuras mineralizadas: veta Mariana, veta Marina Sur, veta Marianela, veta Eugenia, Cuerpo Marion, veta Karina, veta Iris, Cuerpo Rosalinda, veta Denisse, Cuerpo Teresita y Cuerpo Daniela. Estas estructuras mineralizadas están asociadas al sistema de estratificación N15°W y buzamiento 25°SW, las cuales son responsables en muchos casos de ensanchamientos hasta de 12 m de mineral, además estas estructuras son desplazadas por fallas de estratificación.

Todas estas estructuras presentan similar ensamble mineralógico: calcosilicatos, carbonatos, sulfuros, sulfosales de plata como mineral de mena, también se observa alabandita principalmente en el sistema Plomopampa.

Los minerales más abundantes son los que constituyen las gangas como los carbonatos de Ca – Mn (calcita, rodocrosita), silicatos de Ca - Mn – Fe (johansonita, bustamita y rodonita) y sulfuros de Fe y Mn (pirita, marcasita, arsenopirita, pirrotita y alabandita).

Los minerales con valor económico lo constituyen las sulfosales de plata (proustita - pirargirita, sulfosales de plata no especificados, uchucchacuaíta, polibasita, freibergita), la plata nativa y argentita; además es notable la presencia de sulfuros de plomo y zinc (galena y esfalerita).

## **CAPITULO IV**

### **ESTUDIO GEOMECANICO**

#### **4.1 DESCRIPCIÓN DEL GRAFICO MÚLTIPLE PARA LA ESTIMACIÓN PRELIMINAR DEL COMPORTAMIENTO DEL MACIZO ROCOSO EN UNA EXCAVACIÓN SUBTERRÁNEA**

La principal incertidumbre en laboreos está relacionada con la identificación de los riesgos que se puedan presentar durante su excavación, debido a los diferentes tipos de rotura que presenta el macizo rocoso, por lo que, la predicción del comportamiento de una excavación es un punto clave en los diseños de laboreos, habiéndole dedicado los especialistas en mecánica de rocas muchos esfuerzos con el objetivo de aumentar la fiabilidad de las evaluaciones.

Uno de los trabajos más recientes, relacionado con la predicción de riesgos, es el propuesto por el Dr. G. Russo, 2007 (Geodata SpA, Turin, Italy) titulado *“Un enfoque racional simplificado para la evaluación preliminar del comportamiento de las excavaciones de túneles en roca”*. Este enfoque de evaluación correlaciona las diferentes clasificaciones geomecánicas (RMi, GSI y RMR) con el objeto de obtener un índice de competencia (IC), que al

relacionarlo con las tensiones verticales, nos permita identificar en forma preliminar, los diferentes tipos de rotura del macizo rocoso que puedan presentarse durante la excavación.

#### **4.2 DESCRIPCIÓN DEL GRAFICO MÚLTIPLE:**

El grafico múltiple (Russo, 2007) está compuesto por cuatro sectores como se indica en la **figura 4.1**, habiéndose elaborado en cada uno ellos un uso sencillo de la cuantificación de las propiedades del macizo rocoso. Estos sectores son los siguientes:

- 4.2.1** Sector I: Caracterización del macizo rocoso (Volumen de bloque + condición de discontinuidades). **Ver figura 4.2**
- 4.2.2** Sector II: Resistencia del macizo rocoso (Resistencia de la roca intacta + Caracterización del macizo rocoso). **Ver figura 4.3**
- 4.2.3** Sector III: Índice de Competencia (Resistencia del macizo rocoso + Condición tensional in-situ). **Ver figura 4.6**
- 4.2.4** Sector IV: Comportamiento de la excavación (Índice de competencia + Condición de auto-soporte). **Ver figura 4.7**

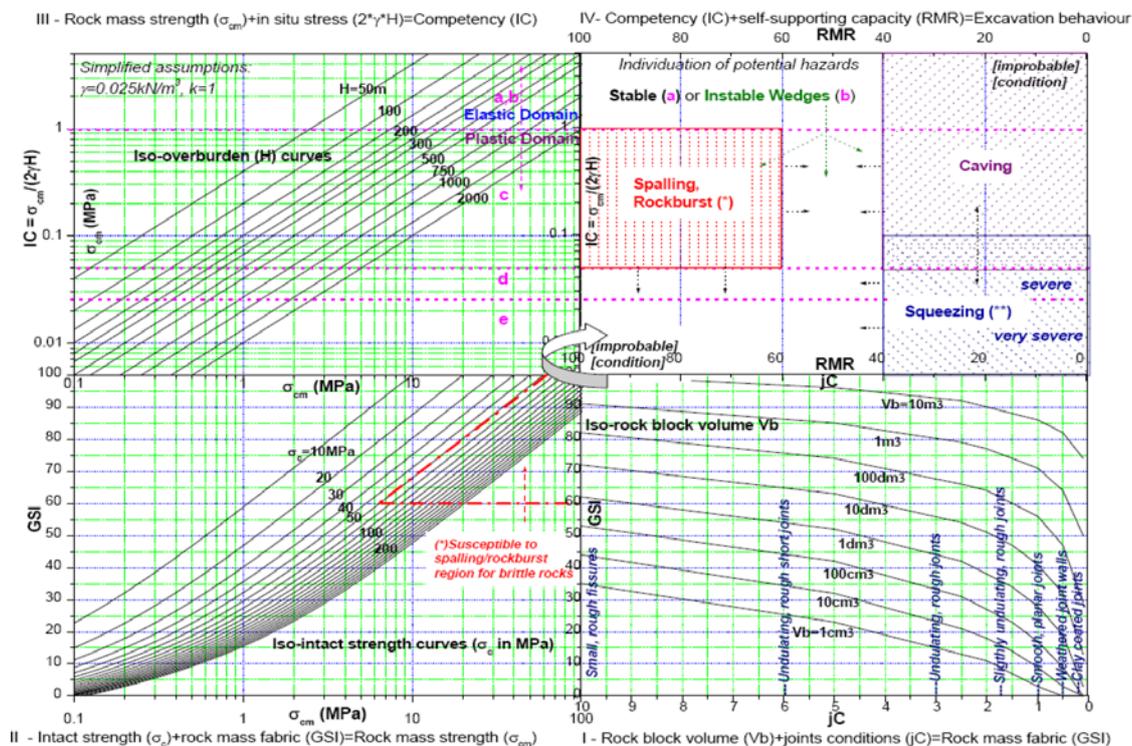


Figura 4.1 Grafico múltiple  
Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

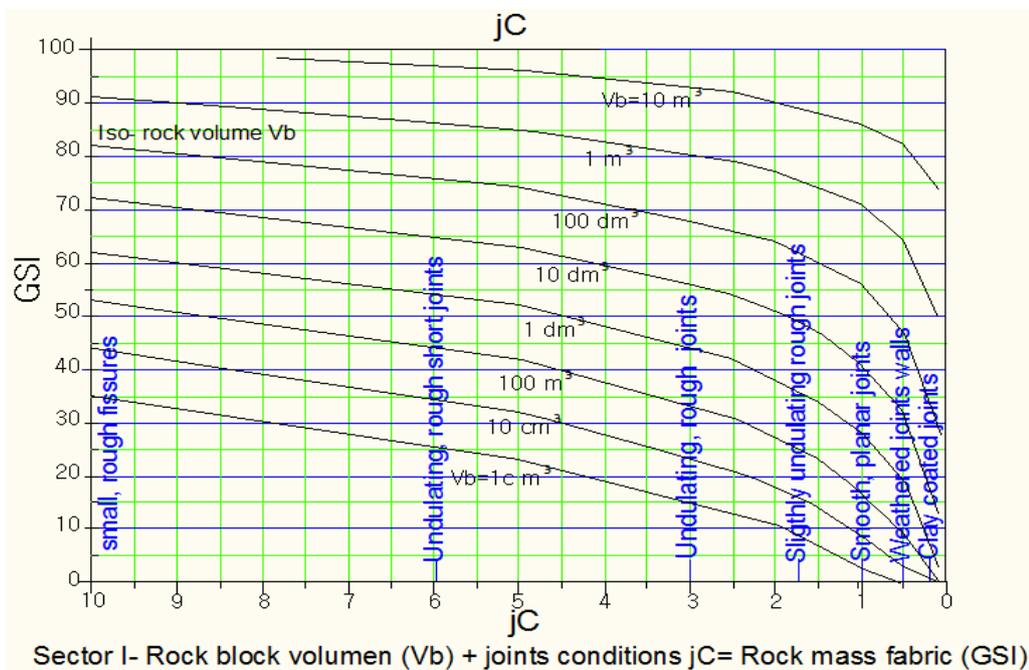


Figura 4.2 Sector I: Estimación de las características del macizo rocoso  
Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

La relación básica es la siguiente: Volumen de Bloque (Vb) + Condición de discontinuidades (jC) = Caracterización del macizo rocoso (GSI, E. Hoek, 95)

En el sector I, el índice de caracterización es el GSI y su estimación se deriva del método propuesto recientemente por el autor, donde se tiene en cuenta el marco conceptual de equivalencia entre GSI y JP (parámetro de discontinuidades).

De acuerdo a la correlación de los dos sistemas, se tiene:

$$\text{RMi: } \sigma_{cm} = \sigma_c * \text{JP} \quad (4.1)$$

Dónde:

$\sigma_c$  = Resistencia de la roca intacta y  $\text{JP} = \text{Vb} * \text{jC}$

El volumen de bloque (Vb) se determina mediante la siguiente relación:  $\text{Vb} = s_1 * s_2 * s_3$ , donde  $s_1$ ,  $s_2$  y  $s_3$  son los espaciamientos mínimos y máximos de los principales sistemas de fracturas, por lo que se asume bloques formados por tres sistemas de fracturas principales ortogonales a sub-ortogonales entre sí.

La condición de discontinuidades (jC) se determina mediante la siguiente relación:

$$\text{jC} = \text{jL} * (\text{jR} / \text{jA}) \quad (4.2)$$

Dónde:

jL es el factor de longitud y continuidad de las discontinuidades – **ver tabla 4.1.**

jR es el factor de rugosidad – **ver tabla 4.2** y

jA es el factor de alteración de las discontinuidades – **ver tabla 4.3.**

**Tabla 4.1.- Valoración del Índice jL:**

Longitud de las diaclasas (m)	Termino	Tipo	jL	
			Diaclasas continuas	Diaclasas discontinuas
< 0.5	Muy corta	Foliación / estratificación	3	6
0.1-1	Corta / pequeña	Diaclasa	2	4
1-10	Mediana	Diaclasa	1	2
10-30	Larga / mediana	Diaclasa	0.75	1.5
> 30	Muy larga / grande	Diaclasa rellenas, diques	1	1

Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

**Tabla 4.2.- Valoración del Índice jR:**

Rugosidad del plano de la diaclasa pequeña escala	Ondulación de plano de diaclasas a gran escala				
	Planar	Ligeramente ondulado	Altamente ondulado	Escalonado	Entrelazado a gran escala
Muy rugoso	3	4	6	7.5	9
Rugoso	2	3	4	5	6
Ligeramente rugoso	1.5	2	3	4	4.5
Uniforme	1	1.5	2	2.5	3
Pulido	0.75	1	1.5	2	2.5
Espejo de falla	0.6-1.5	1-2	1.5-3	2-4	2.5-5
	Para diaclasas rellenas jR =1. Para diaclasas irregulares, se sugiere jR = 5				

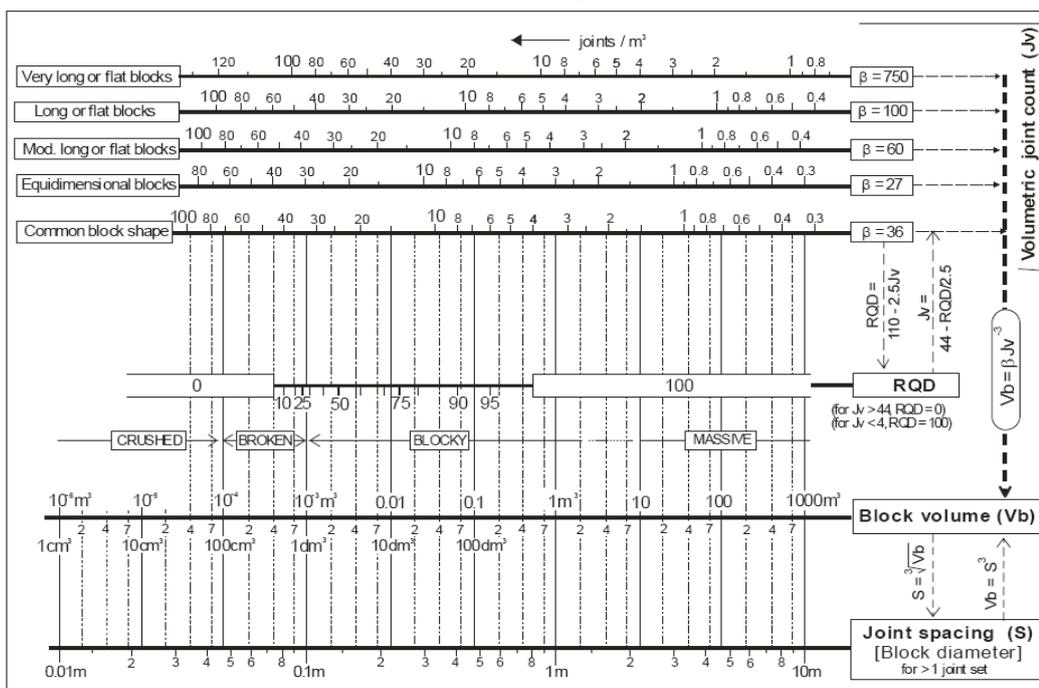
Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

**Tabla 4.3.- Valoración del Índice jA:**

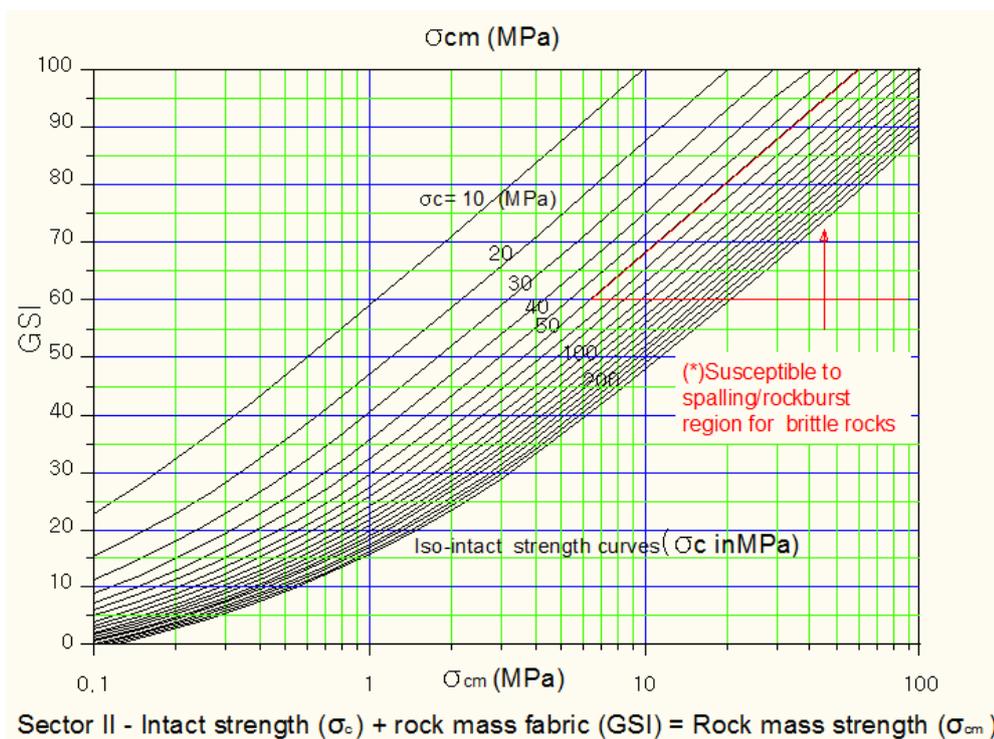
<b>A. Contacto entre las dos superficies de las paredes de la diaclasa</b>			
Termino	Descripción	jA	
<b>Diaclasas limpias</b>			
• Diaclasas "soldadas" o "pegadas"	Relleno blando e impermeable (cuarzo, epidota)	0.75	
• Paredes de roca inalterada	Superficies sin recubrimiento o relleno	1	
• Alteración de la pared de la diaclasa * 1 grado mas alterada	La superficie de la diaclasa presenta una categoría mas de alteración que la roca	2	
* 2 grados mas alterada	La superficie de la diaclasa presenta dos categorías mas de alteración que la roca	4	
<b>Diaclasas con recubrimiento o relleno fino</b>			
• Arenas, limos, calcita, etc	Recubrimiento de material friccional sin arcilla	3	
• Arcillas, cloritas, talco	Recubrimiento de material blando y cohesivo	4	
<b>B. Diaclasas rellenas, con parcial o ningún contacto entre las superficies de las paredes</b>			
Tipo de material de relleno	Descripción	Contacto parcial entre las Paredes Relleno fino (< 5mm) (jA)	Sin contacto entre las Paredes Relleno fino o milonita (jA)
• Arena, limos, calcita, etc.	Relleno con material friccional sin arcilla	4	8
• Materiales arcillosos compactados	Relleno duro proveniente de materiales blandos y cohesivos	6	10
• Materiales arcillosos blandos	Sobreconsolidación media a baja del relleno	8	12
• Materiales arcillosos expansivos	Material de relleno que exhibe claras propiedades expansivas	8 - 12	12 - 20

Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

**Tabla 4.4.- Volumen de Bloque (Vb):**



Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013



**Figura 4.3 Sector II: Estimación de la resistencia del macizo rocoso**  
**Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013**

**La relación básica es la siguiente: Caracterización del macizo rocoso (GSI) + Resistencia de la roca intacta ( $\sigma_c$ ) = Resistencia del macizo rocoso ( $\sigma_{cm}$ )**

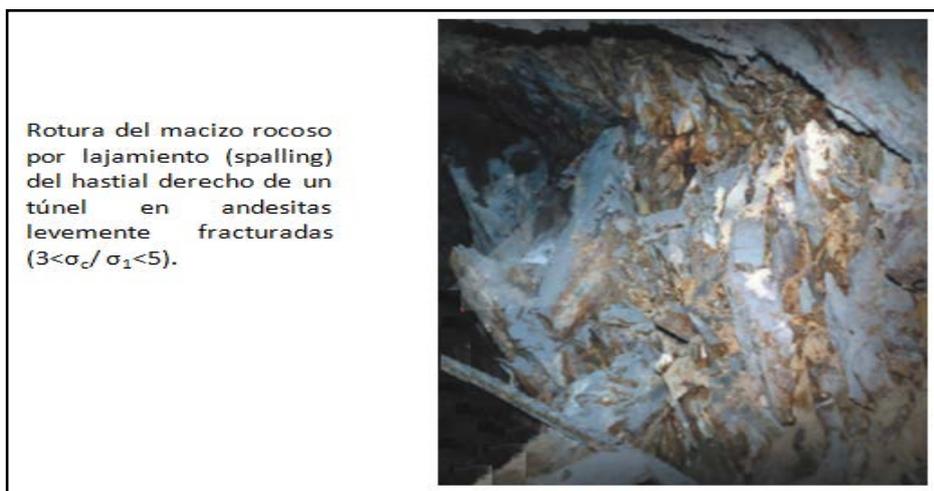
La estimación de la resistencia del macizo rocoso se basa en la ecuaciones de Hoek, et. al. (2002). En particular, este valor es gráficamente obtenido por la intersección de las curvas de estimación del GSI y resistencia de roca intacta. La fiabilidad de la estimación de la resistencia del macizo rocoso esta principalmente relacionado a ambos.

El autor (G. Russo) selecciona un área susceptible al lajamiento o estallido de rocas que está comprendido entre los intervalos de un GSI entre 60 a 100 y una resistencia de la roca intacta ( $\sigma_c$ ) entre 80 a 400 MPa. Sin embargo,

Diederichs (2004, 2005) propone que estos intervalos de ocurrencia de lajamiento o estallido de roca corresponden a un GSI de 80 a 100 y una resistencia de la roca intacta ( $\sigma_c$ ) entre 100 a 400 MPa.

En el caso de una falla por lajamiento (spalling), que implica moderada a alta resistencia de la roca intacta, puede producirse por sobretensiones en macizos rocosos de buena calidad, resistente y frágil. En tal caso, de acuerdo al "criterio de  $m=0$ " (véase, por ejemplo, Kaiser (1994) y Diederichs (2004, 2005)), la resistencia movilizada por rotura puede resultar superior o inferior que la resistencia del macizo rocoso ( $\sigma_{cm}$ ), derivado de las ecuaciones basadas de GSI (Hoek et al), dependiendo básicamente del valor obtenido del GSI y la tensión para la iniciación de grietas.

Para una estimación preliminar de la posibilidad de inestabilidad por tensiones de rocas frágiles [índice de fragilidad  $IF = (\sigma_c/\sigma_t) > 8$ ], en el sector II, la región susceptible a spalling/rockburst, está asociada únicamente con la condición de altas tensiones. Véase las **Figuras 4.4 y Figura. 4.5**



**Figura 4.4 Inestabilidad por tensiones de rocas frágiles**  
Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

Rotura del macizo rocoso masivo por estallido de rocas (rock burst) del hastial izquierdo de un túnel ( $\sigma_2/\sigma_1 < 3$ ).



Figura 4.5 Rotura de macizo rocoso

Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

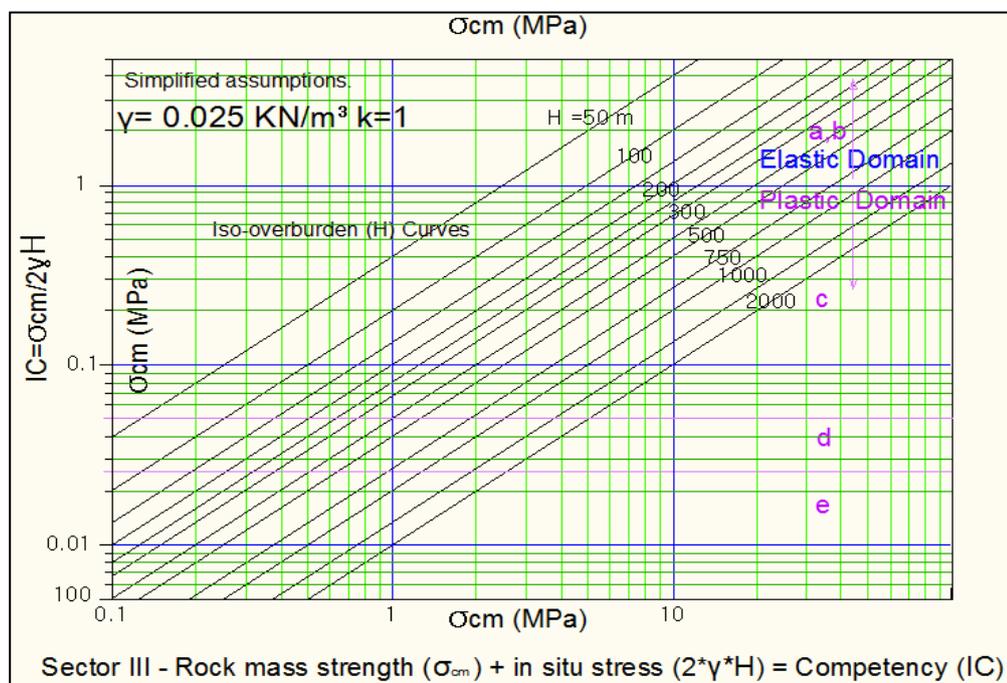


Figura 4.6 Sector III: Estimación de la Competencia del macizo rocoso

Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

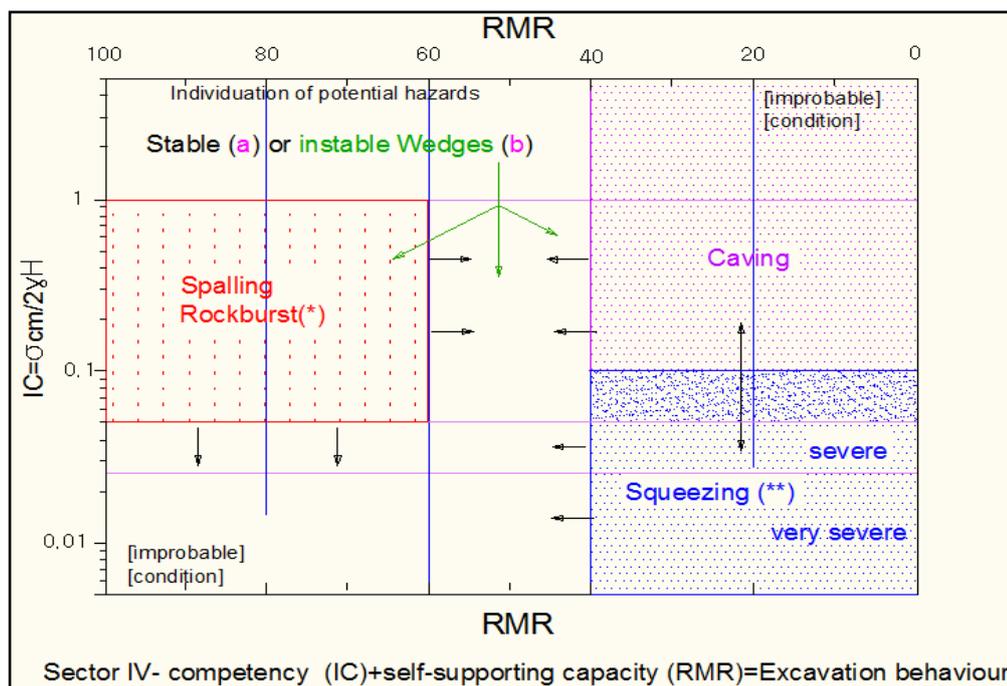
La relación básica es la siguiente: Resistencia del macizo rocoso ( $\sigma_{cm}$ ) + Tensiones In-situ ( $\sigma_{\theta}$ ) = Competencia del macizo rocoso (IC)

En el sector III, el índice de competencia (IC) es simplemente definido como la relación entre la resistencia del macizo rocoso ( $\sigma_{cm}$ ) y la tensión tangencial ( $\sigma_{\theta}$ ) en el contorno de la excavación.

Es importante señalar que en este sector se adopta una suposición simplificada acerca de la tensión original in-situ, considerando un valor de  $k=1$ , donde  $k$  es la relación entre las tensiones principales in-situ (horizontal y vertical). En consecuencia, para un túnel circular se tiene  $\sigma_{\theta}=2\gamma H$ , donde  $\gamma$ = densidad del macizo rocoso (valor asumido =  $0.025\text{kN/m}^3$ ) y  $H$ =sobrecarga (m). En el caso de  $k\neq 1$ , una aproximación razonable puede consistir en calcular la tensión máxima tangencial  $\sigma_{\theta \text{ máx.}}=3\sigma_1-\sigma_3$  y, a continuación, dividirla por  $2\gamma$ , a fin de derivar la sobrecarga ficticia, eso origina el mismo  $\sigma_{\theta}=\sigma_{\theta \text{ máx.}}$  para  $k=1$ .

En este sector, el valor de  $IC=1$  separa la respuesta de deformación de la excavación en los dominios elástico (arriba) y plástico (abajo). También, una clasificación de cuatro clases en función de la deformación que pueda presentarse (a/b, c, d, e/f). La clase a/b pertenecen al dominio elástico y las clases c, d, e/f pertenecen al dominio plástico.

Así mismo, se consideraron dos distinciones adicionales: 1) en el caso de respuesta elástica (es decir, clase a/b) la clase "b" indicó un macizo rocoso discontinuo propenso a inestabilidad por cuñas; 2) clase "f" fue asociada a las condiciones del colapso inmediato de la cara de túnel.



**Figura 4.7 Sector IV: Estimación del comportamiento del macizo rocoso en la excavación**  
**Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013**

La relación básica es la siguiente: Competencia del macizo rocoso (IC) + Capacidad de auto-soporte (RMR)=Comportamiento del macizo rocoso en la excavación (GD)

En este último sector del gráfico múltiple, la determinación del comportamiento integral del macizo rocoso se estima en forma aproximada, mediante el uso de las correlaciones anteriores con el índice de competencia (IC).

Siguiendo el esquema conceptual presentado, las clases de roca propuestas según el grado de deformación en el sector III (a/b, dominio elástico y c, d, e/f, dominio plástico) se correlacionan con los tipos de roca según el RMR (Bieniawski, 1984), teniendo en cuenta también su conocida relación empírica con la capacidad de auto-soporte de los macizos rocosos.

La rotura por lajamiento (spalling) o estallido de rocas (rockburst) está asociado a macizos rocosos muy buenos (masivos a levemente fracturados y muy resistentes) sometidos a altas tensiones (gravitacionales, tectónicas o inducidas). Según el RMR, corresponde a clases de roca Tipo I (Muy Buena).

La rotura por cuñas inestables está principalmente asociado a macizos rocosos buenos a regulares sometidos a condiciones relativas de baja tensión, es decir, cuando predomina como respuesta de la excavación, la resistencia de cizalla de discontinuidades, por lo que ocurre una falla estructuralmente controlada (Bandis, 1997). Según el RMR, corresponde a clases de roca Tipo I y II (Muy Buena a Buena).

### **4.3 CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA**

La caracterización de la masa rocosa de las labores quedará definida por los planos litológicos estructurales que elaboren el Departamento de Geología-geomecánica y la calidad de la masa rocosa determinada en el mapeo geomecánico. Se tiene establecido un código de colores para designar rangos de calidad de masa rocosa, utilizando el criterio de clasificación de Bieniawski (1989), el cual contempla 5 clases de rocas según los valores de RMR (Rock Mass Rating): Clases I, II, III, IV y V, respectivamente correspondientes a rocas de calidad Muy Buena, Buena, Regular, Mala y Muy Mala, ver tabla geomecánica versión 8 que es vigente a partir del mes de julio del 2013.

Para clasificar geotécnicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación

geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989), Barton y Colaboradores (Sistema Q – 1974) y Marinos & Hoek (GSI – Geological Strength Index – 2002).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante en el punto 2.5 del índice c. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron medidos y calculadas en el terreno donde además se tomó fotografías las cuales se muestran en el punto 5.1 que se detallan más adelante de acuerdo a las 3 estaciones realizadas.

El criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en la **tabla 4.5**

Criterio para la clasificación de la masa rocosa

**Tabla 4.5 Clasificación de la masa rocosa**

<b>Tipo de roca</b>	<b>Rango RMR</b>	<b>Rango Q</b>	<b>Calidad según RMR</b>
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51-60	2.18-5.-2	Regular A
IIIB	41-50	0.72-1.95	Regular B
IVA	31-40	0.24-0.64	Mala A
IVB	21-30	0.08-0.21	Mala B
V	< 20	< 0.7	Muy Mala

**Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013**

TIPO DE ROCA	CALIDAD DE LA ROCA	TIEMPO DE AUTOSOORTE MÁXIMO	ANCHO MÁXIMO EN TAJEOS	DESATADO DE ROCA	ALTURA MÁXIMA EN TAJEOS
2	Roca Buena	1 Año	15 m.	1. Cuando se trabaja con Jumbo en secciones (3.5x3.5m ó mas) se desata con Jumbo-scater ó emperador.	6 m. con Jumbo 5 m. con Maquina Chica
3	Roca Regular	2 Dias	10 m.	2. Cuando se trabaja con maquina chica en secciones (menores a 3x3m) el desatado manual es con juego de barretillas 4,6,8,10 pies con punta y pico loro.	6 m. con Jumbo 5 m. con Maquina Chica
4	Roca Mala	4 Hras.	5 m.	3. En cada procedimiento de desatado este debe eliminar toda las rocas sueltas	5 m. con Jumbo 3 m. con Maquina Chica es necesario shotcrete preventivo antes de ingresar.
5	Roca Muy Mala	0 Hra.	0 m.	Las veces que sea necesario, durante el proceso de desatado en la perforación y antes del carguo de explosivos.	4 m. con Jumbo shotcrete preventivo antes de ingresar.
PERFORACION Y VOLADURA EN REALCE				PERFORACION Y VOLADURA CONTROLADA EN FRENTE	
PERFORACION Y VOLADURA CONTROLADA					
GATAS Y SOPORTES DE MALLA		COLOCACION DE WOOD PACK			
OTROS ESTANDARES COMPLEMENTARIOS					
<p>* Traslape de mallas electrosoldadas a 30 cm (3 cocadas) con split set de 2" solo en labores permanentes.</p> <p>* En tajos y frentes cuando el disparo es con jumbo - percutado con jumbo o scater - sostenimiento con jumbo o con emperador mecanizado.</p> <p>* Para maquina chica, se tendra que limpiar la carga, hacer piso de perforación y luego desatar y sostener</p> <p>Para labores (temporales y permanentes )con presencia de altos esfuerzos (deformación- lajamiento - hastillamiento- carga de mallas) :EL SPAN ( longitud maxima permitida con sostenimiento parcial solo pernos/split set -si requiere malla) será en <b>ROCA BUENA 2 =50m</b> --- en <b>ROCA REGULAR 3 = 30m</b> en <b>ROCA MALA 4 = 10m</b> ---- luego se aplicará una capa de shotcrete de 5cm.(2") a 7.5cm.(3") .</p> <p>* En voladura masiva se debe esperar minimo 4 horas para ingresar despues del disparo.</p> <p>* Metro avanzado, metro sostenido</p> <p>* Cuando presente el techo ó paredes- chispeos - bombeado - reventaciones - retirarse - evaluar y comunicar.</p>					
<b>TABLA GEOMECANICA (V-8) 2013</b>					
<p>EL DESATADO SIEMPRE LO REALIZAN DOS PERSONAS, UNO DESATA Y EL OTRO OBSERVA PARA AJUSTAR CUALQUIER FALSA.</p>					
<b>ESTALLIDO DE ROCA</b>					
<p>EMISIONES DE ENERGIA BLOQUEO EN EXCAVACIONES ESTALLIDO EN FRENTE</p> <p>Fuente: Siskia   Medio   Requiza Local</p>					
<p><b>EMERGENCIAS 4377</b></p> <p><b>SEGURIDAD 4231</b></p> <p><b>GEOMECANICA 4280</b></p> <p><b>CONTROL DE OPERACIONES 4201</b></p>					

Figura 4. 8 Tablas Geomecánica (V-8) 2013; cara A Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

ROCA		TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACIONES			
CODIGO	ANCHO DE TAJEO	CALIDAD	DESCRIPCION	LABORES PERMANENTES (RAMPAS, GALERIAS Y CRUCEROS)	LABORES TEMPORALES (RAMPAS, VENTANAS, SIN ACCESOS Y/O TAJOS DE EXPLOTACION)
1	83 - 100	Roca Muy Buena	D Roca Muy dura a dura E Pocas fracturas (2 a 5 por metro) A Techo y paredes seco-humedo	No aplica sostenimiento	No aplica sostenimiento
2	63 - 80	Roca Buena	D Roca dura a semi dura E Regular cantidad de fracturas y fallas menores (6 a 12 fracturas por metro) A Techo y paredes húmedo o mojado	Sostenimiento con pernos split set de 5 o 7 pies espaciados a 1.20m en cocada o rombo. Malla en techo y paredes a la altura de 1.50m del piso de la labor. Uso de split set de 2 pies en traslapes. La secuencia de pernos split set por fila es 4 x 3 Shotcrete de 2" cuando lo requiera	Sostenimiento con super split set de 7 pies espaciados a 1.20m en cocada o rombo. Malla en techo y paredes a la altura de 1.50m del piso de la labor. La secuencia de pernos split set por fila es 4 x 3 Shotcrete de 2" cuando lo requiera
3	43 - 60	Roca Regular	D Roca dura a semi dura E Regular cantidad de fracturas y fallas menores (6 a 12 fracturas por metro) A Techo y paredes húmedo o mojado	Sostenimiento con pernos split set de 5 o 7 pies espaciados cada 1.00m en cocada o rombo. Malla en techo y paredes a la altura de 1.50m del piso de la labor. Uso de split set de 2 pies en traslapes. La secuencia de pernos split set por fila es 6 x 4 Shotcrete de 2" cuando lo requiera	Sostenimiento con super split set de 7 pies espaciados a 1.20m en cocada o rombo. Malla en techo y paredes a la altura de 1.50m del piso de la labor. Uso de split set de 2 pies en traslapes. La secuencia de pernos split set por fila es 7 x 5 Shotcrete de 2" cuando lo requiera
4	23 - 40	Roca Mala	D Roca suave y deleznable E Muy fracturada, con fallas panizadas (13 a 20 fracturas por metro) A Con goteo o flujos de agua en techo y paredes	Sostenimiento con pernos split set de 5 o 7 pies espaciados cada 1.00m en cocada o rombo. Malla en techo y paredes a la altura de 1.50m del piso de la labor. Uso de split set de 2 pies en traslapes. La secuencia de pernos split set por fila es 6 x 4 Shotcrete de 2" cuando lo requiera	Sostenimiento con super split set de 7 pies espaciados a 1.20m en cocada o rombo. Malla en techo y paredes a la altura de 1.50m del piso de la labor. Uso de split set de 2 pies en traslapes. La secuencia de pernos split set por fila es 7 x 5 Shotcrete de 2" cuando lo requiera
5	0 - 20	Roca Muy Mala	D Roca muy suave tipo suelo E Muy fallada, panizada (más de 20 fracturas por metro) tipo suelo A Flujo de agua	Sostenimiento preventivo con shotcrete de 2" de espesor luego con pernos o split set espaciados cada 1.00m con malla electro-soldada. Luego se completa shotcrete con una capa de 2" de espesor. Luego se concluye con: * Cargas 4x13 o equivalente -arcos estructurales, espaciados cada 1.00m por ser elementos sumamente pesados.	Sostenimiento preventivo con shotcrete de 2" de espesor. Luego sostenimiento con split set super split set espaciados cada 1.00m con malla electro-soldada. Uso de Wood Pack, gatas mecánicas, puntales de línea y shotcrete de 2" de espesor completando para pasar al proceso de perforación y voladura.
<b>TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA CHIMENEAS</b>					
ROCA BUENA		ROCA REGULAR		ROCA MALA	
<p>MOVIER LA SIDA EN DIFERENTES SENTIDOS, ANTES DE SUBIR AL TOPO PARA HACER CARGA. PREVENIR SOBRESFORS EN LAS PAREDES.</p> <p>DESATAR CON BARRETIJA DE 4" X 2" DES DE 20". PUNDES DESDE UNA PASADIZO.</p> <p>PERFORAR CON PUNTALES DE AVANCE CADA 1.5M COMO AVANCE Y SOSTENIMIENTO.</p>		<p>MOVIER LA SIDA EN DIFERENTES SENTIDOS, ANTES DE SUBIR AL TOPO PARA HACER CARGA. PREVENIR SOBRESFORS EN LAS PAREDES.</p> <p>DESATAR CON BARRETIJA DE 4" X 2" DES DE 20". PUNDES DESDE UNA PASADIZO SEGURO.</p> <p>COLOCAR LOS PUNTALES DE AVANCE CADA 1.5M COMO AVANCE Y SOSTENIMIENTO. MANTENER LA TOVA CAMINO A 3M DEL TECHO- USAR SPLIT SET DE 2.5 PIES EN LAS PAREDES Y TECHO - CON MALLA CUANDO EXISTE PRESENCIA DE ESPALZOS (AJUSTAMIENTO -LAJAMIENTO- REVENTACIONES).</p>		<p>MOVIER PASO A PASO QUE EN ROCA REGULAR Y LUBRO</p> <p>COLOCAR DOS PUNTALES CERCA AL TOPO CON DOS TABLAS MOVILES DE BUENA CALIDAD.</p> <p>SEÑALAR DE SITO PERFORADO, EL TECHO MANTENER LA TOVA CAMINO A 3M DEL TECHO COLOCAR SPLIT SET DE 1.5 PIES EN LAS PAREDES Y TECHO SI ES NECESARIO CON MALLA O SHOTCRETE EN EL PERMITE.</p>	
<p>SHOTCRETE: VIA HUMEDA + 3CM DE ADHESIVO (ARREDO) + 4CM DE SIDA PFA 1000 + 1CM DE SIDA DE COBRE + 1CM DE SIDA DE COBRE + 1CM DE SIDA DE COBRE + 1CM DE SIDA DE COBRE RESISTENCIA TERMINA 240 KG/CM2 (340 JOULES) CONSIDERAR REBOTE APROXIMADO DE 20% SHOTCRETE: VIA SECA POSICIONAR SIDA EN LA VIA HUMEDA MEDIO PLASTIFICANTE CONSIDERAR REBOTE APROXIMADO DE 10%</p>					

Figura 4.9 Tabla Geomecánica (V-8) 2013; cara B Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

#### 4.4 APLICACIÓN DE LA INFORMACIÓN BÁSICA

Todas estas aplicaciones pueden ser realizadas en una determinada mina, dependiendo de las características del minado. En Mina Uchucchacua, por el momento el problema de los altos esfuerzos existentes y el riesgo a caída de rocas que conlleva, con ello inferir el tipo de rotura que pueda sufrir el macizo rocoso de acuerdo a las estaciones tomadas que se mencionan en la figura 5.9 y la recomendación del sostenimiento de acuerdo al método Noruego. A continuación tenemos algunos puntos muy importantes a considerar:

- a. Establecer las secuencias de avance de la explotación más convenientes desde el punto de vista de la estabilidad de las excavaciones, tanto a nivel local como a nivel global.
- b. Determinar los requerimientos de sostenimiento de las labores mineras (tajeos y labores de avance), que llevarán a establecer estándares de sostenimiento en calidad y cantidad por calidades de roca.
- c. Implementar mediciones instrumentales para monitoreos diversos del comportamiento de la roca involucrada con las labores mineras.
- d. Definir las aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento de las excavaciones, que llevarán a establecer estándares de dimensiones de tajeos por calidades de roca.
- e. En general, solucionar problemas geomecánicos.

#### 4.5 CONTROL DE CALIDAD DEL SOSTENIMIENTO

El control de calidad es una actividad importante en la minería moderna. En el campo geo mecánico, será importante implementar el control de calidad del sostenimiento. Desde que actualmente los pernos de roca se están convirtiendo en los elementos de mayor utilización, es necesario controlar su calidad el cual con un cronograma de control por mina se viene ejecutando como parte de una de las actividades del área de geomecánica de la unidad.

Se adjunta informe realizado prueba de arranque a Split set de 5 pies realizado el 10 de marzo del 2013. Ver resultados en la **tabla 4.6**

**Tabla 4.6.- Resultados de la resistencia al arranque**

Long. Split set Pies	Tipo de Roca	Diámetro en mm.	Resistencia T <sub>n</sub>	Resistencia T <sub>n</sub> /Pie	Observaciones
5	Regular 3A	38	6.10	1.22	No se deforma la argolla
5	Regular 3A	38	6.60	1.32	No se deforma la argolla
5	Regular 3A	38	7.10	1.42	No se deforma la argolla
			<b>Promedio</b>	1.32	
			<b>T<sub>n</sub>/Pie</b>		

**Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013**

Con el informe doy a conocer los resultados de la prueba de arranque de los Split set de 5 pies de longitud; de manera que se tendrá conocimiento de la capacidad portante de este elemento de sostenimiento mencionado.

Las pruebas se realizaron en el nivel 4450 crucero 290 (Labor permanente)

Mina Carmen ver **figura 4.10**

Acotaciones:

- Los resultados de la resistencia al arranque del Split set están en el cuadro de arriba.
- Al realizar la prueba con el equipo las argollas no se deforman.
- Se tomaron 3 datos en total siendo la superficie de la roca con cavidades y la orientación de los Split set no son de  $90^\circ$  exactamente a los hastiales; así como los pernos que se anclan están un poco doblados. Por lo tanto los datos que se obtienen no son tan exactos tienen cierto error.
- En general está en lo óptimo de su trabajo de estos split set de 5' en un promedio de 1.32 Tn/Pie. que están sobre mínimo solicitado que es de 1.0 ton /pie.



**Figura 4.10 Crucero 290: Resistencia del Split set de 5 pies (Hastial derecho)**  
Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

## **4.6 RESISTENCIA DE LA ROCA**

### **4.6.1 Resistencia de la roca intacta**

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta ( $\sigma_c$ ). Para estimar este parámetro, durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geotécnico de las labores mineras y de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, se llevaron a cabo ensayos del golpe con el martillo de geólogo y con el esclerómetro de Schmidt, siguiendo las normas sugeridas por la ISRM. Las resistencias así estimadas se presentan en el ejemplo siguiente y de los cálculos realizados de las 3 estaciones de los testigos elegidos de forma estratégica de acuerdo a la calidad del RQD del macizo rocoso para determinar la resistencia que se aprecia en el índice c de este punto 2.5.

### **4.6.2 Con Martillo Schmidt**

Se menciona un informe técnico aplicando este método realizado en el tajo 072 Nivel 4180 - Mina Carmen.

#### **a) Objetivo**

Calcular la Resistencia Uniaxial a Compresión en MPa, a partir de los valores de Resistencia del Martillo Schmidt. El martillo se ha aplicado perpendicularmente a una pared vertical durante el ensayo.

#### **b) Condición Actual del Sector**

El Tajo 072 - Nivel 4180 en la Mina Carmen presenta un tipo de Roca regular 3. En la inspección realizada, se constató el predominio de Mineral emplazado en las inmediaciones del paso de la Veta Rosa y la

Traza Irma Viviana. Esta condición afecta el macizo rocoso en algunos tramos, en los que se considera el tipo de roca Mala 4A, por la presencia de fallas panizadas, goteo y flujo de agua en techo y paredes mayoritariamente en la caja techo con potencia de 40cm en promedio.

Las condiciones descritas anteriormente nos permiten diferenciar los límites entre ambos tipos de roca y realizar el Ensayo Insitu con el Martillo Schmidt, previa auscultación de planos de roca en posición vertical, limpios y no disturbados.

c) Análisis de Datos

Se obtuvieron 12 valores de los cuales se eliminaron 6 y con estos valores se calculó la media para el mineral y la caliza. Se ha obtenido el resumen de datos en la siguiente tabla, para el mineral. **Ver Tabla 4.6.**

**Tabla 4.6 Análisis de datos**

ENSAYO CON EL MARTILLO SCHMIT						
ROCA :	MINERAL					
Valores de rebote de martillo						
Nº	1º	2º	3º	4º	5º	6º
Valores	53	46	44	42	43	40
Valor de Rebote Medio : 44.67						

Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

Se ha obtenido el resumen de datos en la siguiente tabla, para la caliza. Ver **tabla 4.7.**

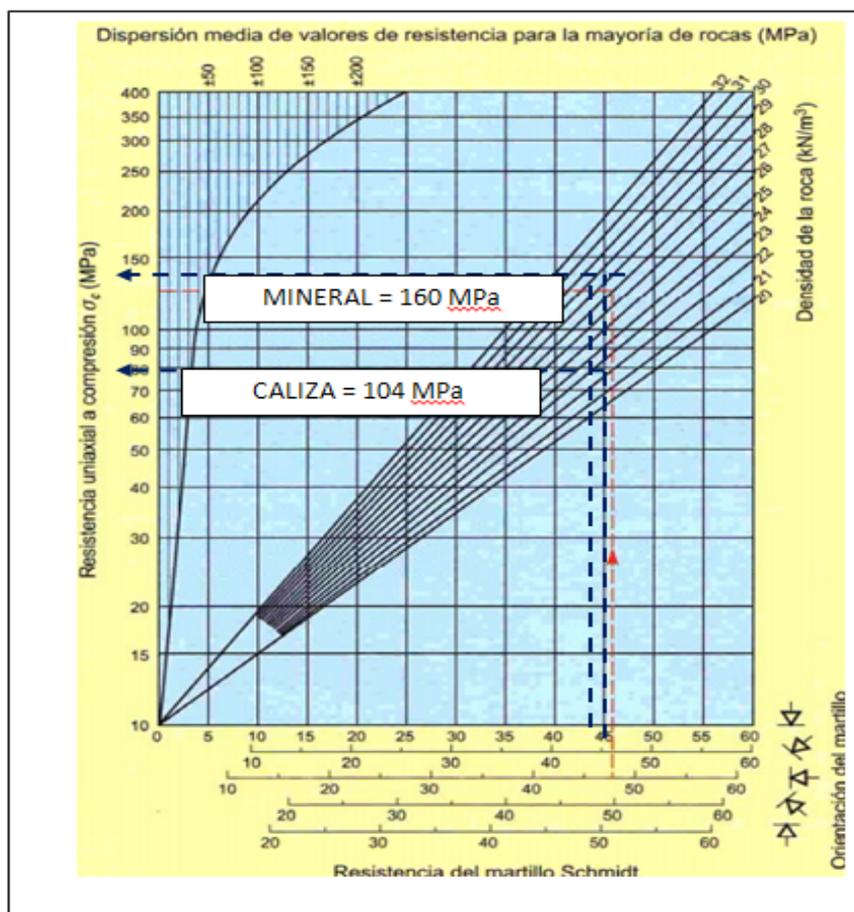
**Tabla 4.7 Resumen de datos para tabla caliza**

ENSAYO CON EL MARTILLO SCHMIT						
ROCA :	CALIZA					
Valores de rebote de martillo						
N°	1°	2°	3°	4°	5°	6°
Valores	50	46	42	42	40	40
Valor de Rebote Medio	43.33					

Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua. 2013

Densidad de Mineral:  $3.2 \text{ kN/m}^3$ , Densidad de la Caliza:  $2.7 \text{ kN/m}^3$   
 Ploteando los Valores de Rebote Medio obtenidos en el Abaco que se observa en la **figura 4.11**

Mineral: 160 Mpa, Caliza: 104 Mpa



**Figura 4.11 Los Valores de Rebote Medio obtenidos en el Abaco**  
 Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

### Martillo Schmidt



Figura 4.12 Equipo y muestras para pruebas de resistencia compresiva  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

#### 4.6.3 Cálculo de la Resistencia Compresiva Uniaxial a partir del martillo de Schmidt Rampa 626–1 - Mina Socorro

Como parte de los cálculos realizados en las 3 estaciones de determinación del sondaje realizado de 318 m final y determinar el comportamiento futuro del macizo rocoso al momento de realizar las excavaciones se muestran en los siguientes cuadros.

Este método recomienda el uso del martillo de impacto Schmidt para la determinación de la Resistencia Compresiva Uniaxial (Dureza) en Mpa de las rocas.

El martillo se ha aplicado perpendicularmente a la pared vertical durante el ensayo.

#### ESTACION 1

Análisis de Datos

Se realizaron 24 mediciones en los testigos de sondaje. Obteniéndose la siguiente data – **ver tabla 4.10**

**Tabla 4.10.- Registro Lineal de Ensayos en Campo Martillo Schmidt**

<b>N° - MUESTRA</b>	<b>REBOTE</b>
<b>1</b>	<b>38</b>
<b>2</b>	<b>30</b>
<b>3</b>	<b>35</b>
<b>4</b>	<b>36</b>
<b>5</b>	<b>34</b>
<b>6</b>	<b>36</b>
<b>7</b>	<b>34</b>
<b>8</b>	<b>25</b>
<b>9</b>	<b>31</b>
<b>10</b>	<b>34</b>
<b>11</b>	<b>37</b>
<b>12</b>	<b>32</b>
<b>VALOR MEDIO</b>	<b>36</b>

**Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013**

Para determinar la resistencia de la roca a la compresión Uniaxial se han Ploteado el valor obtenido de Rebote Medio al Abaco de correlaciones

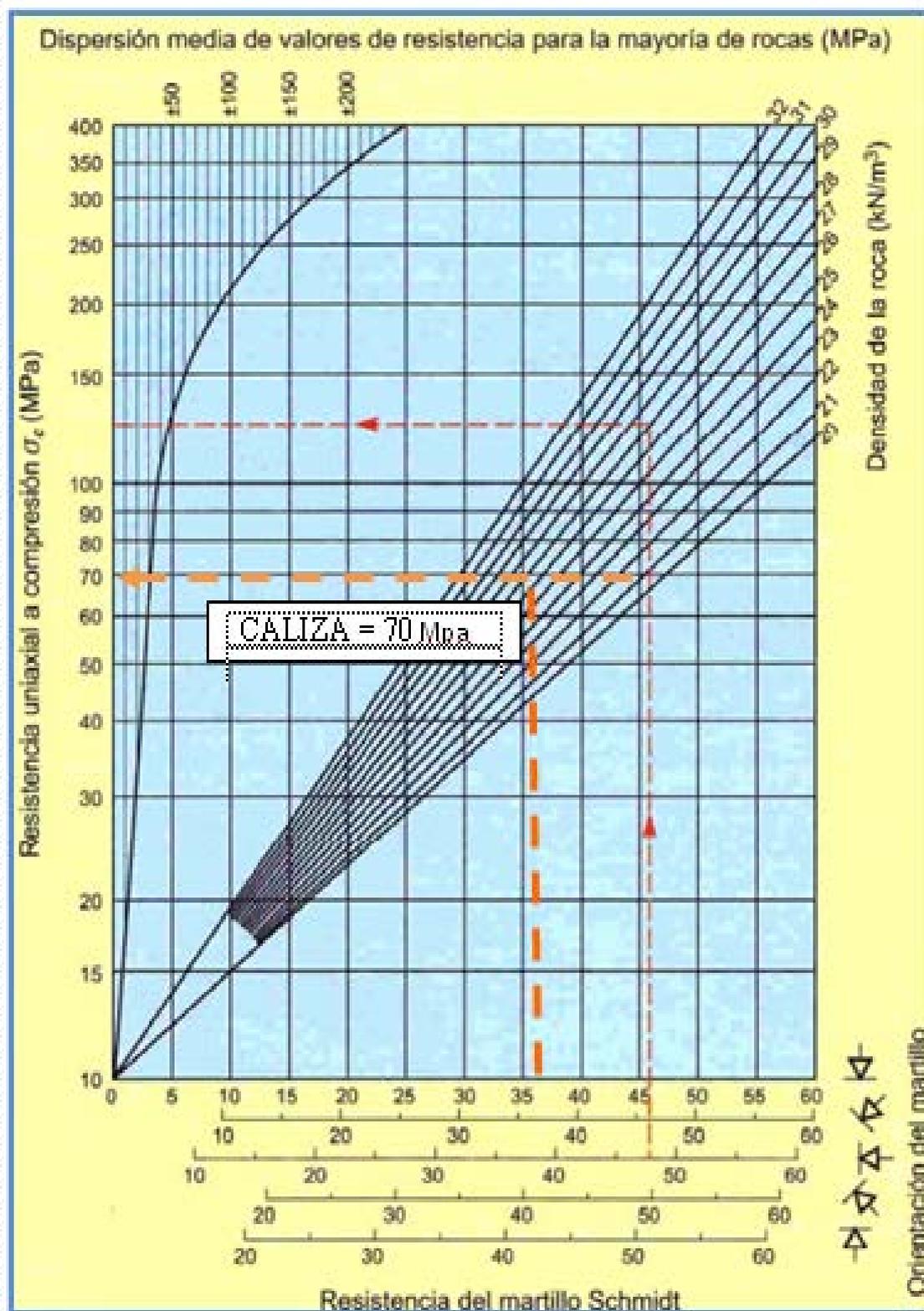


Figura 4.13 Resistencia de la roca a la compresión Uniaxial  
Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

## ESTACION 2

### Análisis de Datos

Se realizaron 24 mediciones en los testigos se sondaje. Obteniéndose la siguiente data – ver **tabla 4.11**

**Tabla 4.11.- Registro Lineal de Ensayos en Campo Martillo Schmidt**

N° - MUESTRA	REBOTE
1	40
2	45
3	34
4	38
5	20
6	35
7	40
8	45
9	39
10	47
11	36
12	45
<b>VALOR MEDIO</b>	<b>44</b>

**Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchucacua 2013**

Para determinar la resistencia de la roca a la compresión Uniaxial se han Ploteado el valor obtenido de Rebote Medio al Abaco de correlaciones empíricas propuestas por Katz, Reches y Roegiers obteniéndose el valor de 110 MPa Ver **figura 4.14**

### ESTACION 3

#### Análisis de Datos

Se realizaron 24 mediciones en los testigos se sondaje. Obteniéndose la siguiente data. Ver **tabla 4.12**.

**Tabla 4.12.- Registro Lineal de Ensayos en Campo Martillo Schmidt**

Nº - MUESTRA	REBOTE
1	46
2	45
3	34
4	43
5	28
6	48
7	38
8	40
9	46
10	40
11	45
12	41
<b>VALOR MEDIO</b>	<b>45</b>

**Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013**

Para determinar la resistencia de la roca a la compresión Uniaxial se han Ploteado el valor obtenido de Rebote Medio al Abaco de correlaciones empíricas propuestas por Katz, Reches y Roegiers obteniéndose el valor de 120 MPa Ver **figura 4.14**

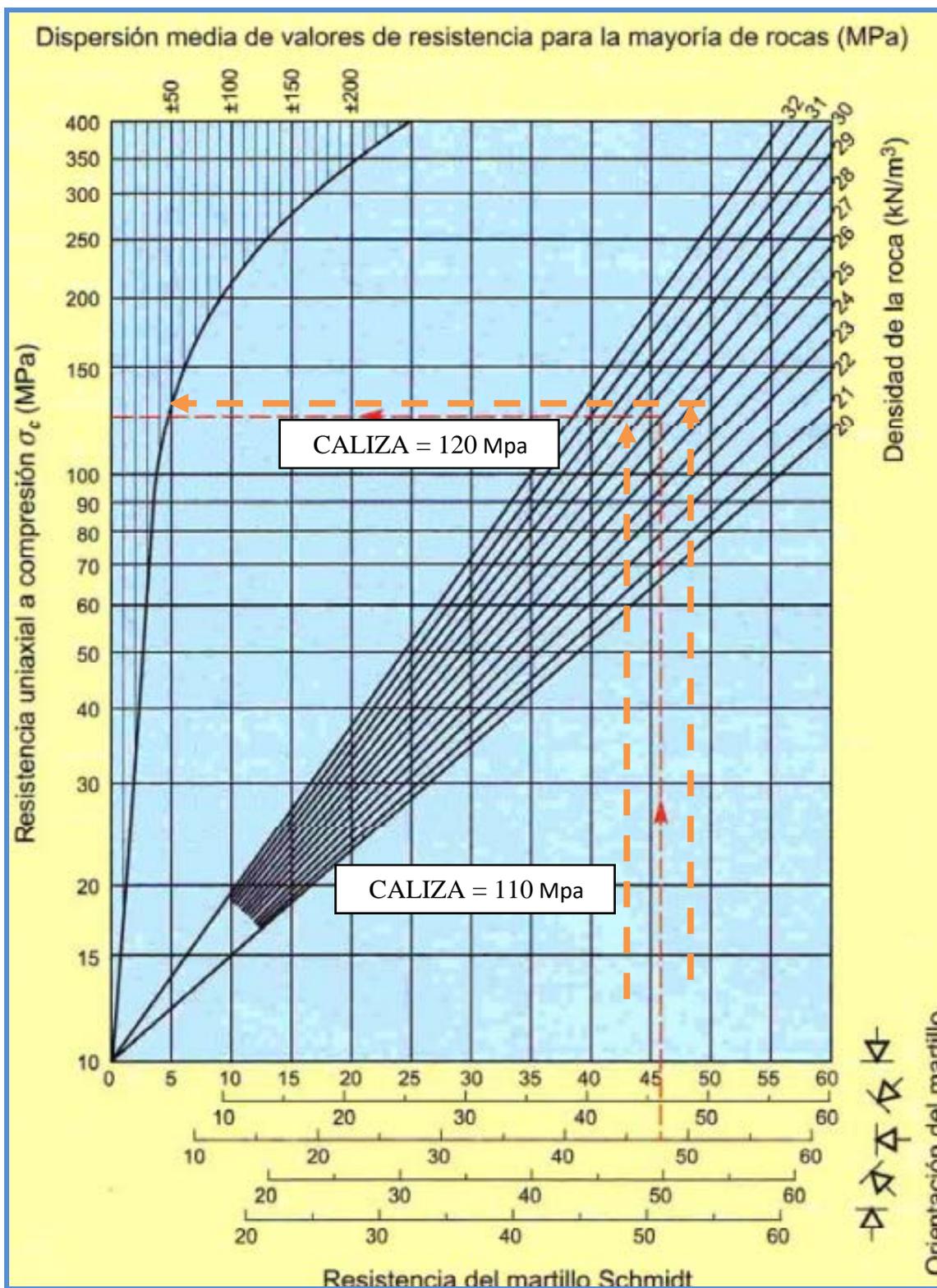


Figura 4.14 Dispersión media de valores de resistencia para la mayoría de rocas  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

#### **4.7 CONDICIONES DEL AGUA SUBTERRÁNEA**

La presencia del agua tiene efectos negativos en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas. De los varios efectos, el principal es la presión que ejerce en las discontinuidades estructurales, disminuyendo la resistencia al corte e las mismas y favoreciendo la inestabilidad de las labores mineras. Las labores mineras de Uchucchacua se ubican en la cuenca de la laguna Patón, perteneciente a la vertiente del océano Pacífico. La cuenca tiene una superficie de 3,860 ha. Nace en la zona alta de la Laguna Caballococha, sobre los 5,000 msnm y alberga a varias lagunas pequeñas en su parte intermedia. La laguna Patón descarga en el río Patón, afluente del río Huaura. Las lagunas de la parte intermedia son la laguna Cutacocha, la laguna Colquicocha, que abastece de agua a la planta concentradora y la laguna Añilcocha.

#### **4.8 ESTADO TENSIONAL EN EL YACIMIENTO UCHUCCHACUA. TENSIONES GRAVITACIONALES.**

Las tensiones gravitacionales resultan del peso de la sobrecarga por área de unidad en un punto específico en la masa de la roca. El componente vertical de la tensión,  $\sigma_v$ , se asume normalmente por ser una función de la profundidad y se puede definir como Eq. 1

$$\delta v = \rho g z \quad (4.3)$$

Donde

$\rho$  : Es la densidad de la masa de la roca ( $\text{kg/m}^3$ ),  $g$  es la aceleración de la gravedad ( $9.81 \text{ m/s}^2$ ), y  $z$  es la superficie subterránea de la profundidad.

El componente horizontal debido a las cargas gravitacionales depende de las características de la masa de la roca. El material nuestro se puede considerar elástico lineal e isotrópico y un estado unidimensional, la tensión horizontal media es definida, por ejemplo (Herget 1988)

$$\sigma_H = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_v \quad (4.4)$$

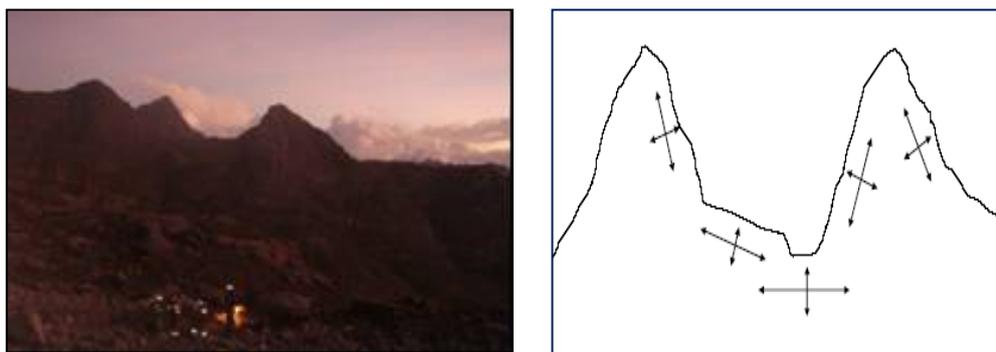
Donde  $\nu$  está el cociente de Poisson, que puede variar entre 0.15 y 0.35 para el caso nuestro está entre 0.25 en promedio.

La distribución y la magnitud de tensiones horizontales son afectadas por variaciones de la geología total y la existencia de estructuras geológicas y de otros cuerpos de mineral heterogéneos.

Esto significa en la práctica que las heterogeneidades pueden causar disturbios (concentraciones de tensión) con un campo de tensión bastante grande y causar los rockbursts o problemas de inestabilidad durante la excavación caso Uchucchacua. Una asunción muy común en mecánica de rocas es que las tensiones principales son verticales y horizontales.

Esto no es siempre verdad, especialmente en las profundidades bajas cuando la superficie de tierra no es horizontal. Si miramos un área muy rocosa que consiste en altos picos y los valles profundos caso Uchucchacua se encontrará que las tensiones principales son paralelas y normales a la superficie de tierra, véase la **figura 4.15**

Cuando la profundidad aumenta, el efecto de la topografía rugosa se reduce y las tensiones principales reasumen las mismas orientaciones que habrían tenido si la superficie de terreno fuese horizontal.



**Figura 4.15 Efecto de la topografía**  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

#### **4.8.1 Tensiones tectónicas**

Las tensiones tectónicas se pueden dividir en dos grupos, tensiones tectónicas activas y esfuerzos remanentes tectónicos (Amadei y Stephansson, 1997). Distinguir entre ellos puede ser difícil y no puede siempre estar de interés de un punto de vista de la ingeniería. En el yacimiento de chacua, el estado actual de la tensión no se puede relacionar con las estructuras geológicas. Las tensiones han cambiado muy probablemente por efecto de las tres etapas de fracturamiento sucedidos en nuestro yacimiento ya sea cerca ó más allá de acontecimientos tectónicos.

#### **4.8.2 Las tensiones residuales**

La tensión residual se define como “el estado de tensión que aún permanece en la masa rocosa después de originado el mecanismo de

excavación” (Hyett et al., 1986). Si una masa rocosa ha sido sujeto a cargas altas o a condiciones diferentes en el pasado, las tensiones pueden volverse a su equilibrio inicial caso Uchucchacua.

#### **4.8.3 Tensiones secundarias o tensiones inducidas**

Las tensiones secundarias (o las tensiones inducidas) son el resultado de la redistribución de las tensiones primarias debido a un disturbio. El disturbio puede ser causado por las acciones humanas (excavaciones caso Uchucchacua) (Herget, 1988).

#### **4.8.4 Tensiones inducidas en la explotación minera**

En la mina de Uchucchacua tenemos diversas clases de excavaciones en un área grande; por lo tanto el campo de tensión local puede ser extenso. La disposición compleja y el tiempo la secuencia de minado dependiente puede hacerlo difícil de determinar las tensiones secundarias alrededor de las aberturas y en la masa de la roca que rodea la mina. Cuando una mina crece como la nuestra, la zona alrededor de ella en cuál se disturba el campo de tensión también crece. Las tensiones del minado inducido son los resultados del sistema de explotación su interacción con los techos a excavar, la consistencia de la roca cambia, rendimiento de pilares, las reacciones al relleno, los efectos de flujo de la mena, etc. (Jeremic, 1987).

#### **4.8.5 Esfuerzos in-situ**

La zona de la presente evaluación está relativamente a poca profundidad, por lo que se espera que los esfuerzos in-situ serán de magnitud relativamente pequeños. Para propósitos de analizar los esfuerzos y las deformaciones alrededor de las excavaciones subterráneas de nuestro

yacimiento, se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1980), ver gráfico 2.9.1, considerando una sobrecarga rocosa de 1000 m. Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente 25.0 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal (10 MPa), fue estimada utilizando el criterio de Sheorey (1994).

Ver figura 4.16, según esto k es aproximadamente = 0.40.

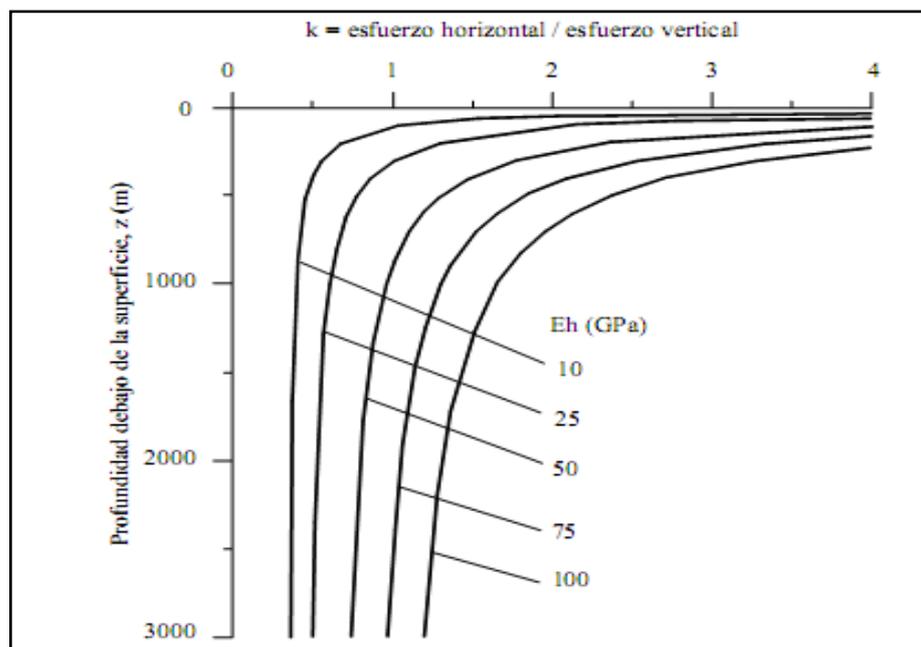


Figura 4. 16 Mediciones de esfuerzos verticales en proyectos de ingeniería civil y minera alrededor del mundo (Hoek & Brown, 1980).

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Para todos los tipos de masas rocosas presentes en los diferentes dominios estructurales de la Zona Prioridad 1, el “Factor de competencia Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta/ Esfuerzo vertical” esta  $\geq 3$  y  $<10$ , lo cual indica que las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, dependerán tanto de las

discontinuidades o arreglo estructural de la masa rocosa y de los esfuerzos. Por otro lado, el factor de competencia indica también la necesidad de utilizar sostenimiento, lo cual se cumple en la práctica.

## **4.9 SOSTENIMIENTO**

### **4.9.1 Labores permanentes**

Sostenimiento en (Galerías, cruceros, ventanas, rampas principales), en las diferentes minas que se encuentran en los niveles superiores con secciones que van desde 2.70mx2.70m hasta 3.50mx3.50m y 4.00mX4.00m en niveles inferiores como 3990, 3920, 3850 y 3780 donde se trabaja de forma mecanizada.

Del nivel 4300 al nivel 4500 Mina Socorro, Carmen y Huantajalla el sostenimiento es en Roca de calidad Regular 3 el sostenimiento es en forma sistemática aplicando Split set y malla espaciados de perno a perno 1.20m , en roca de calidad Mala 4 el sostenimiento es de perno a perno espaciados a 1.0 m todos sistemáticamente colocados en forma de cocada , con malla desde 1.50m a la altura de piso y a 1.00 a la altura de piso respectivamente para evitar la caída de trozos que pasen los 10cm del techo y caídas de las paredes de dichas labores.

De la misma forma desde los niveles 4240 hasta los niveles 4060 el mismo sistema de sostenimiento y en algunos casos en roca de mala calidad 4 se sostiene además de pernos más malla y una capa de shotcrete de 5 cm de espesor.

En los niveles 3990 hacia profundización el sostenimiento se hace cada vez más riguroso en calidad con un refuerzo combinado de shotcrete (lanzado

de concreto con fibra especial, además del sostenimiento con super Split set de 47mm de diámetro x 2.10 m de longitud espaciados a 1.20 m de perno a perno y una capa shotcrete de 5cm de espesor, en algunos casos reforzado con malla intermedio.

#### **4.9.2 Labores temporales**

Sostenimiento en (Tajos de producción, ventanas y labores de acceso), en las diferentes minas que se encuentran en los niveles superiores con secciones que van desde 2.70x2.70m hasta 3.50mx3.50 de sección llegando a 4.00mx4.00m en la profundización de la rampa principal en mina Socorro.

Del nivel 4300 al nivel 4500 Mina Socorro, Carmen y Huantajalla el sostenimiento es en Roca de calidad Regular 3 el sostenimiento es en forma sistemática aplicando Split set y malla espaciados de perno a perno 1.20m , en roca de calidad Mala 4 el sostenimiento es de perno a perno espaciados a 1.0 m todos sistemáticamente colocados en forma de cocada , con malla desde 1.50m a la altura de piso y a 1.00m a la altura de piso respectivamente para evitar la caída de trozos que pasen los 10cm del techo y caídas de las paredes de dichas labores.

En los niveles 3990 hacia profundización el sostenimiento se hace cada vez más riguroso en calidad el sostenimiento con super Split set de 47mm de diámetro x 2.10 m de longitud espaciados a 1.20 m de perno a perno en rocas de calidad Regular 3 y una capa shotcrete de 5cm de espesor si este fuere necesario con malla intermedio.

Todo esto con más detalle podemos observar en nuestra tabla geomecánica V-8 que opera desde el mes de julio del 2013 ver figuras 2.3 y 2.4 del punto 2.2 correspondiente a la caracterización de la masa rocosa.

#### **4.10 EVALUACIÓN Y CONTROL DE RIESGO SÍSMICO**

##### **4.10.1 Eventos Históricos**

El primer estallido de rocas ocurrió el 12 de diciembre de 2003 en la Ventana 1 de la Rampa 261, que se estaba construyendo como acceso al Tajeo 261 del Cuerpo Rosario en el nivel 4180 de Mina Carmen a una profundidad de 720m. **Figura 4.17**



**Figura 4.17 Estallido de rocas en la ventana 1 de la Rampa 261**  
**Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013**

El segundo estallido de rocas ocurrió el 27 de setiembre de 2004 en el Tajo 150 en la confluencia de los Cuerpos Rubí y Allison, en el Nivel 4120 de Mina Carmen a 180 metros de profundidad. **Figura 4.18**



**Figura 4.18** Estallido de rocas en el Tajo 150  
**Fuente:** Dpto de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

El día 28 de Marzo de 2005; ocurrió otro estallido; en el Tajeo 238 del Cuerpo Rosario en el Nivel 4180 de Mina Carmen a una profundidad de 720 metros. **Figura 4.19**



**Figura 4.19** Estallido en el Tajeo 238 del Cuerpo Rosario en el Nivel 4180 de Mina Carmen  
**Fuente:** Dpto de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

El día 31 de agosto de 2005, ocurrió un estallido en el Tajo 150 en el Cuerpo Rubí III del Nivel 4120 de Mina Carmen a una profundidad de 780 metros.



**Figura 4.20** Estallido en el Tajo 150 en el Cuerpo Rubí III del Nivel 4120 de Mina Carmen

**Fuente:** Dpto de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

El día 30 de diciembre de 2005, ocurrió un estallido en el Tajo 225 en la Falla Rita del Nivel 4300 de Mina Carmen, a una profundidad de 600 metros.



**Figura 4.21** Estallido en el Tajo 225 en la Falla Rita del Nivel 4300 de Mina Carmen

**Fuente:** Dpto de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

#### **4.10.2 Acontecimientos sísmicos asociados a Tajos en producción en Uchucchacua**

Estos tipos de acontecimientos ocurren en las cercanías de las excavaciones y son un resultado directo de la redistribución de la tensión alrededor de la excavación. Son más probables a ocurrir donde está la tensión lo más alta posible. La característica de este tipo de acontecimiento es que el daño y la falla coinciden.

Es decir, la localización del daño y la localización del lanzamiento de la energía son uno e iguales. Varios tipos de fallas pertenecen a esta categoría, los tres más comunes son descritos aquí; explosión de la tensión, explosión del pilar y explosión de la cara (frente). Estos tipos de acontecimientos no pueden ocurrir si no hay abertura (Ortlepp, 1997).

#### **4.10.3 Estallido de tensión**

El término se utiliza para describir un acontecimiento de falla violenta donde los pedazos relativamente pequeños de la roca son expulsados del contorno de una excavación. Las explosiones de tensión puede ser una forma de fallamiento local de la masa rocosa. Los trozos de roca que se proyectan son generalmente finos con los bordes agudos. Si la roca es cercana a la excavación en conexión a la falla no pasa a través de la roca intacta, sino por el contrario causa finas láminas de roca próxima a la superficie. Una tensión estallada causa generalmente daño relativamente limitado, desde entonces la cantidad de energía que lance es bastante pequeña.

#### **4.10.4 Estallido de pilar**

La explosión del pilar es un término usado para las fallas violentas del pilar, y es también un resultado de la tensión local de redistribución. El daño que resulta de una explosión del pilar puede ser severo dependiendo de localizaciones del pilar fallado y el estado de rodear pilares y la roca. La cantidad de la energía lanzada por una explosión del pilar es mucho más grande que de un estallido de tensión de tal forma que la irradiación de la onda sísmica puede causar daño en otras áreas por ejemplo sacudida a lo largo de roca floja. La repentina pérdida de apoyo a partir de un pilar hace que las tensiones sean redistribuidas a los pilares próximos, en los cuales puede fallar violentamente dependiendo de cómo están tan cercanos a la falla. Pueden resultar un efecto dominó de las fallas del pilar que pueden conducir al derrumbamiento de esa área que se mina.

#### **4.10.5 Estallido de un frente**

La explosión de un frente es una forma de explosión de la tensión que es causada por la acumulación de la energía de tensión en masa de la roca fracturada delante del frente. Las explosiones del frente son acompañadas por la eyección violenta de material del frente en el área excavada.

#### **4.10.6 Acontecimientos sísmicos asociados a discontinuidades geológicas**

Estos acontecimientos sísmicos que se están dando en nuestra mina Uchucchacua son también un resultado de la redistribución de la tensión de minado, pero en más grande escala. Mientras que la mina crece, un área más grande alrededor de ella es afectada por la redistribución de la tensión. Esto nos está conduciendo a la reactivación de fallas en el área o a la formación

violenta de fracturas nuevas en la roca intacta. El tipo más común de acontecimiento sísmico grande es el deslizamiento de una falla.

#### **4.10.7 Resbalón de Falla**

El resbalón de falla es el término usado para describir el deslizamiento de una estructura geológica. Las actividades que minan pueden influenciar en las fallas de dos maneras. El primer es que al minar en el área reduce la fuerza que afianza la unión a través de la falla, que conduce a la resistencia del esfuerzo de corte reducida a lo largo de la falla. El otro es con el minado aumenta la fuerza de corte a lo largo de la falla, de modo que ocurra el resbalón. El daño a las excavaciones son causadas por la energía que se lanza cuando ocurre el resbalón. La energía lanzada se irradia como onda sísmica, y cuando la onda golpea una abertura en la roca causa proyección de los bloques definidos por los empalmes existentes.

#### **4.10.8 Rotura de Corte**

La ruptura de corte es una falla de corte a través de la roca intacta, que ocurre repentinamente y causa radiación de ondas sísmicas y daño a las excavaciones próximas. Requiere un estado tensional triaxial y ocurre cuando las tensiones compresivas delante de un frente que se mina exceden a la fuerza de corte de la roca. Otro requisito es que la masa de la roca tiene que estar libre de empalmes.

El tipo de daño causado por la ruptura de corte es igual que un acontecimiento del tipo resbalón de falla.

#### **4.10.9 Medidas de control implementadas**

En el año 2006 se empezó a gestionar la implementación de un sistema de monitoreo sísmico de manera permanente y en tiempo real. Para enero del año 2007 ya se puso en funcionamiento el sistema de monitoreo de la Empresa canadiense ESG.

Esta adquisición se instaló en la Mina Carmen donde se presentaban problemas de estallidos de roca en esos momentos, entre el Nv 4180 y Nv 4060. La instalación se realizó con personal de la compañía Buenaventura, como también se tuvo la visita de los especialistas de la empresa ESG.

Una segunda etapa de adquisición sería a fines del año 2008, para comenzar a monitorear el comportamiento de la Falla regional Socorro. Esta segunda etapa monitoreaba las minas Socorro y Casualidad, entre el Nv 4240 al Nv 3990. Para esta etapa se tendieron más de 4000 metros de cable y 2000 metros de fibra óptica.

Por el dinamismo de la minería se tubo que reestructurar la ubicación de los equipos sísmicos siendo su concentración en la Mina Socorro entre el Nv 4180 al Nv 3990. Ya que la mina Casualidad paralizó sus trabajos de laboreo minero y en un periodo de seis meses no se registraron evento sísmico alguno.

Luego de varios percances y buscando la mejor ruta para el tendido de cables y fibra óptica el sistema de monitoreo en la Mina Socorro empieza a funcionar al 100% a inicios del año 2011.

#### **4.11 DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE DE LAS EXCAVACIONES**

Existen direcciones preferenciales en las cuales debe ser alineado el avance de las excavaciones, para lograr mejores condiciones de estabilidad de las mismas. Las condiciones más favorables para la estabilidad, ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma perpendicular a las estructuras principales; de manera contraria, las condiciones más desfavorables para la estabilidad, ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma paralela a las estructuras principales. Para determinar las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones se han utilizado los resultados del análisis de la caracterización de las estructuras principales presentado en el punto 3.7 de acuerdo al índice presentado. Según esta información:

El sistema de estratos, que constituye una de las principales estructuras mayores del área del proyecto, no tendrá influencia en el establecimiento de una determinada dirección preferencial de avance de las excavaciones, dado el bajo buzamiento que presenta. En general, para estructuras de bajo buzamiento las condiciones de estabilidad son moderadas, independientes de la dirección de avance de las excavaciones.

Los otros sistemas de discontinuidades importantes presentes en el área de estudio, conforman un arreglo estructural, en el cual la dirección preferencial de avance es de NW-SE ha SE-NW o viceversa. Podemos considerar una dirección preferencial promedio de SSE a NNW, Para los casos de las minas:

- Mina Carmen: Los sistemas de discontinuidades conforman un arreglo estructural, en el cual la dirección preferencial de avance sería de SE-NW perpendicular a las estructuras principales SW –NE.
- Mina Huantajalla – Casualidad: Los sistemas de discontinuidades conforman un arreglo estructural, en el cual la dirección preferencial de avance sería de SW-NE perpendicular a las estructuras principales SE – NW.
- Mina Socorro: Los sistemas de discontinuidades conforman un arreglo estructural, en el cual la dirección preferencial de avance sería de W- E ó viceversa y perpendicular a las estructuras principales N-NE y S-SW.

#### **4.12 ABERTURAS MÁXIMAS Y TIEMPOS DE AUTO SOSTENIMIENTO**

Las aberturas máximas y su tiempo de autosostenimiento, han sido estimados en base a la aplicación de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989) y de Barton (Q – 1974) para propósitos de obras de ingeniería, en este caso para el planeamiento y diseño de la mina, sin considerar las condiciones especiales que pudieran estar presentes en la zona de evaluación, por lo que su aplicación no solo debe ceñirse a los resultados obtenidos, sino que es necesario usar el juicio ingenieril, tomando en cuenta otros aspectos como velocidad de explotación, el ritmo de producción, el equipo y el personal disponible. Hay aspectos importantes a tomarse en cuenta, en relación a la aplicación de las aberturas máximas y tiempo de autosostenimiento, para el establecimiento de las dimensiones de los tajos y los procedimientos operativos. Estos aspectos son:

Determinación de los valores de Q y RMR según las siguientes relaciones:

$$\text{Máxima abertura sin sostenimiento} = 2 (\text{ESR}) Q^{0.4}$$

$$\text{RMR sin sostenimiento} = 22 \ln DE + 25$$

$$\text{Máxima abertura sin sostenimiento} = \text{ESR} * \exp^{((\text{RMR} - 25)/22)}$$

ESR es la Relación de Sostenimiento de la Excavación:

- Para labores mineras temporales ESR = 3 a 5
- Para labores mineras permanentes ESR = 1.6

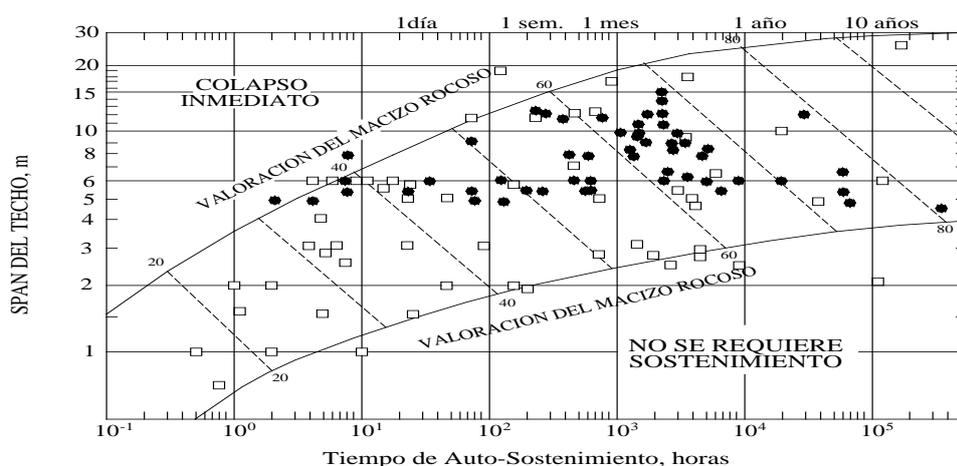
DE es la dimensión equivalente, definida como:

$$DE = \frac{\text{Ancho o altura de la excavacion}}{\text{ESR}} \quad (4.5)$$

En el diagrama mostrado en la tabla 4.1, pueden distinguirse las labores temporales y permanentes de una mina subterránea.

#### a) Tiempos de autosostenimiento

A partir de la siguiente figura (figura 4.22), podemos estimar el tiempo de auto sostenimiento de una excavación.



**Figura 4.22** Relaciones entre el tiempo de auto sostenimiento y el ancho o abierto máximo (span) de una excavación para los diferentes tipos de roca de acuerdo al RMR.

Fuente: Dpto de Geomecánica Mina Uchucacua 2013

Es necesario indicar que el gráfico presentado en el Grafico 4.1, es un tanto conservador y aplicable mayormente a excavaciones permanentes. Mediante observaciones in-situ del terreno se podrán tener mejores estimados del tiempo de auto sostenimiento, ver **Tabla 4.13**.

**Tabla 4.13.- Aberturas y tiempos de autosostenimiento**

			Labor Temporal sin sostenimiento	Labores	Tiempo de Autosostenimiento	Tiempo de Autosostenimiento
Calidad de la Roca	Tipo	RMR	Abertura minima y maxima (m)	Permanentes Abierto Maximo (m)	Temporales	Permanentes
MUY BUENA	R I	81- 100	38 --90	3.5 x 3.5	45 --a 15 años	40 - 100 años
BUENA	R II	61- 80	15 --36	3.5 x 3.5	21 días a 3 años	10 --15 años
REGULAR	R III A	51- 60	10-- 14	3.5 x 3.5	8 días a 1 mes	4 --8 meses
REGULAR	R III B	41- 50	7--9	3.5 x 3.5	1 día a 7 días	4días -a 1 semana
MALA	R IV A	31- 40	4--6	3.5 x 3.5	5 horas a 8 horas	8 horas -10 horas
MALA	R IV B	21 -30	3--4	3.5 x 3.5	1 hora a 4 horas	1 hora-5 horas
MUY MALA	R V	0- 20	1--2	3.5 x 3.5	menos de 1 hora	menor de 1 hora

Fuente: Dpto de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

#### 4.13 ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, diaclasas, estratos, etc.), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad. A este tipo de estabilidad se le denomina “estabilidad estructuralmente controlada”. Los planos de debilidad, al interceptarse, podrían formar cuñas o bloques rocosos en el techo y paredes de las excavaciones, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar. Para evaluar esta influencia, se ha realizado análisis de estabilidad estructuralmente controlada, utilizando la información de los puntos 3.7 (Caracterización de las estructuras principales) y 4.6 (Resistencia de las discontinuidades), y el programa de cómputo

UNWEDGE versión 3.0. Se han considerado en dichos análisis los cuatro siguientes casos:

- Excavaciones de 3.5 m x 3.5 m de sección, en mineral, con dirección NWW.
- Excavaciones de 3.5 m x 3.5 m de sección, en calizas caja piso, con dirección NWW.
- Excavaciones de 3.5 m x 3.5 m de sección, en calizas caja piso, con dirección NNE.
- Excavaciones de 3.5 m x 10.0 m de sección en mineral, con dirección NWW.
- Excavaciones de 2.7 m x 2.7 m de sección, en mineral, con dirección NWW.
- Excavaciones de 2.7 m x 2.7 m de sección, en calizas caja piso, con dirección NWW.
- Excavaciones de 2.7 m x 2.7 m de sección, en calizas caja piso, con dirección NNE.
- Excavaciones de 2.7 m x 6.0 m de sección en mineral, con dirección NWW.

El primer y segundo caso podría representar a las condiciones de estabilidad de las ventanas de acceso o crucero, respectivamente en mineral y en calizas.

El tercer caso representaría a posibles galería principales, y el cuarto caso representa a las cámaras de perforación de los tajos. Los resultados han indicado lo siguiente: En las ventanas de acceso o cruceros en mineral, transversales a los cuerpos de mineral, hay formación de cuñas

principalmente en el techo de las excavaciones. Estas cuñas generalmente son pequeñas y estables, sin embargo, cuando se trata de cuñas formadas por discontinuidades mayores (fallas), estas son potencialmente inestables; su estabilización puede lograrse mediante la instalación de pernos de roca (Split sets). En las ventanas de acceso o cruceros en calizas, transversales a los cuerpos-vetas hay formación de cuñas principalmente en el techo de las excavaciones. Estas cuñas son pequeñas y estables. En las galerías ubicadas en caliza longitudinales respecto a los cuerpos-vetas hay formación de cuñas en el techo de considerable tamaño pero estas se presentan estables. En las cámaras de perforación de los tajeos, hay formación de cuñas grandes en el techo, cuando se trata solo de discontinuidades mayores (fallas). Será necesario identificar estas estructuras durante la operación a fin de estabilizar las cuñas mediante la utilización de pernos de roca (Split sets) con mallas según tabla geomecánica.

#### **4.14 ESTABILIDAD CONTROLADA POR ESFUERZOS**

Los esfuerzos in-situ en nuestro yacimiento se cumplen con magnitud baja-moderada -alta, del nivel 4600 - 4400 dada la relativa poca profundidad del yacimiento es baja del nivel 4300 - 4120 de magnitud mediana y del nivel 4060 hasta 3780 de alta magnitud de esfuerzos y esto se cumple para las tres minas (Socorro -Carmen - Huantajalla - Casualidad). Las magnitudes de los esfuerzos inducidos por el minado, dependerán del esquema de las excavaciones y de la secuencia de avance de las mismas.

#### **4.15 MAPEO GEOMECÁNICO**

La fuente principal de datos para la caracterización de la masa rocosa, fueron los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas realizadas a lo largo de la rampa de profundización que para fines de este año 2013 llegara a la cota 3710 en la mina Socorro, se llevó a cabo un registro o mapeo geotécnico sistemático.

El mapeo geotécnico de los testigos rocosos, donde se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en 3 estaciones en un tramo geotécnico, representadas por una extensión variable de la roca expuesta. Los parámetros de observación y medición, se plasmaron en el plano geomecánico - geotécnico para esta evaluación, así como parámetros inferidos por la experiencia de conocimiento de la roca al momento de valorar a la roca. Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca con soporte de uso de la instrumentación geomecánica como es el martillo Smith y equipo de carga puntual, índice c resistencias de la roca que se mencionó anteriormente.

#### **4.16 RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES**

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en

este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Dada la disponibilidad de testigos rocosos de la perforaciones diamantinas, se han realizado algunos ensayos del tablero inclinable (“tilt table test”), en los tramos de calizas de los sondajes diamantinos ejecutados desde el Nv. 4280 y ubicados en las estocadas de la brecha mineralizada.

Los resultados de estos ensayos indicaron los valores de ángulos de fricción básicos que se muestran en la siguiente **tabla 4.14**.

**Tabla 4.14.- Resultados de los ensayos de tablero inclinable**

LITOLOGIA	ANGULO DE FRICCION BASICO	
	Rango	Promedio
Caliza (Lado Norte)	30-34	32
Caliza (Lado Sur)	30-33	31

Fuente: Dpto de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

#### 4.17 RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002), con el programa ROCLAB, elaborado por Rocscience Geomechanics, Software & Research (Canadá, 2202) ver **figura 4.22**

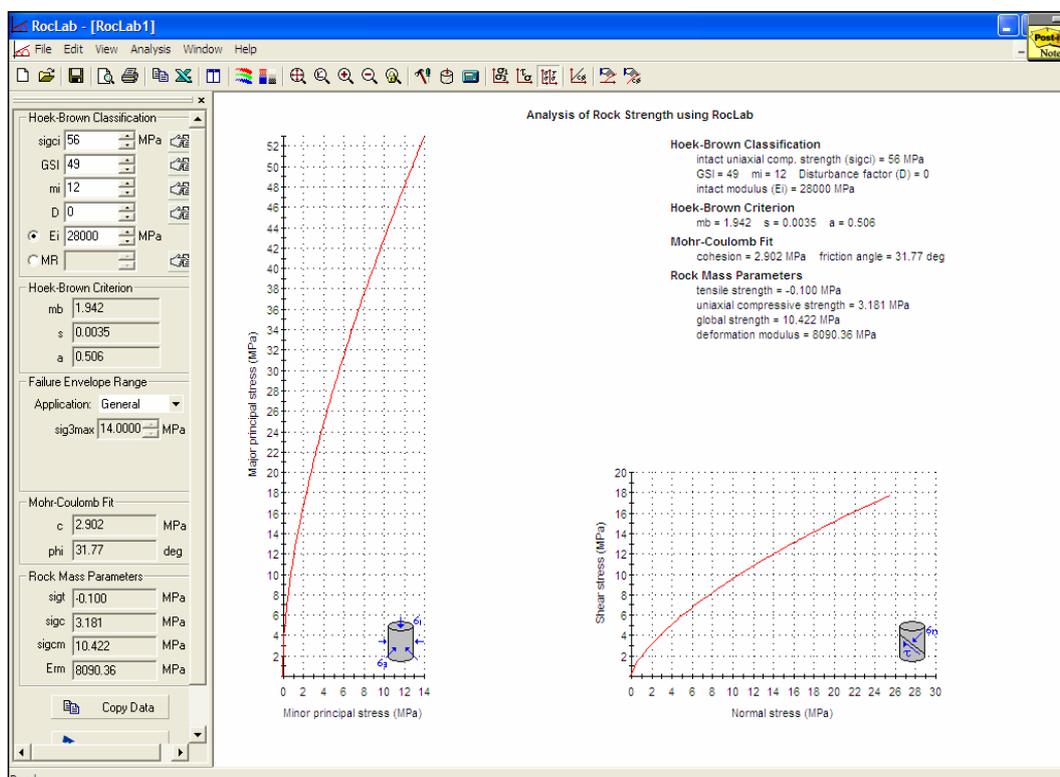
Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, asimismo de resistencia compresiva uniaxial y constante “mi” de la roca intacta, desarrollados en este

estudio. En la **tabla 4.15** se presentan los resultados obtenidos sobre las propiedades de resistencia de la masa rocosa por dominios estructurales.

**Tabla 4.15.- Propiedades de la resistencia de la masa rocosa**

PROPIEDADES DE LA RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA										
DOMINIO	CAUDAL DE ROCA	GSI	$\sigma_c$	$m_i$	$\sigma_{cmr}$	$\sigma_{tmr}$	Coh.	Phi	Emr	Poisson
			MPa		MPa	kPa	KPa	(°)	GPa	v
CAUZA TECHO	REGULAR III A	55	120	12	5.83	-211	5.63	29	10001	0.25
CAUZA PISO	REGULAR III A	51	110	12	5.05	-137	4.77	28	7944	0.25
CAUZA TECHO	REGULAR III B	48	90	10	2.68	-104	3.46	25	6341	0.25
CAUZA PISO	REGULAR III B	42	80	10	1.55	-55	2.71	23	4232	0.28
CAUZA TECHO	MALA IV A	38	60	9	0.86	-33	1.79	21	2911	0.30
CAUZA PISO	MALA IV B	32	40	9	0.36	-13	1.03	19	1683	0.30
MINERAL	REGULAR III A	54	115	14	5.22	-159	5.55	30	9441	0.25
MINERAL	REGULAR III B	46	95	12	4.3	-154	4.37	29	9202	0.25
MINERAL	MALA IV A	36	80	10	1.17	-39	2.82	21	3265	0.30

Fuente: Dpto de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013



**Figura 4.23** Análisis del macizo rocoso por medio del programa ROCLAB  
Fuente: Dpto de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

#### 4.18 CONSIDERACIONES GEOMECÁNICAS DE LA RAMPA 626 – 1

Se considera para este estudio 3 estaciones con el nombre de ESTACION 1, ESTACION 2 y ESTACION 3 que se describen a continuación:

##### A) ESTACION 1

Se muestran fotos de sondajes realizados, en este punto se analiza su comportamiento y forma de falla de este tipo de terreno que se describen líneas más abajo. Ver **figuras 4.24 y 4.25**



**Figura 4.24** Calculando el RQD se obtiene un valor de 22%  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013



**Figura 4.25** Calculando el RQD se obtiene un valor de 12%  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Para este tramo de longitud se obtiene un RQD promedio de 17%  
Se toma el JL = 0.75. – ver **tabla 4.16.**

**Tabla 4.16. RQD promedio de 17%**

Longitud de las diaclasas (m)	Termino	Tipo	jL	
			Diaclasas continuas	Diaclasas discontinuas
< 0.5	Muy corta	Foliación / Estratificación	3	6
0.1 – 1	Corta /Pequeña	Diaclasa	2	4
1 – 10	Media	Diaclasa	1	2
10 – 30	Larga / Media	Diaclasa	0.75	1.5
>30	Muy larga / Grande	Diaclasas rellenas, diques	1	1

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Las discontinuidades son onduladas, rugosas: JR = 4 (se considera el caso más desfavorable “altamente ondulado”) – ver tabla 4.17.

**Tabla 4.17 Discontinuidades onduladas, rugosas**

Rugosidad del plano de la diaclasa a pequeña escala	Ondulación del plano de diaclasado a gran escala				
	Planar	Ligeramente ondulado	Altamente ondulado	Escalonado	Entrelazado (a gran escala)
Muy Rugoso	3	4	6	7.5	9
Rugoso	2	3	4	5	6
Ligeramente rugoso	1.5	2	3	4	4.5
Uniforme	1	1.5	2	2.5	3
Pulido	0.75	1	1.5	2	2.5
Espejo de falla	0.6 - 1.5	1 - 2	1.5 - 3	2 - 4	2.5 – 5

Para diaclasas rellenas, jR=1. Para diaclasas irregulares, se sugiere jR=5

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Las discontinuidades son ligeramente abiertas 1 - 5 mm con oxidación en las paredes entonces: JA = 12 – ver tabla 4.18.

**Tabla 4.18. Discontinuidades son ligeramente abiertas 1 – 5 mm**

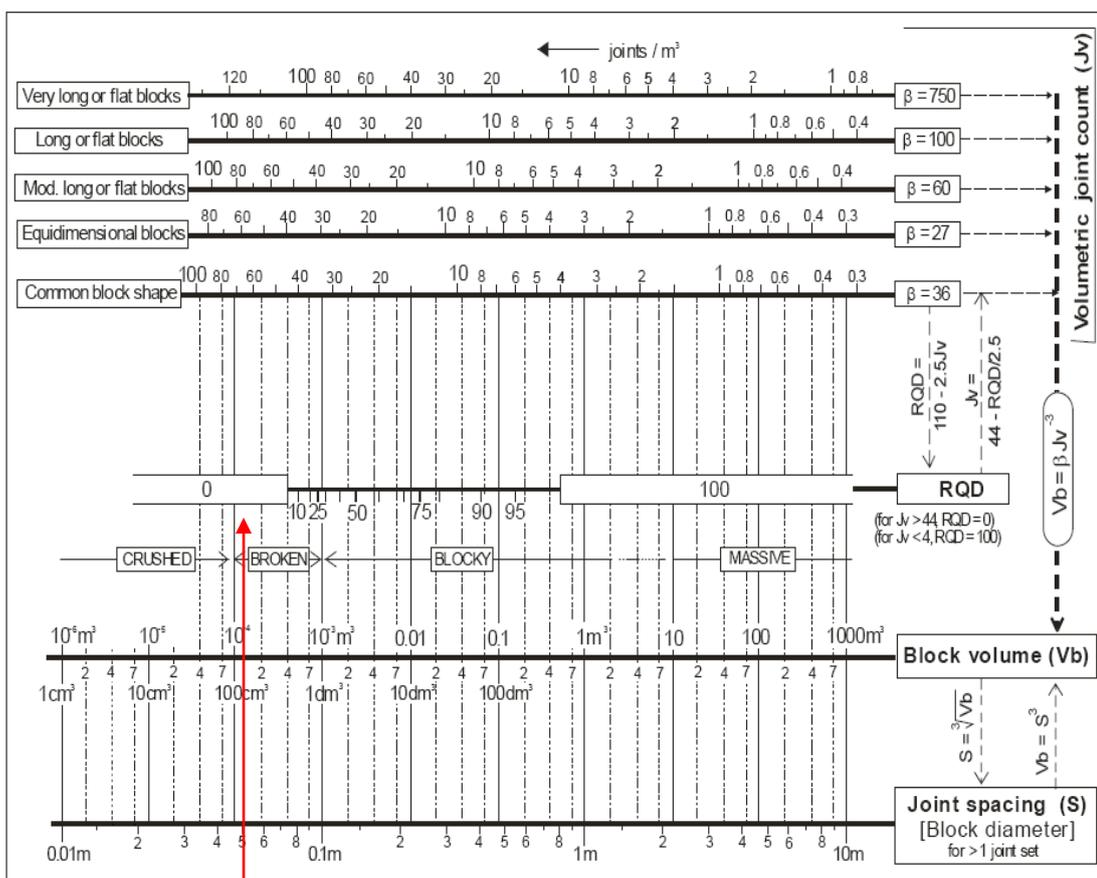
B. Diaclasas rellenas, con parcial o ningún contacto entre las superficies de las paredes			
Tipo de material de relleno	Descripción	Contacto parcial entre las Paredes Relleno fino (< 5mm) (jA)	Sin contacto entre las Paredes Relleno fino o milonita (jA)
• Arena, limos, calcita, etc.	Relleno con material friccional sin arcilla	4	8
• Materiales arcillosos compactados	Relleno duro proveniente de materiales blandos y cohesivos	6	10
• Materiales arcillosos blandos	Sobreconsolidación media a baja del relleno	8	12
• Materiales arcillosos expansivos	Material de relleno que exhibe claras propiedades expansivas	8 - 12	12 - 20

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Entonces el valor es  $jC = 0.75(4/12) = 0.25$

Cálculo del Volumen de Bloque a partir del RQD calculado por el metodo grafico se obtiene un valor de 800 cm<sup>3</sup>. Con el martillo de smitch se obtuvo un valor aproximado de 70MPa. – ver **tabla 4.19**.

**Tabla 4.19. Cálculo del Volumen de Bloque a partir del RQD**



Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

Ploteando los valores en el Grafico Múltiple siguiente – ver **figura 4.26**

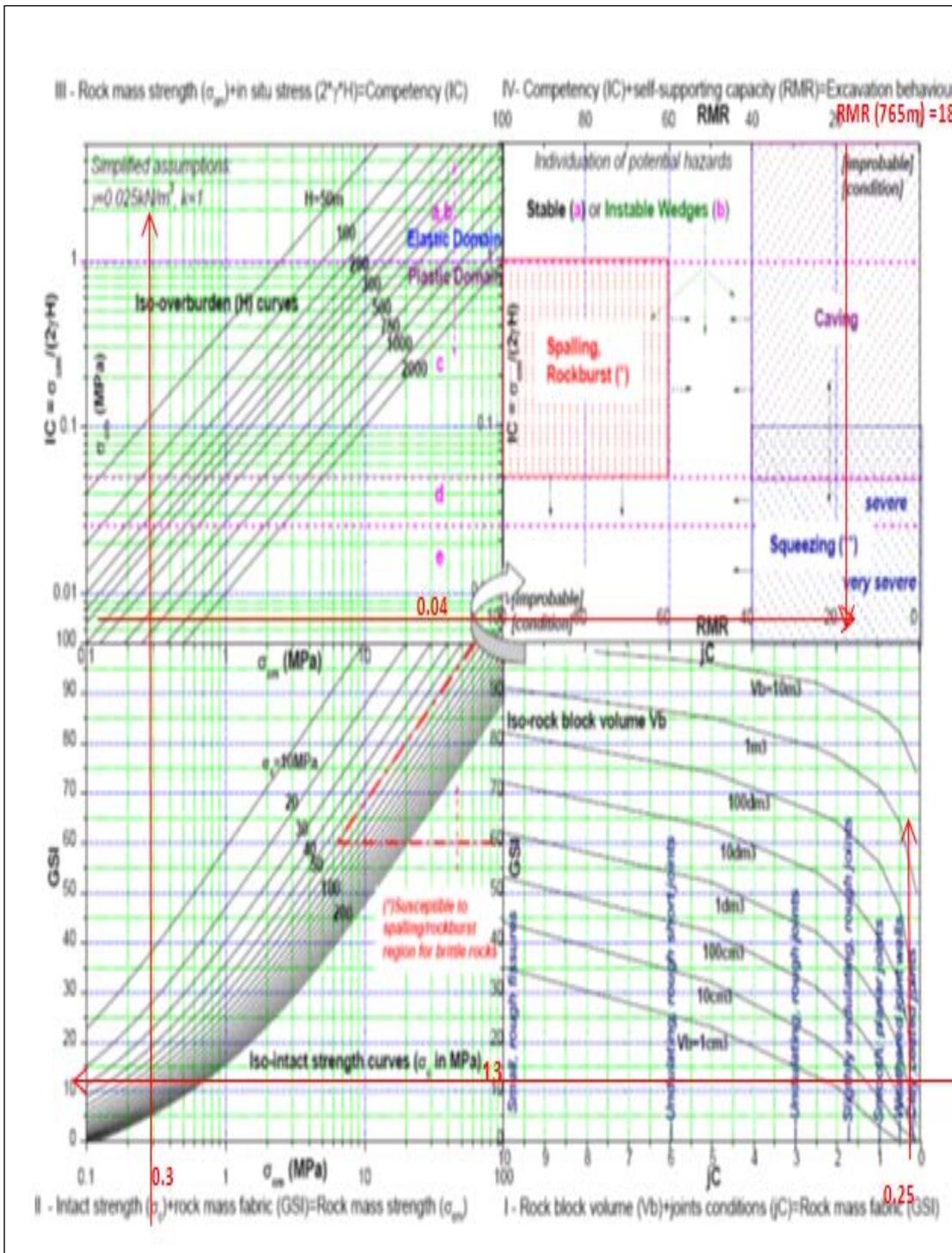


Figura 4.26 Gráfico múltiple  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Se obtiene como valoraciones lo siguiente – **tabla 4.20.**

**Tabla 4.20. Valoraciones**

Valoraciones	H = 765m
GSI	13
$\sigma_{cm}$	0.3MPa
IC	0.04
RMR(corregido)	15
Tipo de rotura	Macizo Muy Inestable

**Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013**

#### B) ESTACION 2

Se muestran fotos (**Figuras 4.25 y 4.27**) de sondajes realizados.



**Figura 4.27** Los círculos marcados en azul me indican que estos sufrieron rotura por el personal calculando el RQD se obtiene un valor de 87.1%  
**Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013**



**Figura 4.28** Calculando el RQD se obtiene un valor de 90.8%  
**Fuente:** Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Para este tramo de longitud se obtiene un RQD promedio de promedio de 88.95%

Se toma el  $JL = 0.75$  – ver tabla 4.21.

**Tabla 4.21. RQD promedio de promedio de 88.95%**

Longitud de las diaclasas (m)	Termino	Tipo	jL	
			Diaclasas continuas	Diaclasas discontinuas
< 0.5	Muy corta	Foliación / Estratificación	3	6
0.1 – 1	Corta /Pequeña	Diaclasa	2	4
1 – 10	Media	Diaclasa	1	2
10 – 30	Larga / Media	Diaclasa	0.75	1.5
>30	Muy larga / Grande	Diaclasas rellenas, diques	1	1

**Fuente:** Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Las discontinuidades son onduladas, rugosas:  $JR = 4$  (se considera el caso más desfavorable “altamente ondulado”) – ver **tabla 4.22**

**Tabla 4.22. Discontinuidades son onduladas, rugosas**

Rugosidad del plano de la diaclasa a pequeña escala	Ondulación del plano de diaclasado a gran escala				
	Planar	Ligeramente ondulado	Altamente ondulado	Escalonado	Entrelazado (a gran escala)
Muy Rugoso	3	4	6	7.5	9
Rugoso	2	3	4	5	6
Ligeramente rugoso	1.5	2	3	4	4.5
Uniforme	1	1.5	2	2.5	3
Pulido	0.75	1	1.5	2	2.5
Espejo de falla	0.6 - 1.5	1 - 2	1.5 - 3	2 - 4	2.5 - 5

Para diaclasas rellenas,  $jR=1$ . Para diaclasas irregulares, se sugiere  $jR=5$

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Las discontinuidades son ligeramente abiertas 1 - 5 mm aproximadamente con oxidación en las paredes entonces siendo conservador:

$JA = 4$  – ver **tabla 4.23**.

**Tabla 4.23 Las discontinuidades son ligeramente abiertas 1 - 5 mm**

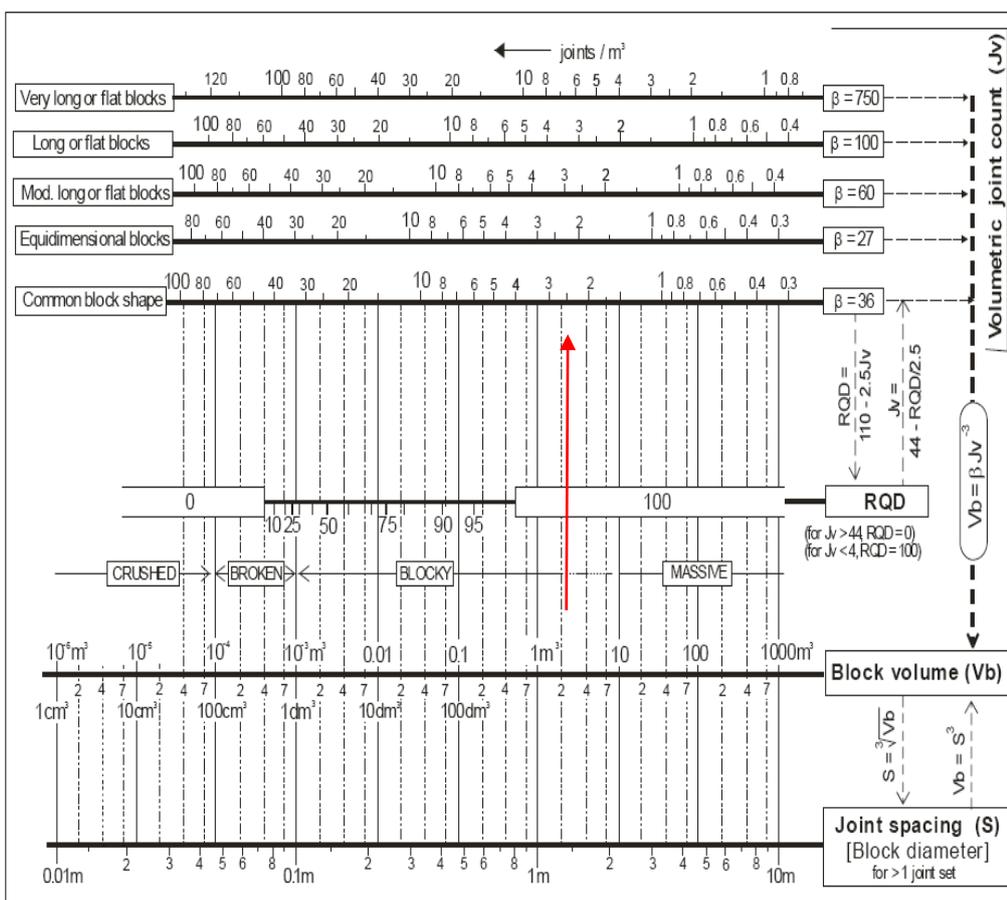
<b>B. Diaclasas rellenas, con parcial o ningún contacto entre las superficies de las paredes</b>			
Tipo de material de relleno	Descripción	Contacto parcial entre las Paredes Relleno fino (< 5mm) (jA)	Sin contacto entre las Paredes Relleno fino o milonita (jA)
• Arena, limos, calcita, etc.	Relleno con material friccional sin arcilla	4	8
• Materiales arcillosos compactados	Relleno duro proveniente de materiales blandos y cohesivos	6	10
• Materiales arcillosos blandos	Sobreconsolidación media a baja del relleno	8	12
• Materiales arcillosos expansivos	Material de relleno que exhibe claras propiedades expansivas	8 - 12	12 - 20

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Entonces el valor es  $jC = 0.75(4/4) = 0.75$

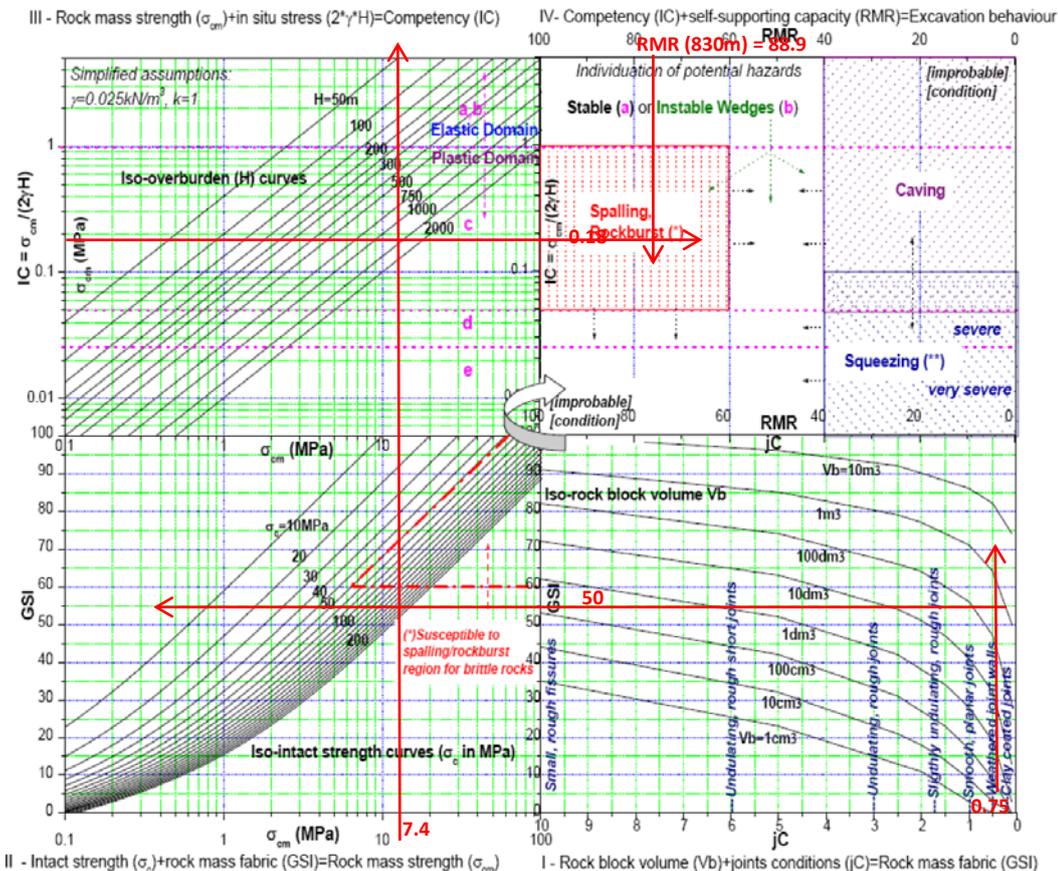
Cálculo del Volumen de Bloque a partir del RQD calculado por el metodo grafico se obtiene un valor de 70 dm<sup>3</sup>. Con el martillo de smith se obtuvo un valor aproximado de 110MPa – ver **tabla 4.24**.

**Tabla 4.24. Cálculo del Volumen de Bloque a partir del RQD**



Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchucacua 2013

Ploteando los valores en el Grafico Múltiple siguiente –ver **figura 4.26**



**Figura 4.29** Ploteando los valores en el Grafico Múltiple  
 Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Se obtiene como valoraciones lo siguiente – ver tabla 4.24

**Tabla 4.25. Valoraciones**

Valoraciones	H = 830m
GSI	50
$\sigma_{cm}$	7.4MPa
IC	0.18
RMR(corregido)	55
Tipo de rotura	Rockburst

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

### C) ESTACION 3

Se muestran fotos (**Figuras 4.30, 4.31 y 4.32**) de sondajes realizados.



**Figura 4.30** Calculando el RQD se obtiene un valor de 98.2%  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013



**Figura 4.31** Calculando el RQD se obtiene un valor de 100%  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013



**Figura 4.32** Calculando el RQD se obtiene un valor de 94.4%

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Para este tramo de longitud se obtiene un RQD promedio de 97.5%.

Se toma el  $JL = 0.75$  – ver **tabla 4.26**

**Tabla 4.26 RQD promedio de 97.5%.**

Longitud de las diaclasas (m)	Termino	Tipo	jL	
			Diaclasas continuas	Diaclasas discontinuas
< 0.5	Muy corta	Foliación / Estratificación	3	6
0.1 – 1	Corta /Pequeña	Diaclasa	2	4
1 – 10	Media	Diaclasa	1	2
10 – 30	Larga / Media	Diaclasa	0.75	1.5
>30	Muy larga / Grande	Diaclasas rellenas, diques	1	1

Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

Las discontinuidades son onduladas, rugosas:  $JR = 4$  (se considera el caso más desfavorable “altamente ondulado”) – ver **tabla 4.27**

**Tabla 4.27. Discontinuidades son onduladas, rugosas: JR = 4**

Rugosidad del plano de la diaclasa a pequeña escala	Ondulación del plano de diaclasado a gran escala				
	Planar	Ligeramente ondulado	Altamente ondulado	Escalonado	Entrelazado (a gran escala)
Muy Rugoso	3	4	6	7.5	9
Rugoso	2	3	4	5	6
Ligeramente rugoso	1.5	2	3	4	4.5
Uniforme	1	1.5	2	2.5	3
Pulido	0.75	1	1.5	2	2.5
Espejo de falla	0.6 - 1.5	1 - 2	1.5 - 3	2 - 4	2.5 - 5

Para diaclasas rellenas, jR=1. Para diaclasas irregulares, se sugiere jR=5

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Las discontinuidades son ligeramente abiertas 1 - 5 mm con oxidación en las paredes entonces: JA = 8 – ver **tabla 4.27**

**Tabla 4.28. Discontinuidades son ligeramente abiertas 1 - 5 mm**

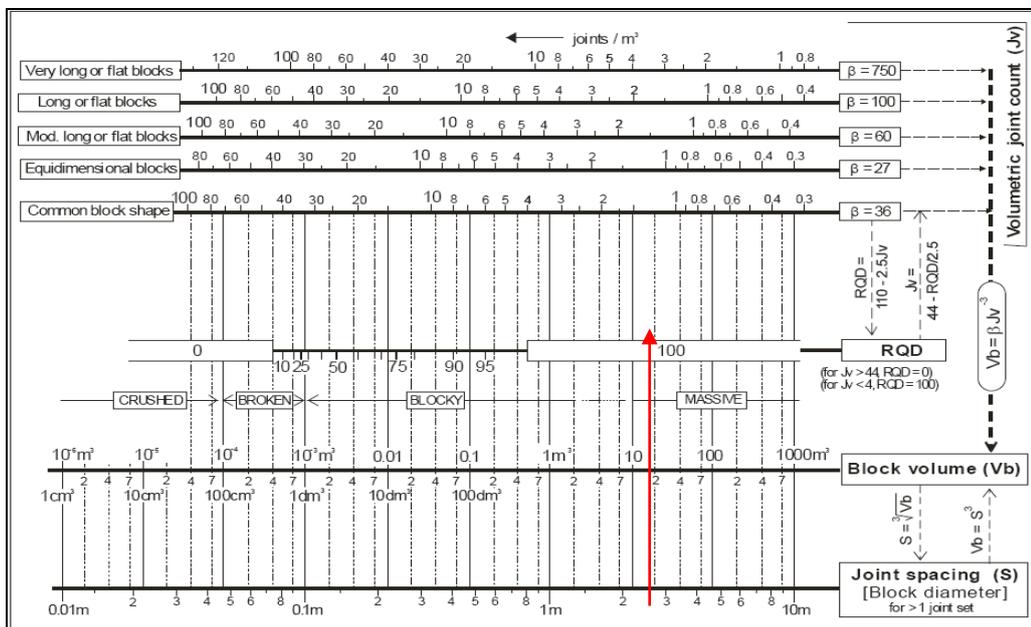
B. Diaclasas rellenas, con parcial o ningún contacto entre las superficies de las paredes			
Tipo de material de relleno	Descripción	Contacto parcial entre las Paredes Relleno fino (< 5mm) (jA)	Sin contacto entre las Paredes Relleno fino o milonita (jA)
• Arena, limos, calcita, etc.	Relleno con material friccional sin arcilla	4	8
• Materiales arcillosos compactados	Relleno duro proveniente de materiales blandos y cohesivos	6	10
• Materiales arcillosos blandos	Sobreconsolidación media a baja del relleno	8	12
• Materiales arcillosos expansivos	Material de relleno que exhibe claras propiedades expansivas	8 - 12	12 - 20

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Entonces el valor es  $jC = 0.75(4/8) = 0.375$

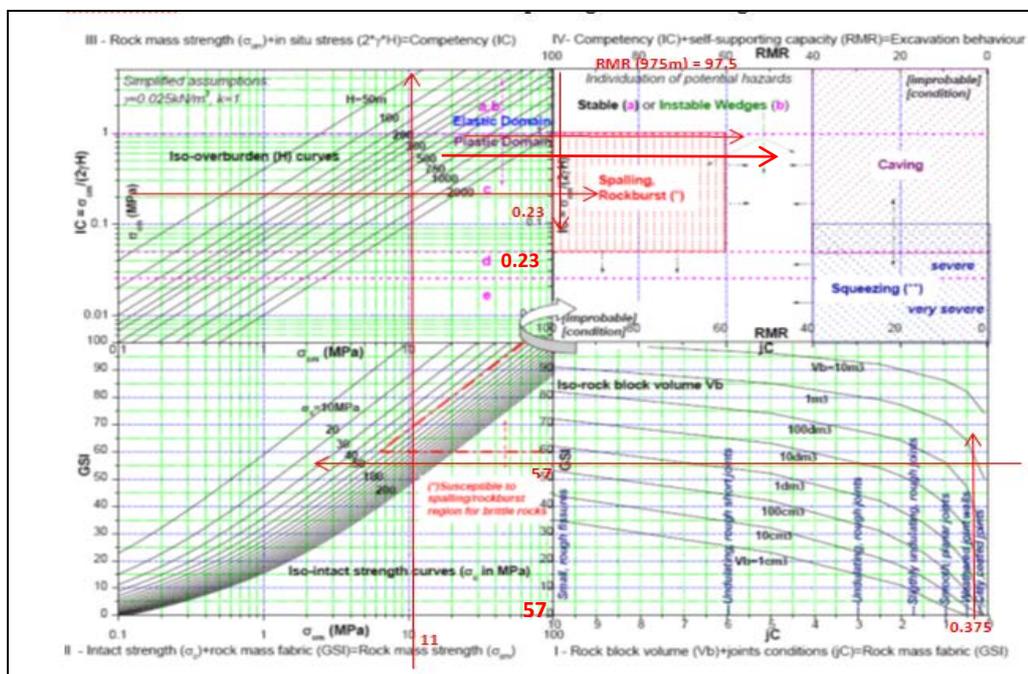
Cálculo del Volumen de Bloque a partir del RQD calculado por el metodo grafico se obtiene un valor de 410 dm<sup>3</sup>. Con el martillo de smitch se obtuvo un valor aproximado de 120MPa – ver **tabla 4.29**

**Tabla 4.29. Volumen de Bloque a partir del RQD calculado**



Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Ploteando los valores en el Grafico Múltiple siguiente – ver **figura 4.33**



**Figura 4.33 Grafico Múltiple**  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Se obtiene como valoraciones lo siguiente – ver **tabla 4.30**

**Tabla 4.30. Valoraciones**

Valoraciones	H = 975m
GSI	57
$\sigma_{cm}$	11MPa
IC	0.23
RMR(corregido)	62
Tipo de rotura	Rockburst

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

#### 4.19 TIPO DE SOSTENIMIENTO PROPUESTO SEGÚN EL MÉTODO NORUEGO DE EXCAVACIÓN

##### A) ESTACION 1

La densidad de la caliza es de 0.027 Kg/cm<sup>3</sup> y la excavación en este macizo rocoso será para una labor permanente y tendrá un diámetro de 4.00m. Se determinara el índice Q (Ver **tabla 4.31**) y el sostenimiento respectivo según el MNT (ver **figura 4.34**).

$$\sigma_c = 700 \text{ MPa} \quad (5.1)$$

$$\sigma_1 = 0.027 \times H \quad (5.2)$$

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (5.3)$$

Tabla 4.31. Índice Q

Q	H(m)	RQD	J <sub>n</sub>	J <sub>r</sub>	J <sub>a</sub>	J <sub>w</sub>	SRF	σ <sub>l</sub>	σ <sub>c</sub> /σ <sub>l</sub>
0.022	765	17	9	3	3	0.33	27.5	20.6	3.39

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua. 2013

Por condición del informe se trata de una labor permanente donde se tomara el menor factor de ESR de 1.6 para darle mayor nivel de seguridad.

Diámetro del Túnel = 4m

Diámetro equivalente =  $\frac{\text{Diámetro del Túnel}}{\text{ESR}} = 2.5$

ESR

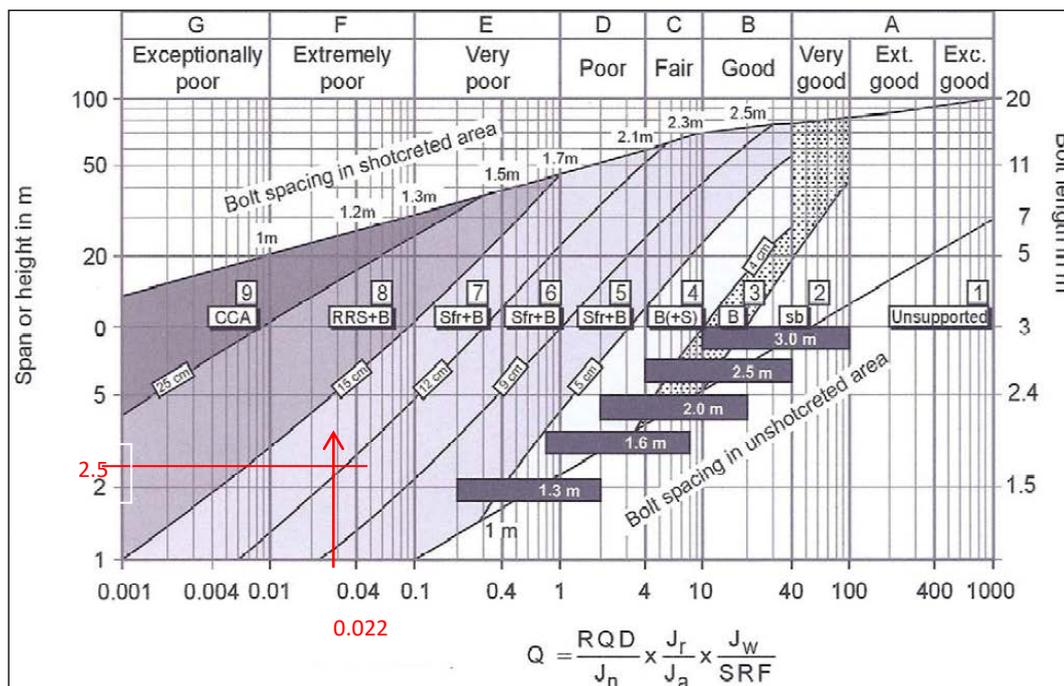


Figura 4.34 Sostenimiento respectivo según el MNT  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Para esta profundidad de 765 metros se recomienda poner soporte de hormigón proyectado con fibras con espesor de 120 – 150mm y bulonado.

#### B) ESTACION 2

La densidad de la caliza es de 0.027 Kg/cm<sup>3</sup> y la excavación en este macizo rocoso será para una labor permanente y tendrá un diámetro de 4.00m. Se determinara el índice Q (ver **tabla 4.32**) y el sostenimiento respectivo según el MNT (ver **figura 4.35**).

$$\sigma_c = 110 \text{ MPa} \quad (4.5)$$

$$\sigma_1 = 0.027 \times H \quad (4.6)$$

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (4.7)$$

**Tabla 4.32. Densidad de la caliza**

Q	H(m)	RQD	$J_n$	$J_r$	$J_a$	$J_w$	SRF	$\sigma_1$	$\frac{\sigma_c}{\sigma_1}$
0.72	830	90.8	9	3	1	0.66	27.5	22.41	4.90

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Por condición del informe se trata de una labor permanente donde se tomara el menor factor de ESR de 1.6 para darle mayor nivel de seguridad.

Diámetro del Túnel = 4m

$$\text{Diámetro equivalente} = \frac{\text{Diámetro del tunel}}{ESR} = 2.5 \quad (4.8)$$

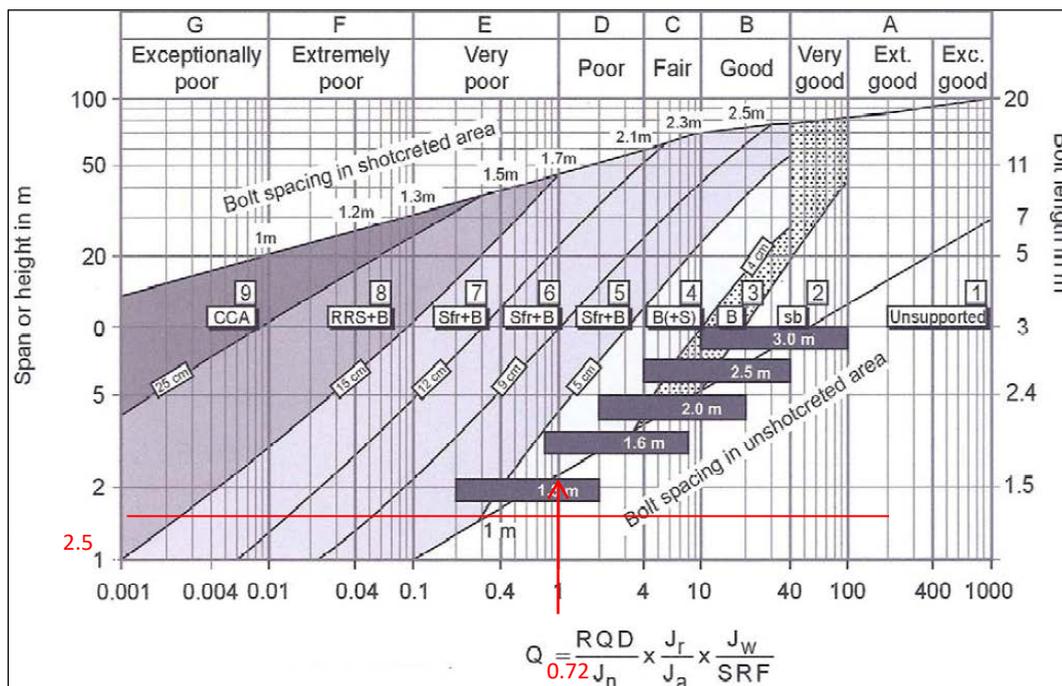


Figura 4.35 Sostenimiento respectivo según el MNT

Fuente: Dpto. de Geomecánica Mina Uchuchacua 2013

Para esta profundidad de 830 metros se recomienda poner soporte de Bulonado sistemático con hormigón proyectado de espesor de 40 – 100mm.

C) ESTACION 3

La densidad de la caliza es de 0.027 Kg/cm<sup>3</sup> y la excavación en este macizo rocoso será para una labor permanente y tendrá un diámetro de 4.00m. Se determinara el índice Q (ver **tabla 4.33**) y el sostenimiento respectivo según el MNT (ver **figura 4.36**).

$\sigma_c = 120\text{MPa}$

$\sigma_1 = 0.027 \times H$

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (4.9)$$

Tabla 4.33. Índice Q de caliza

Q	H(m)	RQD	J <sub>n</sub>	J <sub>r</sub>	J <sub>a</sub>	J <sub>w</sub>	SRF	σ <sub>1</sub>	σ <sub>c</sub> /σ <sub>1</sub>
0.78	975	97.5	9	3	1	0.66	27.5	26.3	4.56

Fuente: Dpto de Geología. Mina Uchuchacua. 2013

Por condición del informe se trata de una labor permanente donde se tomara el menor factor de ESR de 1.6 para darle mayor nivel de seguridad.

Diámetro del Túnel = 4m

$$\text{Diámetro equivalente} = \frac{\text{Diámetro del Túnel}}{\text{ESR}} = 2.5 \quad (4.10)$$

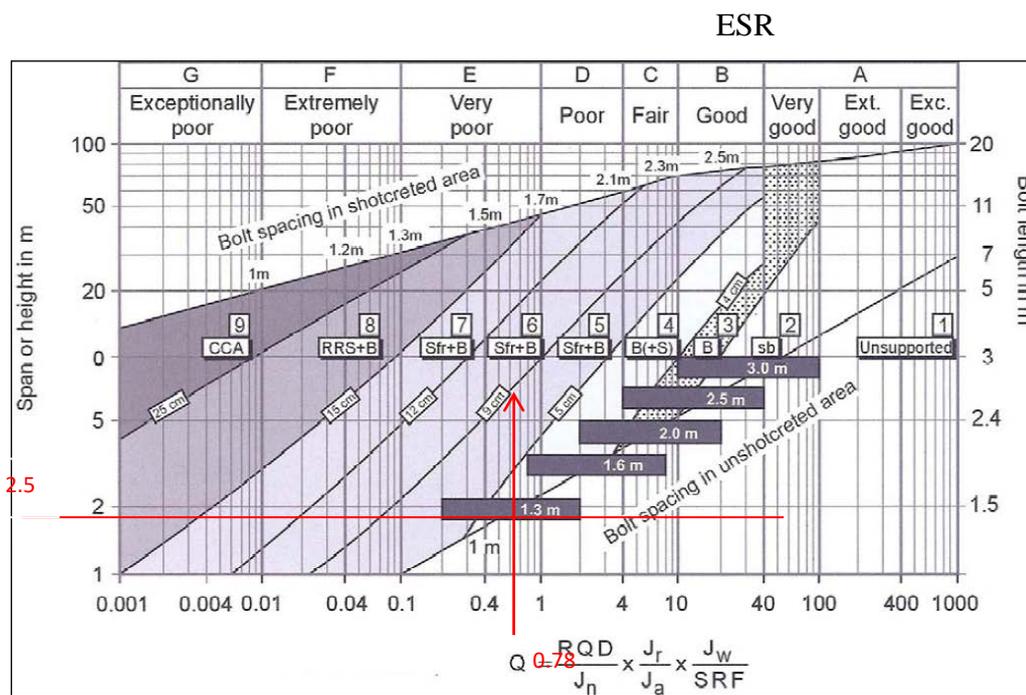


Figura 4.36 Sostenimiento respectivo según el MNT  
Fuente: Dpto de Geología. Mina Uchuchacua. 2013

Para esta profundidad de 975 metros se recomienda poner soporte de Bulonado sistemático con hormigón proyectado de espesor de 40 – 100mm.

## **CAPITULO V**

### **INVENTARIO, CUBICACIÓN, ESTIMACIÓN DE RECURSOS Y RESERVAS, EVALUACIÓN ECONÓMICA Y ELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO**

#### **5.1 DEFINICION**

El inventario de minerales es la estimación cuantitativa de los tonelajes y leyes de un yacimiento de acuerdo a su valor, certeza y accesibilidad que incluye a los minerales de interés económico, como las reservas de minerales y recursos minerales, así como a otros que no lo tienen en el momento de la estimación.

#### **5.2 FINALIDAD**

Tiene por objeto definir las reservas, recursos y otros minerales de un yacimiento, así como la distribución, a fin de planear su explotación o ampliar la escala de producción para un tiempo determinado cuando se trata de reservas minerales. La estimación de recursos minerales es importante porque con un estudio de factibilidad pueden convertirse en reservas y por lo tanto proceder a su explotación. La estimación de otros minerales, pues no tienen valor económico, es necesaria, porque una subida de los precios y el

uso de nuevas tecnologías puede convertirlos en reservas, por lo tanto estarán sujetos a explotarse o permitir una ampliación.

### **5.3 IMPORTANCIA**

La importancia radica en que las reservas minerales y recursos minerales pueden garantizar, además de la vida operativa, un mayor financiamiento para una posible ampliación u optimización de la operación con la inversión de compra de equipos de mina o planta.

### **5.4 COMPONENTE DEL INVENTARIO DE MINERALES**

El inventario de minerales está compuesto de reservas minerales recursos minerales y otros minerales.

Los bloques de mineral de las estructuras mineralizadas con buzamientos mayores a 45, se presentaran en secciones longitudinales verticales; y los correspondientes a estructuras mineralizadas con buzamientos menores a 45, en planos horizontales.

En minas en operación el inventario comúnmente contiene los 3 componentes arriba mencionados.

En proyectos de exploración avanzados y en los desarrollos, en los que no se tiene estudio de factibilidad técnico-económico, pero con pruebas metalúrgicas, contiene recursos minerales y otros minerales. Con un estudio de factibilidad técnico-económico los recursos minerales de un proyecto pueden convertirse en reservas minerales parcial o totalmente.

## 5.5 RESERVAS MINERALES

Es la parte de un yacimiento mineral, cuya explotación es posible o razonable justificable desde el punto de vista económico y legal al momento de su determinación. Para su estimación se considera haberse llevado a cabo evaluaciones apropiadas que podrían concluir estudios de factibilidad en los cuales se tiene en cuenta factores mineros, metalúrgicos, económicos, ambientales, de mercado, sociales y gubernamentales. En la estimación se incluye solamente mineral recuperable y diluido, expresado en tonelaje y ley. El término “económicamente minable” implica que la extracción de las reservas minerales ha sido demostrada ser viable bajo razonables asunciones de inversión.

Por lo general se expresa en términos de mineral cuando se trata de mineral metálico. Normalmente, para la estimación de reservas minerales es necesario determinar una ley mínima explotable (Cut Off), cuyo cálculo está directamente relacionado al costo total, resultados metalúrgicos, condiciones de comercialización y precio de los metales. Una vez determinado el Cut-Off, el yacimiento ya explotado y desarrollado se separa en bloques de mineral de acuerdo a su valor, certeza y accesibilidad, con lo que se definirán que bloques de una o varias estructuras mineralizadas constituyen las reservas de minerales.

Acorde con lo mencionado, en buenaventura se considera como reservas minerales a aquellos que tienen certeza de probado y probable, tengan valores de mena y marginal, y sean accesibles y eventualmente accesibles.

Es conveniente hacer trimestralmente la reconciliación entre el mineral de los bloques reservas y lo explotado de esos bloques, a fin de conocer el grado de confianza de nuestras estimaciones.

## **5.6 CLASES DE RESERVAS DE MINERALES SEGÚN LA CERTEZA**

De acuerdo a la certeza las reservas se clasifican como sigue:

### **5.6.1 Reserva Mineral Probado (Comprobado – A la vista – Positivo)**

Es aquella reserva cuyo tonelaje, ley, densidad, forma, tamaño y otras características físicas pueden ser estimados con un alto nivel de confianza. Su estimación se basa en una detallada y confiable información de exploración, muestreo y exámenes obtenida mediante técnicas apropiadas en lugares tales como afloramientos, trincheras, tajos, labores subterráneas y sondajes. Los tonelajes y leyes son estimados en base a los resultados de un detallado muestreo en los cuales las muestras y mediciones están estrecha y sistemáticamente especializada, y en donde los caracteres geológicos están tan bien definidos de modo que el tamaño, forma y contenido de las Reservas están bien determinados.

En estas reservas no existe virtualmente riesgo de discontinuidad de la mineralización.

La categoría de Reserva Mineral Probado implica el más alto grado de confianza y certeza en la estimación, con las expectativas consiguientes que se puedan formar los lectores del informe.

En caso de estructuras tabulares y cuerpos mineralizados elongados, cuando el yacimiento ha sido desarrollado mediante labores subterráneas, para la Estimación de Reservas, se separa en Bloques de Mineral. Puede haber bloques de uno (incluye afloramiento) o más caras muestreadas, el cual depende de la cantidad de labores de labores con que se dimensiona cada bloque.

Cuando el mineral ha sido desarrollado con una sola labor (incluye afloramiento), la altura del bloque variará de acuerdo a la longitud mineralizada de esa labor o afloramiento. Así para longitudes entre el 10m y 25m, la altura será de 5m (Anexo – ver figura 1); para longitudes entre 25m y 100m, la altura será el 20% de esa longitud (Anexo – ver figuras 1 y 2); y para longitudes mayores a 100m, la altura será de 20m. (Anexo – ver figura 5). Cuando hay 2 o más bloques contiguos con valores de Mena o de Marginal, pero de diferente ley (uno con más leyes que el otro), para definir la altura, se tendrá en cuenta la suma de las longitudes correspondientes.

Estas medidas son aplicables si no se tienen sondajes complementarios ni interpretación geológica (estructural, mineralógica y curva de isovalores), ni definición de rangos verticales de la mineralización, ni estudios geoestadísticos, etc. Por ejemplo si el fracturamiento premineral a lo largo del cual se emplazó la mineralización, tuvo movimiento horizontal o vertical o

ambos, el rango vertical de mineralización estaría relacionado a este aspecto, por lo que las alturas de los bloques de una sola labor estaría supeditado a la interpretación respectiva.

Para dos o más labores, que limitan los bloques, se muestran como ejemplo en el anexo Figuras 3, 4 y 5. Cuando hay sondajes complementarios la altura de Bloques tanto probados como probables serán mayores que si no los hubieran (Anexo - ver figura 6).

Se deben hacer curvas de isovalores, porque con éstas se definen los Bloques Probados, Probables, Inferidos y Potenciales, siguiendo la tendencia de la franja (Anexo – ver figura 15).

En el caso de Cuerpos Mineralizados irregulares, desarrollados en un solo nivel sin chimeneas ni sondajes, la altura del bloque estará en relación a la longitud del eje mayor franja (Anexo – ver figura 8). En caso de no definirse un eje mayor por la irregularidad del cuerpo, la altura será igual a la mitad de la raíz cuadrada del área del cuerpo en ese nivel. Para dos o más labores, considerando los niveles de desarrollo, más información de sondajes complementarios, etc., la altura de los bloques son mayores que en el caso de no haber sondaje, o puede formarse un solo Bloque Probado entre niveles. Se da ejemplo en el anexo (figura 9).

En depósitos diseminados la estimación de Reservas Probados y Probables está basado principalmente en los resultados de los sondajes suficiente y sistemáticamente espaciados. Comúnmente la delimitación de bloques y estimación de Reservas Minerales se hacen usando la geostatística.

**El Coeficiente de Certeza**, para el mineral probado es de 100%.

### **5.6.2 Reserva Mineral Probable**

Es aquella Reserva cuyo tonelaje, ley, densidad, forma, tamaño y otras características físicas pueden ser estimados con un razonable nivel de confianza. Su estimación se basa en informaciones de exploración. Muestreos y exámenes obtenidos mediante técnicas apropiadas en lugares tales como afloramientos, trincheras, rajos, labores subterráneas y sondajes. Los tonelajes y leyes son estimados en base a los resultados de las muestras que están más espaciadas que en el caso de Reservas Probadas o inapropiadamente espaciadas como para confirmar la continuidad geológica y/o de ley, pero este espaciamiento es suficiente como para asumir dicha continuidad.

El grado de confianza y de certeza es lo suficientemente alto para asumir la continuidad, pero el riesgo de discontinuidad es mayor que el del Mineral Probado.

Generalmente (no necesariamente) se delinea en la continuación del Mineral Probado, con una altura igual o menor que este mineral probado (Anexo – ver figuras 1, 2, 3, 4 y 5). Algunas veces se delimitan, además de dimensionarse en la continuación de Bloques Probados, o debajo de afloramientos con muestras inapropiadamente pero suficientemente espaciadas, mediante sondajes complementarios, también sistemática y suficientemente espaciados, y en número suficiente, en cuyo caso la altura va a corresponder a la extensión que abarcan los sondajes (Anexo – ver figura 6, 7, 9 y 12). El tonelaje se estimará en base a la información del Mineral Probado

correspondiente o de los afloramientos respectivos, y la de los sondajes. La ley se estimará ponderadamente con estas informaciones.

Más casos y ejemplos se dan cuando se tienen curvas de Isovalores, éstas definen los Bloques Probados, Probables, Inferidos y Potenciales (Anexo – ver figura 15).

El **Coefficiente de Certeza** aplicable al tonelaje de la Reserva Mineral Probable es más bajo que el de los Minerales Probados pero lo suficientemente alto para asumir su continuidad. Para los efectos de nuestras estimaciones se consideren entre 90% y 100%, siempre y cuando la altura del bloque sea igual que el del Probado correspondiente; esto depende de la regularidad de la mineralización. Los Bloques Probables se pintan achurados con líneas inclinadas a la izquierda, del color correspondiente a su valor.

## **5.7 CLASES DE RESERVAS MINERALES SEGÚN EL VALOR**

De acuerdo al Valor las Reservas Minerales se clasifican como siguen:

### **5.7.1 Reserva Mineral de Mena**

Es una Reserva Mineral que siempre genera utilidades, cuyo valor excede todo los siguientes gastos:

- a) Costo de Producción (Incluye depreciación y amortización).
- b) Gastos de Venta.
- c) Gastos Administrativos.
- d) Gastos Financieros.
- e) Regalías (Si la tienen, es el 10% u otro porcentaje, de la suma de a, b, c y d).

Se tiene que definir el Cut-Off para determinar los Bloques de Mena. En los planos, los bloques que conforman el Mineral de Mena se colorean de rojo.

### **5.7.2 Reserva Mineral Marginal**

Es el mineral que forma parte de la Reserva, que en el momento de su determinación bordea ser económicamente explotable. Este mineral, por si solo no genera utilidades, pero si ayuda a generarla, al explotarse junto al Mineral de Mena, pues además los gastos de desarrollo, de infraestructura de servicios, etc., ya son cubiertos por el Mineral de Mena.

Este mineral puede fácilmente convertirse en mineral de mena con mejoras en los parámetros económicos. Cubre el 90% de los Costos de Producción, el 100% de los Gastos de Venta y el 20% de los Gastos Administrativos y Financieros, y también cubre las Regalías correspondientes el cual es el 10% de la suma de  $a+b+c+d$ .

El Mineral Marginal se presenta en cuadros aparte, de modo que cuando se planea explotarlo se sepa su tonelaje y ley, con el cual se puede hacer una mezcla adecuada con el Mineral de Mena, debiendo ser el promedio de ley mayor que el Cut-Off de Mena.

Se tiene que estimar el Cut-Off correspondiente.

En los planos se les colorea en naranja.

## **5.8 CLASES DE RESERVAS MINERALES SEGÚN LA ACCESIBILIDAD**

De acuerdo a la Accesibilidad las Reservas se clasifican como sigue:

### **5.8.1 Reserva Mineral Accesible**

Es aquella reserva constituida por Bloques Minerales que han sido reconocidos y/o desarrollados por labores subterráneas (galerías, chimeneas, sub-niveles) y/o complementarios por sondajes, que generalmente están listos para entrar a la etapa de preparación y su consiguiente explotación económicamente.

### **5.8.2 Reserva Mineral Eventualmente Accesible**

Es aquella Reserva que no se encuentra expedita para su inmediata explotación, y está constituida por Bloques Minerales que comúnmente se hallan en la parte inferior del nivel más bajo, alejados de labores de desarrollo, o con acceso truncado por derrumbes, bóvedas vacías, etc., por lo que, requieren la apertura de nuevas labores o de rehabilitación de las existentes antes de iniciar su preparación.

Estos minerales constituyen Reservas pues las inversiones adicionales en desarrollo y/o rehabilitación (costos de desarrollo) para hacerlos accesibles, están cubiertos por el saldo **entre el valor de dichos bloques y los costos totales.**

## **5.9 RECURSOS MINERALES**

Un Recurso Mineral es una concentración u ocurrencia de material de interés económico intrínseco dentro o fuera de la corteza terrestre en tal forma que por la calidad y cantidad haya “perspectivas razonables de una eventual explotación económica”. La ubicación, cantidad, ley, características

geológicas y de continuidad de un Recurso Mineral son conocidas, estimadas o interpretadas en base a evidencias y conocimientos geológicos específicos.

Los Recursos Minerales se subdividen en orden de confianza geológica decreciente en categorías de Medido, Indicado e Inferido. Estas categorías sólo indican la certeza.

No deben incluirse en un Recurso Mineral las porciones de un yacimiento que no tienen perspectivas razonables de una eventual explotación económica.

El término Recurso Mineral abarca la mineralización identificada y estimada mediante exploración y muestreo.

El término “perspectivas razonables de una eventual explotación económica” implica un criterio de valor económico, aunque sea preliminar a nivel de perfil, por parte de la persona competente con respecto a los factores técnicos y económicos que podrían influir en la perspectiva de explotación económica, incluyendo los parámetros mineros aproximados.

En otras palabras, un Recurso Mineral no es un inventario de toda la mineralización perforada o muestreada, cualquiera que sea la ley de corte (Cut-Off), las probables escalas de producción, ubicación y continuidad. En un inventario realista del yacimiento mineral que, bajo condiciones técnicas y económicas asumidas y justificables, podría, total o parcialmente, llegar a ser económicamente explotable, en cuyo caso se le asume valores de Mena y/o Marginal.

Se les clasifica como sigue:

### **5.9.1 Recurso Mineral Medido**

Es aquella parte de un recurso Mineral cuyo tonelaje, ley, densidad, forma, tamaño y otras características físicas pueden ser estimados con un alto nivel de confianza. Se basa en una detallada y confiable información de exploración, muestreo y exámenes obtenidos por medio de técnicas apropiadas en lugares como afloramientos, trincheras, rajos, labores y sondajes. Los lugares de la toma de información (muestreo mediciones y otros), están suficientemente cercanos como para confirmar una continuidad geológica y de ley.

Parte de un yacimiento explorado y desarrollado puede ser clasificado como Recurso Mineral Medido cuando la naturaleza, calidad, cantidad y distribución de los datos son tales que como para no dejar ninguna duda razonable, en opinión de la persona competente que determina el Recurso Mineral, que el tonelaje y ley de la mineralización puede ser estimado dentro de estrechos límites y cualquier variación de lo estimado no afectaría significativamente la posible viabilidad económica.

Esta categoría requiere de un alto nivel de confianza en, y el entendimiento de, la geología y los controles de yacimiento.

La confianza en la estimación es suficiente como para permitir la aplicación de parámetros técnicos y económicos, y hacer posible una evaluación de la viabilidad económica, la cual tiene un mayor grado de certeza que una evaluación basada en un Recurso Mineral Indicado.

El nivel de confianza geológica y el grado de certeza del Recurso Mineral Medido es similar al requerido para la determinación de Reserva Mineral Probado.

Si se eliminan las incertidumbres en los factores modificantes un Recurso Mineral Medido puede convertirse en Reserva Mineral Probado (Figura a). El coeficiente de Certeza de este mineral es del 100%.

En Proyectos Brownfield de una mina en Producción, para la estimación de este Recurso se puede utilizar las mismas leyes Mínimas de Explotación usadas en la evaluación de Reservas de la Mina, siempre y cuando sean de mineralización similares.

### **5.9.2 Recurso Mineral Indicado**

Es aquella parte de un Recurso Mineral cuyo tonelaje, ley, densidad, forma, tamaño y otras características geológicas pueden ser estimados con un razonable nivel de confianza. Su estimación se basa en información de exploración, muestreo y examen obtenidos mediante técnicas apropiadas en lugares tales como afloramientos, trincheras, tajos, labores y sondajes. Los lugares de la toma de información (muestreo, mediciones y otros) están tan espaciados o inapropiadamente espaciados como para confirmar una continuidad geológica y de ley, pero este espaciamiento es suficiente como para asumir dicha continuidad. El grado de confianza es suficientemente alto como para asumir la continuidad.

Parte de un Recurso Mineral puede ser clasificado como un Recurso Mineral Indicado cuando la naturaleza, calidad, cantidad y distribución de los datos

son tales como para permitir una interpretación confiable del aspecto geológico y asumir la continuidad de la mineralización.

La confianza en la estimación es suficiente para permitir la aplicación de parámetros técnicos y económicos, y una evaluación de viabilidad económica.

El nivel de confianza geológica y el grado de certeza del Recurso Mineral Indicado es similar al requerido para determinar una Reserva Mineral Probable. Si se eliminan las incertidumbres en los factores modificantes un Recurso Mineral Indicado puede convertirse en Reserva mineral Probable (Figura A). El Coeficiente de Certeza de este mineral es entre 90% y 100%.

En Proyectos Brownfield de una mina en Producción, en la estimación de este Recurso, se puede utilizar las mismas leyes mínimas de Explotación consideradas en la evaluación de Reservas de la Mina, siempre y cuando sean de mineralización similares.

### **5.9.3 Recurso Mineral Inferido (Prospectivo O Posible)**

Es aquella parte de un Recurso Mineral cuyo tonelaje y ley puede ser estimado con un bajo nivel de confianza. Es estimado e inferido a partir de evidencias geológicas, y la continuidad geológica y la ley es asumida pero no verificada. Está basado en la información obtenida, por medio de apropiadas técnicas, de afloramientos, trincheras, rajos, labores y sondajes que pueden ser limitados o de calidad y confianza incierta.

La categoría de inferido tiene la intención de informar situaciones donde una concentración y ocurrencia de mineral ha sido identificado, y se ha completado limitadas mediciones y muestreos, pero donde los datos son insuficientes para permitir la continuidad geológica y/o de ley, sea

interpretado confiablemente. Comúnmente sería razonable esperar que la mayoría de los recursos minerales inferidos pudieran pasar a ser recursos minerales indicados con una exploración continua. Sin embargo, debido a la incertidumbre del recurso mineral inferido, no se asumirá que tal cambio siempre ocurrirá.

La confianza en la estimación de recursos minerales inferidos usualmente no es suficiente como para permitir que los resultados de la aplicación de los parámetros técnicos y económicos sean usados en un planeamiento detallado. Por esta razón no hay relación directa entre un recurso inferido y alguna categoría de reserva mineral (Anexo-ver figura A).

La estimación de este recurso se basa también en la continuidad asumida o de repetición de evidencias geológicas favorables que a continuación se dan:

- a) Diagrama de curvas de isovalores
- b) Aislados sondajes
- c) Áreas de influencia de recursos indicados o de Reservas Probables
- d) Indicios de buena valorización en afloramientos con muestreos muy espaciados en trincheras, labores, tajos, etc.

Generalmente se les dimensionan en la extensión inmediata no explorada de 1 o varios bloques de Reservas Probables o de Recursos Indicados con valores de Mena o marginal. Asimismo, se delimitan con la información de uno o más sondajes muy espaciados y/o combinando ambas situaciones. Otras veces se delimitan a partir de afloramientos muestreos en trincheras y cateos, en los cuales los resultados de los muestreos dan información sobre la existencia de

mineralización económica hacia abajo. Si se tuviera un solo sondaje muy aislado, sin relación a bloques Probables o indicados a afloramientos bastante anómalos, este no generaría un Recurso Inferido.

La altura de los bloques de un Recurso Mineral Inferido puede ser correspondiente a la suma de las alturas de los bloques de Recursos Medidos + Indicados o a la suma de las alturas de Recursos Probados + Probables, o a la mitad de la longitud del afloramiento muestreado con valores de Mena y/o Marginal, salvo que el criterio geológico y las indicaciones de curvas de isovalores o la intersección de sondajes bastante espaciados sugieran otra altura u otra dimensión.

Referente al Coeficiente de Certeza aplicable al tonelaje del recurso inferido, se sugiere para el uso particular de Buenaventura, cuatro rangos:

- a) Cuando el Bloque Inferido está ubicado en la continuación de un Bloque Probable, pero con información de muestreos de sondajes, de labores (correspondiente al Bloque Probado respectivo) o de afloramientos respectivos, el Coeficiente de Certeza será entre 70% y 90%, lo que depende de la regularidad de la mineralización y de la cantidad y/o espaciamiento de los lugares de muestreo.
- b) Cuando el Bloque Inferido está situado solamente en la continuación de un Bloque Probable o sea que no hay sondajes, o si los hay son escasos, en cuyo caso las muestras son también escasas, o sea que su delimitación también está basada en la interpretación estructural y mineralógica principalmente, el Coeficiente de Certeza será entre 50% y 70%.

- c) Algunas veces cuando se tiene escasos sondajes (uno o dos) que no están dentro de la influencia inmediata de bloques probables ni de afloramientos, en vetas con estructuras en Rosario como en Antapite y Paula en las que se ven claramente clavos y clavitos de continuidad vertical o subvertical entre niveles, se podría dimensionar un bloque inferido de ancho igual al promedio de anchos de los clavos conocidos de cada veta, así mismo la altura sería igual a la mitad del promedio de alturas de los clavos de las respectivas vetas. En este caso el Coeficiente de Certeza será de 50% o menor.
- d) Espacialmente y análogamente al caso anterior, pero teniendo más de dos sondajes correlacionables, se definirán bloques inferidos con anchos y alturas que dependan de la influencia del conjunto de esos sondajes y de la interpretación geológica. El coeficiente de certeza será de 50% o menor.

Los bloques de recursos minerales inferidos se achuran con líneas horizontales de color de mena o marginal según el caso.

## **5.10 OTROS MINERALES (NO RESERVAS NI RECURSOS)**

Estos otros minerales que vamos a mencionar en adelante no se consideran como reservas minerales ni como recursos minerales.

### **5.10.1 Según la Certeza**

- Mineral Probado (ya se describió, pero es sin valor económico)
- Mineral probable (ya se describió, pero es sin valor económico)

- Mineral Inferido (ya se describió, pero es sin valor económico)
- Mineral Potencial

### 5.10.2 Mineral Potencial

Es aquella parte de un **Yacimiento Mineral** cuyo tonelaje y ley puede ser estimado con bastante bajo nivel de confianza menor que el del Recurso Mineral Inferido. Su estimación se basa mayormente en el conocimiento geológico del yacimiento, es decir muchas veces no depende de la exposición directa de la mineralización económica, sino de indicaciones indirectas tales como:

- 1) Presencia del recurso mineral inferido en cuya extensión puede dimensionarse
- 2) Curvas de isovalores y/o rangos verticales de mineralización que se extiendan fuera del recurso inferido
- 3) Controles lito estructurales
- 4) Anomalías geofísicas y/o geoquímicas que se correlacionen bien con la geología superficial
- 5) Relación con minas vecinas o estructuras cercanas mineralizadas desarrolladas, etc

Muchas veces su estimación depende de la información geológica y del muestreo de los afloramientos, que sin tener valores de mena o marginal, tienen: óxidos, ensambles y alteraciones favorables, valores anómalos anomalías geofísicas y/o geoquímicas. En este caso se puede asumir la presencia de mineral Potencial en profundidad con mineralización económica y/o marginal (Anexo-figura 13)

A veces se les dimensionan a partir de los afloramientos de estructuras, cuyos muestreos arrojan bajos valores pero anómalos, pero estructural y mineralógicamente interesante, y a la vez sean paralelas a otras estructuras de similares características mineralógicas y estructurales en superficie, las cuales fueron ya reconocidas suficientemente y cuentan con Reservas y Recursos. En este caso el Bloque de Mineral Potencial se ubicara debajo de los afloramientos con anomalías y tendrá el mismo rango vertical de las Reservas + Recursos de las estructuras paralelas ya desarrolladas, y estará a una profundidad similar que el de las Reservas y Recursos de esas estructuras (Anexo-Figura 14) y, no se estimara la ley. En este caso se tiene que asumir la profundidad de óxidos, si es que los hay.

En los casos que se delimiten en la extensión del Recurso Mineral Inferido la altura de los bloques puede ser igual a la altura de dicho Recurso, siempre y cuando no se tenga un criterio geológico que de otra altura (curvas de isovalores, interpretación geostadística, profundización de estructuras vecinas, etc). En este caso la ley será de los Recursos Minerales Inferidos correspondientes.

Cuando se estima a partir de afloramientos cuyos muestreos muy espaciados dan valores de interés económico, la altura media desde superficie del bloque correspondiente, puede ser igual a la altura de la mineralización de estructuras vecinas que contienen Reservas y/o Recursos, salvo otros criterios geológicos den otra altura. La ley será el promedio de los afloramientos correspondientes.

Ocasionalmente puede dimensionarse a partir de un sondaje muy aislado.

En este caso si la Estructura es en Rosario en los que los clavos y clavitos son verticales o subverticales, se pueden dimensionar Bloques Potenciales a partir del sondaje, con anchos igual al promedio de los anchos de los clavos conocidos, y altura igual a la mitad del promedio de las alturas de los clavos respectivos.

Cuando se estiman a partir de anomalías geofísicas y/o geoquímicas, las alturas de los bloques pueden corresponder al de las estructuras mineralizadas de minas vecinas. En este caso no se estima la ley de este mineral.

Respecto al Coeficiente de Continuidad y Certeza del Mineral Potencial se sugiere aplicar dos rangos al tonelaje. 1) Cuando el Bloque Potencial esta en la continuación de un Bloque Inferido, pero con información de muestreos de sondajes, de labores (correspondientes al Bloque Privado respectivo), o de afloramientos respectivos, el Coeficiente de Continuidad y Certeza será entre 50% y 70% y dependerá de las evidencias geológicas favorables que se tiene. 2) Cuando el Bloque Potencial esta solamente situado en la extensión del Bloque Inferido o sea no hay sondajes, o si los hay en el Bloque Inferido son escasos, en cuyo caso las muestras son también escasas, o sea que su delimitación esta basada en la interpretación estructural y mineralógica. El Coeficiente de Continuidades y Certeza será entre 25% y 50%.

Este mineral no constituye ni Reservas ni Recursos y sus bloques tendrán un achurado de líneas verticales mas espaciadas que las del bloque Inferido con el color correspondiente a Mena o Marginal (Anexo-Figuras 6, 7, 12, 13 y 14) del color de mena o marginal según el caso de acuerdo a su ley.

Si bien este mineral no constituye ni Reservas ni Recursos, su presencia muestra la magnitud que puede dar más vida operativa a un yacimiento y a la vez representa un área de interés para explorar.

No deberá bloquearse Mineral Potencial con valores de Submarginal ni de Baja Ley.

### **5.10.3 Mineral Submarginal**

Es aquel mineral no económico cuyo valor sólo cubre los costos de producción y las Regalías correspondientes, por lo que no debe *explotarse* aún bajo mejores condiciones previsibles en el mediano plazo, porque su valor no alcanzaría a cubrir los otros gastos. Se requerirá variaciones favorables más allá de lo previsible en los parámetros económicos para transformarse en Mineral económicamente explotable. Aunque puedan tener un grado de confianza, continuidad y de certeza, en su estimación, similares a los correspondientes a Reservas Probadas y Probables, esto no es suficiente para considerarlas como Reservas Minerales. En los planos se les pinta de color azul. No hay mineral Inferido ni Mineral Potencial para Mineral Submarginal

### **5.10.4 Mineral de Baja Ley**

Es aquel mineral no económico cuyo valor es inferior al del mineral Submarginal y cuyo Límite Mínimo es menor que el costo de Producción, pero equivalente a  $\$ 25/Tc$ .

En los planos se coloreará de verde. No hay Mineral Inferido ni Mineral Potencial para este Mineral.

## 5.11 SEGÚN LA ACCESIBILIDAD

- Mineral Accesible (ya se describió, pero es sin valor económico).
- Mineral Eventualmente Accesible (ya se describió, pero es sin valor económico).

### 5.11.1 Mineral Inaccesible

Es aquel mineral cuya ubicación en el espacio es similar a lo indicado para el Mineral Eventualmente Accesible, pero que la ejecución de las labores o rehabilitaciones para hacerlos Accesibles es evidentemente muy costosa, tal es el caso de bloques aislados, bloques que en conjunto son de poco tonelaje, o los ubicados debajo de una laguna, o los situados en zonas cuya explotación afectará a instalaciones cercanas a piques, etc.

En éstas el costo / TCS de Inversión necesaria para hacerles Accesibles no es cubierto por el saldo entre valor del o de los bloques inaccesibles / TMS y Cut-Off correspondiente.

**Este mineral no constituye Reserva Mineral**, aunque su valor se de Mena o Marginal; pero puede ser considerado un Recurso Mineral su el tonelaje es considerable (Con bloques no aislados), porque una subida de precios o bajada de costos podría hacer económico su explotación, en cuyo caso se convertirla en Reserva Mineral. Además puede haber Bloques Submarginales y de Baja Ley Inaccesibles, los cuales no construyen ni Reservas ni Recursos Minerales En los planos no se les colorea.

## 5.12 SIMBOLOGÍA DEL INVENTARIO DE MINERALES

Se refiere a la representación en los planos de los bloques del Inventario de minerales, de acuerdo a la clasificación de los componentes de dicho Inventario.

La codificación de colores en el formato RGB para uniformizar la exactitud de la intensidad de colores será:

### 5.12.1 Mineral de Sulfuros (Au- Ag- Pb - Zn - Cu)

TIPO	COLOR AUTOCAD		TRUE COLOR (RGB)		
	Nombre	Código	RED	GREEN	BLUE
Mena	Red	1	255	0	0
Marginal	-	30	255	127	0
Submarginal	Blue	5	0	0	255
Baja Ley	Green	3	0	255	0

### 5.12.2 Mineral de Óxidos

TIPO	COLOR AUTOCAD		TRUE COLOR (RGB)		
	Nombre	Código	RED	GREEN	BLUE
Mena	-	23	204	127	102
Marginal	-	40	255	191	0
Submarginal	Cyan	4	0	255	255
Baja Ley	Green	60	191	255	0

## 5.13 CÁLCULO DE LEYES MÍNIMAS EXPLOTABLES Y EQUIVALENTES

### 5.13.1 Ley Mínima Explotable

La Ley mínima Explotable es aquella cuyo valor es igual al Costo Total / Tc que se incurre al explotar una Tonelada de Mineral en una Operación Minera.

Esta Ley Mínima o Cut-Off sirve para determinar qué bloques previamente

valorizados de estructuras mineralizadas de un yacimiento, tienen mayores valores que esta Ley Mínima, y por lo tanto constituirán las Reservas.

La información necesaria para el Cálculo de Leyes Mínimas Explotables lo conforma:

- Costo Total.- Incluye:
  - a) Costos de Producción,
  - b) Gastos de Ventas,
  - c) Gastos Administrativos,
  - d) Gastos Financieros
  - e) Regalías.
- Balance Metalúrgico:
  - a) Leyes de Mineral de Cabeza,
  - b) Leyes de Concentrados,
  - c) Radios de Concentración, y
  - d) Ley de elementos penalizables.
- Condiciones de Comercialización y/o Contratos de Venta.
- Precios de los Metales.

### **5.13.2 Precios de los Metales**

Para el cálculo de Leyes Mínimas es necesario valorizar los concentrados o los productos refinados. Los precios utilizados en la Estimación de Reservas Minerales para el SEC (Securities Exchange and Commission, Institución Estatal Reguladora de Empresas y Valores de USA) corresponden al promedio de los últimos 3 años que para la estimación de reservas de 2006 fueron los siguientes:

Ag = \$ 6.3 Oz; Pb = \$ 793/TM; Zn = \$ 1 ,085 /TM; Cu = \$2,774/TM y Au=\$ 406/Oz.

Es conveniente usar también los precios proyectados por el Departamento de Comercialización que se espera tener cada año, en base a lo cual se estimarán también las Reservas Minerales cuyo uso sería más en la Operación Minera.

El hecho que Buenaventura está en la Bolsa de Valores de Nueva York, está comprometida a utilizar los Precios y Normas Regulados por el SEC para estimar sus Reservas Minerales.

Aparte de calcular Las Leyes Mínimas Explotables que corresponden a las Reservas de Mena, es necesario también determinar Cut-Offs para: Mineral Marginal ( que se incluyen en las Reservas), Submarginal y Baja Ley, utilizando sus costos correspondientes, porque estos, sobretodo el Mineral Submarginal, puede pasar a ser Reserva con una fuerte subida de precios, o una bajada de costos. En la determinación de los Cut-Offs correspondientes se tendrán en cuenta lo mencionado en Reservas Minerales.

#### **5.14 PROCESO DE CÁLCULO DE LA LEY MÍNIMA EXPLOTABLE Y LOS OTROS CUT-OFFS.**

- 1) Se determinan los costos para Mineral de Mena, Marginal, Submarginal y Baja Ley. Ejemplo : Veta Camucha (Recuperada).
- 2) El Departamento Comercial Valoriza los Concentrados y/o Productos Refinados, con precios promedios de los últimos tres años (para el SEC), y también con precios Proyectados. Como se verá más adelante en esta valorización determina el Valor Bruto y Valor Neto de los Concentrados. Ejemplo de Valorización de Concentrados de Veta Camucha.

- 3) En base a esta información, que incluye el Balance Metalúrgico, Geología Lima utiliza Excel en el cálculo de las Leyes Mínimas para el Mineral de Mena y Marginal (Reservas Minerales), Submarginal y Baja Ley (Otros Minerales que no conforman ni Reservas ni Recursos Minerales). Ejemplo de Veta Camucha (Recuperada).

### 5.15 EQUIVALENTES Y LEYES POR 1\$ Y SU USO

En el proceso 3, por el cual se definen los Cut-Offs, también se determinan los Equivalentes Metálicos, y Leyes por \$1 los cuales se usan para obtener Las Leyes Mínimas Equivalentes en Plata, en Oro, o en *Zinc*, etc., lo que dependerá de la predominancia de alguno de ellos.

Cuando en el Balance Metalúrgico se llene más de un elemento pagable es imprescindible la determinación de los Equivalentes Metálicos referidos a uno de los elementos predominantes. Por ejemplo para la estimación de Reservas de la Veta Camucha (Recuperada) para el 2006, se utilizaron los siguientes precios SEC. Ag = \$ 6.30/0z, Pb = \$ 793/TM y Zn = \$ 1,085/TM, con los cuales se determinaron los siguientes equivalentes referidos a plata y cuyo detalle de cálculo está en el Anexo 3.

$$1\% \text{ Pb} = 1.0995 \text{ Oz/Tc Ag}$$

$$1\% \text{ Zn} = 1.0853 \text{ Oz/Tc Ag}$$

y las siguientes leyes/\$ que se dan a continuación

$$\text{\$1} = 0.230835 \text{ Oz/Tc Ag}$$

$$\text{\$1} = 0.20994 \% \text{ Pb}$$

$$\text{\$1} = 0.21269 \text{ o/o Zn}$$

Con esta información y los Costos de Reservas de Mena y Marginal, y de Mineral Sub-Marginal y Baja Ley (No Reservas) se determinan las siguientes Leyes Mínimas referidas a la Plata.

<b>Mineral</b>	<b>Costo \$/Tc</b>	<b>Ley Ag por \$</b>	<b>Ley Mínima</b>
			<b>Eq.Ag</b>
Mena	83.80	0.23083	9.34
Marginal	68.80	0.23083	15.88
Submarginal	65.00	0.23083	15.00
Baja Ley	25.00	0.23083	5.77

La definición de Mineral de Mena y Marginal, así como de Mineral Sub marginal y Baja Ley se da en el Rubro 2.1 y 2.3.

Supóngannos que un Bloque Probado X tiene las siguientes leyes: 6.0 Oz/Tc Ag, 3.8 % Pb y 7.5% Zn. Entonces su Ley Equivalente en Ag será: 6.0 Oz/Tc Ag + 3.8% Pb X 1.0995 Oz/Tc Ag + 7.5% Zn x 1.0853 Oz/Tc Ag = 18.31 Oz/Tc Ag. Entonces el Bloque Probado X es Marginal.

## 5.16 BLOQUEO DE MINERAL

Una vez determinadas las Leyes Mínimas (Cut-Offs) para cada tipo de mineral de acuerdo a su valor (Mena, Marginal, Submarginal y Baja Ley), se procederá a la definición de bloques de Mineral, para lo cual es necesario contar con: Registros de ensayos de las labores y sondajes en el que deben estar incluidos los ancho de muestras, y también disponer de los planos de muestreo.

### 5.16.1 Información para Determinación de Bloques de Mineral

Previamente los ensayos reportados por laboratorio se ingresan como base de datos al software respectivo (Acquire), en el cual la tabla ASSAY genera dos campos iguales, uno de leyes originales, y otro donde se corregirán las leyes erráticas. Asimismo en tabla SURVEY cada canal es registrado en relación a su ubicación espacial (coordenadas Norte, Este y Cota). Para el bloqueo de mineral se necesitan, previamente los siguientes datos:

### 5.16.2 Promedio de Leyes de cada Canal

Normalmente un canal tiene más de una muestra, motivo por el cual tiene que obtenerse el promedio ponderado de Leyes de cada canal. Las leyes muy bajas de muestras que están ubicados en los lados del canal no se consideran para promediar. Ejemplo:

El cálculo es como sigue:

$$S \text{ Ancho de Muestra} \times \text{Ley} = \text{Ley Promedio del Canal}$$

$$S \text{ Anchos de Muestra}$$

$$S = \text{Sumatoria}$$

### 5.16.3 Leyes Erráticas

(Se menciona en el Manual de Muestreo)

En caso que haya Leyes Erráticas, se deberá reemplazarlas por el promedio de las dos muestras anteriores y las dos muestras posteriores, que pertenecen a la misma banda en que está la muestra errática.

#### **5.16.4 Dilución**

Se menciona en el Manual de Muestreo)

En seguida se aplica la dilución correspondiente canal por canal, considerando la ley cero de las cajas. En casos particulares cuando las cajas de las estructuras mineralizadas tengan valores dentro del rango Submarginal, estas se usaran para los cálculos de la dilución correspondiente, no se usarán para esta dilución valores del rango de Baja Ley.

#### **5.16.5 Dilución Mínima**

(Se menciona en el Manual de Muestreo)

Es aquella mezcla inevitable de material pobre al explotarse una estructura cuyo ancho es mayor que la diferencia entre el Ancho Mínimo de Minado y dicha Dilución. Ejemplo en (Anexo-Figura 16).

#### **5.16.6 Ancho Mínimo de Minado**

(Se menciona en el Manual de Muestreo)

En cada Unidad de Operación Minera se tiene definido uno o más Anchos Mínimos de Minado, lo que depende de los equipos que se usan para extraer mineral de los tajeos.

Este dato se usa en los casos de estructuras angostas y en estructuras anchas (según el equipo que se usa) que tienen que diluirse a un Ancho Mínimo de Minado.

#### **5.16.7 Calificación de Leyes Canal por Canal**

Una vez efectuado los pasos anteriores se hace la calificación de las leyes equivalentes diluidas de cada canal teniendo en cuenta los Cut Off determinados de modo si su ley puede corresponder a valor de Mena,

Marginal, Submarginal, o Baja Ley, para luego definir que tramos de canales corresponden a Mena. etc.

Indudablemente en algunos tramos pueden considerarse algunas partes estériles o de menor Ley que el Cut-Off correspondiente, siempre y cuando no se tengan cinco canales consecutivos con leyes debajo de valores de Mena. Marginal o Submarginal. Si esto ocurriera se procederá a separar el tramo de 5 canales como Mineral Submarginal o Baja Ley según el caso.

#### **5.16.8 Longitud Mínima y Máxima de Bloque de Mineral**

La longitud mínima para formar un Bloque de Mineral será de **10m** (5 canales) para minerales polimetálicos y de 5m (2 canales) para minerales de metales preciosos, y la máxima será 60m en yacimientos metales preciosos y 120m en depósitos polimetálicos.

Entre los bloques de Mena, pueden haber o no Bloques Marginales o Submarginales o de Baja Ley según los casos.

En Bloques de Baja Ley de gran longitud, Y en donde haya algún tramo de Mena o Marginal que por su poca longitud no llegaron a formar un bloque independiente, se subdividirán en bloques de distinta ley para indicar las posibilidades de exploración con chimeneas, o su explotación respectiva.

#### **5.16.9 Cálculo del Ancho y Leyes de Muestras de un Tramo**

a) Si se cuenta con un software GEMCOM, AcQuire (Orcopampa), u otro en alguna Unidad, para el cálculo de Ancho (horizontal) y Leyes de un Tramo se hace ingresando los datos de anchos y leyes de los canales al software respectivo, mediante el cual se puede generar un plano de leyes por labor. En ese plano se tendrán ploteados los anchos y leyes

equivalentes diluidas de los canales. En base a estos datos se genera un polígono que encierra todas las leyes que entrarán en los cálculos del tramo seleccionado, para obtener usando el programa del software dos datos principales:

- 1) Promedio ponderado de las Leyes equivalentes diluidas de muestreo del Tramo
- 2) El área del polígono inscrito.

Para obtener el Ancho Promedio del Tramo se recurre usar la fórmula:

Área = Longitud x ancho, del cual se despeja:

$$Ancho = \frac{Area}{Longitud} \quad (5.1)$$

Este método de cálculo es mejor sobre todo en estructuras bastante anchas o cuerpos como en Orcopampa y Uchuchacua (vetas, mantos o cuerpos alargados, etc.), en las que comúnmente se hacen ventanas para definir las cajas.

- b) En Estructuras Angostas o Simplemente Anchas (en las que no se hacen ventanas) como en Julcani, Recuperada, Antapite, etc, el cálculo de anchos y leyes puede hacerse por el Método Tradicional, antes de definir el Tramo, en donde la dilución se aplicará Canal por Canal de las leyes equivalentes (Anexo-Figura 16).

En Estructuras Angostas o Simplemente Anchas, el Método Tradicional, para el cálculo de Anchos y Leyes Diluidos es el siguiente:

$$Ancho \text{ Pr medio diluido del tramo} = \frac{S \text{ Anchos Diluidos de Canales}}{N^\circ \text{ de Canales}} \quad (5.2)$$

$$\text{Leyes Pr omedios del tramo} = \frac{S \text{ Anchos de Canales} \times \text{Leyes Dif. de Canales}}{S \text{ Ancho Dil de Canales}} = 5.3$$

En Estructuras el Método Tradicional para el Cálculo de Anchos y leyes Diluidas es el siguiente:

$$\text{Ancho Pr omedio diluido del tramo} = \frac{S \text{ Anchos diluidos de Canales}}{S \text{ Ancho Dil de Canales}} \quad (5.4)$$

$$\text{Leyes Pr omedios diluidos del tramo} = \frac{S \text{ Anchos de Canales Dil. de Canales}}{S \text{ Ancho Dil de Canales}} \quad (5.5)$$

c) En Estructuras Anchas (Método Software)

Usando un software se determinan leyes promedios del tramo.

$$\text{Ancho promedio diluido del Tramos} = \frac{\text{Area de poligono}}{\text{Longitud del Tramo}} = 5.6$$

$$\text{Ancho promedio diluido del Tramo} = \text{Ancho promedio del Tramo} + \text{Dilucion} \quad (5.7)$$

$$\text{Leyes Pr omedios Dil. Tramo} = \frac{\text{Ancho Pr omedio del tramo} \times \text{Leyes Pr omedios dil. del Tramo}}{\text{Ancho Pr omedio Dil. del Tramo}} \quad (5.8)$$

En todos estos casos para el cálculo de Ancho promedio, Leyes Promedios y Leyes Promedios Diluidos se calculan utilizando un software

### 5.17. DIMENSIONAMIENTO DE BLOQUES

Una vez que se determinan los Anchos y Leyes Promedios Diluidos de los diferentes tramos de Mineral ubicados en Galerías y Chimeneas, se procede a dimensionar los Bloques de Mineral de acuerdo al valor (MENA, Marginal, Submarginal y Baja Ley) y de acuerdo a la certeza (Probado y Probable). Es decir se procede a representar en figuras geométricas (Bloques de Mineral) en sección longitudinal vertical, la forma de la mineralización de acuerdo a su valor y a su certeza, para lo cual como se dijo antes se tiene que contar con los Cut-Off correspondientes. El contorno respectivo de un Bloque puede ser

rectangular, cuando se tiene un solo tramo de labor, o un polígono cuando se trata más de una labor con o sin sondajes; debiéndose contornearse manualmente.

Para determinar la forma y tamaño de los bloques depende de la cantidad de labores que los limitan, pero siempre debe tenerse en cuenta primero los criterios geológicos (curvas de isovalores, interpretación estructural y mineralógica) e información de sondajes, y si es posible aplicar la geoestadística con los cuales se puede dar la forma más apropiada.

En caso de depósitos diseminados o cuerpos irregulares se usarán mayormente la geoestadística.

#### **5.17.1 Dimensión de Bloques**

El caso más simple es cuando el mineral ha sido desarrollando con una sola labor (galerías o chimeneas), en donde puede haber uno o más tramos mineralizados, o también ha sido muestreado sólo en afloramientos. En este caso, en cada tramo, se delinearán un Bloque Rectangular, cuyo lado mayor será igual a la longitud del tramo correspondiente, y su lado menor será la altura, la cual tendrá una longitud proporcional al lado mayor, siempre y cuando no hayan criterios geológicos.

Cuando se trata de labores habrá Bloques a ambos lados de esas.

En caso de afloramiento se tendrá bloques sólo hacia abajo.

En Buenaventura se ha establecido lo siguiente:

- Los bloques tendrán una longitud mínima de 10 m., para mineralización polimetálica y 5 m., para mineralización de oro.

- El Mineral Probado (o el mineral medido) con longitudes entre 10 m y 25 m tendrá una altura de 5 m (Anexo- Figura 1) los de 25 m a 100 m, tendrá el 20% de la longitud correspondientes (Anexo - Figura 1); y para longitudes mayores a 100 m la altura será de 20 m (Anexo - Figura 4 )
- El Mineral Probable (O el Mineral indicado) se delinea a continuación del Mineral Probable, tendrá la misma longitud de este y su altura será igual a o menor que el mismo (Anexo - Figuras 1, 2, 3, 4, 6, 8 9 10 y 11)
- El Recurso Inferido, en el caso que esté a continuación de Mineral Probable (o del indicado), podrá tener una altura igual a la suma de las alturas de los bloques probados y probables (Anexo - Figuras 3, 4, 9, 10 y 11)
- El mineral potencial, en caso que este en la continuación del Recurso inferido, tendrá una altura igual a aquel (Anexo - Figuras 6, 7 y 12)
- La altura sugerida para los Minerales probados (Minerales Medidos) probables (Minerales indicados), inferidos y potenciales podrán ser diferentes si usan criterios geológicos (curvas de isovalores, etc) y/o sondajes complementarios.

En los casos en que el yacimiento ha sido desarrollado con mas de una labor (más de una galería, o más de una chimenea, etc) o muestreados en afloramientos y complementados con sondajes, se configuran Bloques combinando las dimensiones de los respectivos tramos y/o incluyendo la influencia de los sondajes.

Indudablemente si se tienen sondajes debajo donde se trata definir un bloque probado y otro probable, estos deberían tener mayor altura, y ciertamente el bloque probable tendrá mayor certeza que si no hubiera sondaje.

Se dan algunos ejemplos:

- Cuando se tienen dos galerías en diferentes niveles, con tramos correlacionables se bloquea 2 Bloques Probados (o 2 Bloques Medidos) con sus respectivos Probables (o Indicado); y si queda un espacio grande entre ellos en ese espacio puede bloquearse un Recurso Inferido (Anexo - Figura 10), y si hubieran sondajes bastante cercanos en ese espacio que demuestran continuidad de la mineralización se consideraría un solo Bloque Probado (o Medido) entre ambos niveles (Anexo - Figura 11 ), como entre niveles 1 y 2, y entre niveles 3 y 4.
- Cuando se tienen dos galerías en diferentes niveles con tramos correlacionables y sus respectivos Bloques Probables (o Indicados) se cruzan o se empalman se considera un solo Bloque Probable (o Indicado) entre ambos niveles (Figura 10, entre niveles 3 y 4 ).
- Cuando se tiene una galería y una chimenea se bloqueará de dos formas (Figura 3), todo depende del criterio geológico.
- Cuando se tiene dos galerías en diferentes niveles más una o dos chimeneas, con tramos correlacionables, se formará un solo Bloque Probado (o Medido) entre en esos niveles y las chimeneas (Anexo - Fig. 5, entre niveles 1 y 2).

- Cuando se tiene una galería y dos chimeneas se dimensiona un Bloque Probado (o Medido) entre el nivel y las dos chimeneas más un Bloque Probable (o Indicado) fuera de los límites de la chimenea cuya altura puede ser el 20 % de la longitud que separa dichas chimeneas (Anexo - Figura 4).

En los casos a y b mencionados, los criterios geológicos (curvas de Isovalores, controles estructurales y mineralógicos, rangos verticales de mineralización) o estudios geoestadísticos, son siempre buenas herramientas que ayudan al dimensionamiento de bloques.

Hay casos en que se tienen afloramientos con bajos valores pero anómalos y solamente explorados mediante sondajes debajo de dichos afloramientos.

Si los sondajes muestran valores de interés económico, claro que no todos, pueden estimarse ya sea Reservas Minerales o Recursos Minerales, todo dependerá si la exploración está dentro de una Unidad de Producción, o en un Proyecto con o sin estudio de factibilidad, también dependerá del espaciamiento de los sondajes y de la interpretación geológica (estructural, mineralógica, etc.), o estudio geoestadístico.

- En una Unidad de Producción o en Proyectos haya también casos cuyo espaciamiento de sondajes es suficiente como asumir la continuidad geológica y de Ley, se puede dimensionar Bloques Probados o Probables (Anexo - Figura 7), que corresponde a Recursos medidos o Indicados en un Proyecto sin estudio de Factibilidad.

- Cuando los sondajes cortan estructuras mineralizadas cuyo espaciamiento no es suficiente como para asumir la continuidad geológica y de Ley, se puede dimensionar Bloques Inferidos (Anexo - Figuras 7 y 12), o Bloques de Mineral Potencial si las intersecciones de sondajes son muy aisladas y escasas o no hay sondajes (Anexo - Figuras 7 y 12).
- Muchas veces en un proyecto los sondajes con espaciamiento Sistemático, por decir, entre 50 m y 1 00 m pueden generar Inferidos, si se cierra la malla a 20 m y 50 m pueden dar lugar a Bloques de Recursos Indicados; y si se cierra la malla a 20 m o menos que pueden generar Bloque de Recursos Medidos; en todo caso esto puede ser sustentado por estudios geos geoestadísticos (Anexo - Figuras 7 y 12). Por ejemplo en Orcoparmpa si el espaciamiento de sondajes fuera entre 20 m y 50 m, el bloque dimensionable podría considerarse como Probable, y con mayor espaciamiento (entre 50 m y 100 m) como bloque Inferido (Prospectivo o Posible), siempre y cuando corresponda a un clavo conocido o que los criterios geológicos (curvas de isovalores, controles estructurales y mineralógicos, definición de rangos verticales de mineralización, etc); en todo caso es necesario un estudio geoestadístico para definir un espaciamiento mínimo. Estos mismos criterios (dados en a, b y c) se tendrán en cuenta para definir el dimensionamiento de bloques en cuerpos mineralizados alongados o irregulares o mantos.

Los criterios de dimensionamiento de bloques mencionados en a, b y c. aplicables a estructuras tabulares también podrían ser aplicables a cuerpos mineralizados elongados, y aun a los cuerpos irregulares, como es el caso que se menciona en Reserva Mineral Probado cuando se refería a cuerpos mineralizados irregulares.

### **5.17.2 Calculo de Tonelaje y Ley de Bloques de Mineral**

Una vez definidos los Bloques de Mineral se procede al cálculo de tonelaje y ley correspondientes.

Se entiende que ya se tienen determinada las longitudes de los tramos mineralizados que conforman, un bloque, así como sus anchos y leyes promedios, habiéndose hecho además, la corrección de las leyes altamente erráticas, y aplicado a la dilución respectiva. Teniendo los Cut-Off correspondientes y las leyes promedios de los tramos, se puede asignar a cada tramo la categoría de MENA, Marginal, Submarginal, o Baja Ley según el valor.

En el proceso convencional del cálculo de tonelaje de un bloque con estructura tabular, primero se debe determinar su volumen para lo cual se calcula el área del bloque en sección longitudinal (muchas veces con planímetro) y el ancho promedio diluido respectivo como se mencionó antes; entonces para el volumen de utiliza la fórmula:

**Volumen: Área del Bloque x Ancho Promedio diluido (5.9)**

En el caso de cuerpos mineralizados se determina además de cuerpo en plantas en los 2 niveles (si es el cuerpo se entiende entre el nivel y nivel), y si

es posible, calcular el área en un nivel intermedio, en cuyo caso se estimarán 2 volúmenes para un mismo bloque.

Entonces el cálculo del volumen será:  $V = \sum \frac{Areas}{2} \times \frac{h}{2}$ ; dependiendo de la

geometría del cuerpo se podría usar la fórmula del cilindro o de cono trunco.

El tonelaje es:

Tonelaje (TYCS) = Volumen x Factor de tonelaje (Pe x 1.102311) para TCS

La Ley Promedio Diluido de un bloque en una estructura tabular es:

Ley Promedio Diluido =

$$\sum \frac{Longitudes\ de\ tramos\ x\ Leyes\ Pr\ omedios\ Diluidos\ de\ Tramos}{\sum Longitudes\ de\ Tramos} \quad (5.10)$$

La Ley Promedio Diluido de un bloque en una cuerpo mineralizado es:

Ley Promedio Diluido =

$$\sum \frac{Aeas\ de\ los\ niveles\ x\ Leyes\ Pr\ omedios\ Diluidos\ de\ Areas}{\sum Areas\ de\ los\ niveles} \quad (5.11)$$

Es recomendable para los próximos inventarios, debemos reportar en TMS y no en TCS.

### 5.17.3 Peso Específico y Factor de Tonelaje

El peso en toneladas métricas de un metro cúbico de material. Por lo visto este Peso Específico sirve para convertir metros cúbicos a toneladas métricas.

En el caso de Buenaventura para convertir metros cúbicos de mineral a toneladas cortas, se puede aplicar un Factor de Tonelaje, el cual se obtiene multiplicando el Peso Específico por 1.10231

Es común en un yacimiento que las diferentes estructuras mineralizadas que la conforman pueden tener variaciones mineralógicas tanto del mineral de

MENA del de la ganga, quizás debido a un zoneamiento, ó a diferentes pulsos de mineralización.

Esas diferentes mineralogías tienen relación directa a la existencia de diferentes Pesos Específicos en los sectores de un yacimiento, motivo por el cual es necesario determinar Pesos Específicos cuando se tengan cambios mineralógicos por sectores. Por ejemplo en Uchucchacua hay zonas de mineralización polimetálica (galena y esfalerita) con ganga de pirita principalmente (socorro y casualidad); también hay zonas mineralizadas de plata en ganga de carbonatos y silicatos, junto a mineralización polimetálica (pirita, galena y esfalerita en Marión); y la mayor parte del yacimiento es argentífera con gangas de carbonatos, silicatos y/o alabandita. Por esta razón en Uchucchacua es necesario determinar los pesos Específicos de las zonas mencionadas.

El proceso para medir el peso específico de los minerales de las meninas en general es:

- Tomar varias muestras de cada zona mineralizadas
- Pesar cada muestra colgada en un marco de metal en una balanza. De precisión. A este proceso se le denomina  $P_s$ . (Anexo - Figura B).
- Pesar la muestra sumergida en agua dentro de un vaso, el cual descansa en una base que no se apoya en la balanza (Anexo - Figura C). A esta medida se denomina  $P_a$ ; luego se aplica la formula

$$PE \approx \frac{P_s}{P_s - P_a} \quad (5.12)$$

## 5.18 CALCULO DE TONELAJE Y LEY DEL YACIMIENTO

Se tiene la información de los diferentes tramos (Ancho Promedio Diluido, Ley Promedio Longitud del Tramo) que conforman los Noques respectivos & una estructura mineralizada a de las estructuras de todo el yacimiento, previamente clasificado, en Mena, Marginal, Sub marginal y Baja Ley. (Según su valor); en Probado, Probable, inferido y Potencial (según su certeza), y Accesible, Eventualmente Accesible e Inaccesible (según la accesibilidad de cada bloque de mineral).

## 5.19 EVALUACION ECONOMICA

### 5.19.1 Valor del Mineral a Explotar

Veta/Cpo	Block	TCS	Onz Ag	%Pb	%Zn	%Mn	Ancho
Cuerpo Rubí, Verónica, Alisson	0	92130	4.88	4.65	5.95	6.68	7.36
<b>TOTAL</b>	<b>0</b>	<b>92,130.00</b>	<b>4.88</b>	<b>4.65</b>	<b>5.95</b>	<b>6.68</b>	<b>7.36</b>

Factor de recuperación 95%

TCS	Onz Ag	%Pb	%Zn	%Mn	Ancho
87,523.50	4.88	4.65	5.95	6.68	7.36

Veta/Cpo	Block	TCS	Onz Ag	%Pb	%Zn	%Mn	Ancho
Cuerpo Rubí, Verónica, Alisson	0	92130	4.88	4.65	5.95	6.68	7.36
<b>TOTAL</b>	<b>0</b>	<b>92,130.00</b>	<b>4.88</b>	<b>4.65</b>	<b>5.95</b>	<b>6.68</b>	<b>7.36</b>

Factor de recuperación 95%

TCS	Onz Ag	%Pb	%Zn	%Mn	Ancho
87,523.50	4.88	4.65	5.95	6.68	7.36

### 5.19.2 Valor de Mineral en TCS de Cabeza

	C1	C2	unid
	US\$	US\$	
Ag	13.1881535	12.4651352	Oz
Pb	10.8265012	11.0704489	%Pb
Zn	3.08222906	3.38641945	%Zn

NOTA: Destino del mineral Circuito 1

Cabe resaltar que la plata tiene dos circuitos de tratamiento C1 y C2:

C1: Trata minerales con contenidos de manganeso y alabandita.

C2: Trata minerales con contenidos de manganeso y carbonatos.

### 5.19.3 Valor de Mineral

	US\$	US\$/TCS
<b>Valor Ag</b>	5627734.59	64.2996977
<b>Valor Pb</b>	4408998.37	50.3750235
<b>Valor Zn</b>	1605664.88	18.3455287
<b>Total</b>	<b>11642397.8</b>	<b>133.02025</b>

### 5.19.4 Costos

Partida	UND	Sección		P.U. (US\$)	US\$ Sost	US\$ Explosivos	US\$ Tuberías y	US\$ Mat. Ventilación	US\$ Cables y acces.	US\$ Maderas	US\$ Total
		Ancho	Altura								
Rampa 4.0x4.0	m	4	4	453.15	298.00	94.68	13.21	4.14	36.06		899.24
Rampa 3.5x3.5	m	3.5	3.5	437.03	264.89	72.61	13.21	4.14	36.06		827.95
Rampa 4.0x4.0 sost. c / shotcrete	m	4	4	453.15	689.25	94.68	13.21	4.14	36.06		1,290.49
Rampa 3.5x3.5 sost c / shotcrete	m	3.5	3.5	437.03	607.37	94.68	13.21	4.14	36.06		1,192.50
Rampa 3.0x3.0	m	3	3	400.39	525.12	66.67	13.21	4.14	36.06		1,045.60
Rampa 2.7x2.7	m	2.7	2.7	366.23	417.57	56.88	13.21	4.14	36.06		894.09
Subnivel 4.0x4.0	m	4	4	453.15	298.00	94.68	6.605				852.44
Subnivel 3.5x3.5	m	3.5	3.5	437.03	264.89	72.61	6.605				781.15
Subnivel 3.0x3.0	m	3	3	400.39	525.12	66.67	6.605				998.79
Subnivel 2.7x2.7	und	2.7	2.7	366.23	417.57	56.88	6.605				847.28
Refugios 2.1x2.1	m3	2.1	2.1	337.05	85.52	32.94					455.50
Chimenea 2.1x1.5	m2	2.1	1.5	375.22		50.47	6.78			68.99	501.46
Chimenea raise climber 2.1x2.1	und	2.1	2.1	489.05		87.08					576.13
Montaje y desmontaje equipo Alimak	m			7,000.00							7,000.00
Ch RB 5'	m			1,450.00							1,450.00
Ch RB 2.1'	m			1,500.00							1,500.00
Instalación, desinstalación y traslado RB	und			34,000.00							34,000.00
Rotura con stopper	und			23.81	2.23	9.85					35.89
Rotura con jumbo	m			11.83	8.07	2.11					22.01
Split sets 5" c/malla	und			17.10							17.10
Split sets 7" c/malla	und			19.28							19.28
Super split sets 7" c/malla	und			33.11							33.11
Shotcrete 2" vía seca	hr			42.88							42.88
Shotcrete 2" vía húmeda	hr			37.51							37.51
Acarreo con scoop hasta 150m	hr			0.37							0.37

## 5.19.5 Costos Iniciales de Preparación

Detalle de labores	EXPLOTACIÓN POR RAMPAS						EXPLOTACIÓN CAUTIVO									
	Descripción	Longitud	m3	und	Costo Prep (US\$)		Costo Explo (US\$)		Descripción	Longitud	m3	und	Costo Prep (US\$)		Costo Explo (US\$)	
					US\$	US\$/TCS	US\$	US\$/TCS					US\$	US\$/TCS	US\$	US\$/TCS
Rampa					165,590.10	1.89							49,677.03	0.57		
Rampa	Rampa 3.5x3.5	200			165,590.10	1.89			Rampa 3.5x3.5	60			49,677.03	0.57		
Subnivel					0	0.00							0	0.00		
By pass					0	0.00							0	0.00		
Ventanas de acceso					119,197.84	1.36							0.00	0.00		
Ventana 1	Rampa 3.0x3.0	22			23,003.09	0.26			Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00		
Ventana 2	Rampa 3.0x3.0	23			24,048.69	0.27			Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00		
Ventana 3	Rampa 3.0x3.0	32			33,459.04	0.38							0.00	0.00		
Ventana 4	Rampa 3.0x3.0	37			38,687.02	0.44							0.00	0.00		
Ventana 5					0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 6					0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 7					0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 8					0.00	0.00							0.00	0.00		
Bodegas de avance	Subnivel 3.5x3.5	16			12,498.33	0.14			Subnivel 3.5x3.5	3			2,343.44	0.03		
Ventana ore pass	Subnivel 3.5x3.5	15			11,717.18	0.13			Subnivel 3.5x3.5	45			35,151.54	0.40		
Ventana fill pass		15			0.00	0.00			Subnivel 3.5x3.5	45			35,151.54	0.40		
Ventana Ch de ventilación					0.00	0.00							0.00	0.00		
Refugios	Refugios 2.1x2.1	5			2,277.52	0.03			Refugios 2.1x2.1	5			2,277.52	0.03		
Cámaras de carguío					0.00	0.00							0.00	0.00		
Chimeneas					25,072.76	0.29							127,871.05	1.46		
Ora pass	Chimenea 2.1x1.5	20			10,029.10	0.11			Chimenea 2.1x1.5	60			30,087.31	0.34		
Fill Pass					0.00	0.00			Chimenea 2.1x1.5	60			30,087.31	0.34		
Ventilación	Chimenea 2.1x1.5	30			15,043.65	0.17			Chimenea 2.1x1.5	135			67,696.44	0.77		
Caminos					0.00	0.00							0.00	0.00		
Servicios raise climber					0.00	0.00							0.00	0.00		
Subnivel					0.00	0.00			Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00		
Estocadas					0.00	0.00			Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00		
Chimeneas (Tolva y camino)					0.00	0.00			Chimenea 2.1x1.5				0.00	0.00		
Montaje y desmontaje equipo					0.00	0.00			Montaje y desmontaje equipo Alimak				0.00	0.00		
Servicios raise borer					0.00	0.00							0.00	0.00		
Avance cabina					0.00	0.00							0.00	0.00		
Desquinche cabina					0.00	0.00							0.00	0.00		
Montaje y desmontaje equipo					0.00	0.00							0.00	0.00		
TMI mineral	Rotura con jumbo		29,174.50						Rotura con stopper		29,174.50					
Batida de accesos					37,857.14	0.43							0.00	0.00		
Ventana 1	Rotura con jumbo		244.37		5,379.58	0.06			Rotura con jumbo		0.00		0.00	0.00		
Ventana 2	Rotura con jumbo		267.09		5,879.75	0.07			Rotura con jumbo		0.00		0.00	0.00		
Ventana 3	Rotura con jumbo		517.02		11,381.59	0.13							0.00	0.00		
Ventana 4	Rotura con jumbo		691.21		15,216.21	0.17							0.00	0.00		
Ventana 5			0.00		0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 6			0.00		0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 7			0.00		0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 8			0.00		0.00	0.00							0.00	0.00		
Sobrecarreo con scoop	Acarreo con scoop hasta 150m		0.00		0.00	0.00			Acarreo con scoop hasta 150m				0.00	0.00		
Batida de accesos a ore pass					0	0.00							0	0.00		
<b>TOTAL</b>					374,210.87	4.28	0.00	0.00	<b>TOTAL EXPLOTACIÓN CAUTIVO</b>				252,472.12	2.88	0.00	0.00

Meses de preparación	3			Meses de preparación	3		
Meses	-3	-2	-1	Meses	-3	-2	-1
Costo de preparación con rampa	124,736.96	124,736.96	124,736.96	Costo de preparación con scoop cautivo	84,157.37	84,157.37	84,157.37

## 5.19.6 Costos de Operación

Detalle de labores	EXPLORACIÓN POR RAMPAS								EXPLORACIÓN CAUTIVO							
	Descripción	Longitud	m3	und	Costo Prep (US\$)		Costo Explot (US\$)		Descripción	Longitud	m3	und	Costo Prep (US\$)		Costo Explot (US\$)	
					US\$	US\$/TCS	US\$	US\$/TCS					US\$	US\$/TCS	US\$	US\$/TCS
<b>Rampa</b>					386,652.89	4.42							0.00	0.00		
Rampa	Rampa 3.5x3.5	467			386,652.89	4.42							0.00	0.00		
<b>Subnivel</b>					0.00	0.00							0.00	0.00		
Subnivel	Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00							0.00	0.00		
<b>By pass</b>					0	0.00							0.00	0.00		
<b>Ventanas de acceso</b>					521,608.83	5.96							0.00	0.00		
Ventana 1	Rampa 3.5x3.5	210			173,869.61	1.99		Rampa 3.0x3.0					0.00	0.00		
Ventana 2	Rampa 3.5x3.5	210			173,869.61	1.99		Rampa 3.0x3.0					0.00	0.00		
Ventana 3	Rampa 3.5x3.5	210			173,869.61	1.99							0.00	0.00		
Ventana 4					0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 5	Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 6	Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 7	Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00							0.00	0.00		
Ventana 8	Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00							0.00	0.00		
<b>Bodegas de avance</b>	Rampa 3.5x3.5	16			13,247.21	0.15		Rampa 2.7x2.7					0.00	0.00		
Ventana ore pass	Rampa 3.5x3.5	105			86,934.81	0.99		Rampa 3.0x3.0					0.00	0.00		
Ventana fill pass					0.00	0.00		Rampa 3.0x3.0					0.00	0.00		
Ventana Ch de ventilación					0.00	0.00							0.00	0.00		
<b>Refugios</b>	Refugios 2.1x2.1	12			5,466.05	0.06		Refugios 2.1x2.1					0.00	0.00		
<b>Cámaras de carguío</b>					0.00	0.00							0.00	0.00		
<b>Chimeneas</b>					0.00	0.00							45,130.96	0.52		
Ore pass		60			0.00	0.00		Chimenea 2.1x1.5	30				15,043.65	0.17		
Fill Pass					0.00	0.00		Chimenea 2.1x1.5	30				15,043.65	0.17		
Ventilación		135			0.00	0.00		Chimenea 2.1x1.5	30				15,043.65	0.17		
Caminos					0.00	0.00							0.00	0.00		
<b>Servicios raise climber</b>					0.00	0.00							0.00	0.00		
Subnivel	Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00		Rampa 3.0x3.0					0.00	0.00		
Estocadas	Rampa 3.0x3.0				0.00	0.00		Rampa 3.0x3.0					0.00	0.00		
Chimeneas (Tolva y camino)	Chimenea 2.1x1.5				0.00	0.00		Chimenea 2.1x1.5					0.00	0.00		
Montaje y desmontaje equipo	Montaje y desmontaje equipo Alimak				0.00	0.00		Montaje y desmontaje equipo Alimak					0.00	0.00		
<b>Servicios raise borer</b>					0.00	0.00							0.00	0.00		
Avance cabina					0.00	0.00							0.00	0.00		
Desquinche cabina					0.00	0.00							0.00	0.00		
Montaje y desmontaje equipo					0.00	0.00							0.00	0.00		
<b>TM mineral</b>	Rotura con jumbo		29,174.50				642,245.71	7.338	Rotura con stopper		29,174.50				1,047,121.58	11.964
<b>Batida de accesos</b>							0.00	0.000							0.00	0.000
Ventana 1			25,977.11				0.00	0.000	Rotura con jumbo		0.00				0.00	0.000
Ventana 2			25,977.11				0.00	0.000	Rotura con jumbo		0.00				0.00	0.000
Ventana 3			25,977.11				0.00	0.000						0.00	0.000	
Ventana 4			0.00				0.00	0.000						0.00	0.000	
Ventana 5	Rotura con jumbo		0.00				0.00	0.000						0.00	0.000	
Ventana 6	Rotura con jumbo		0.00				0.00	0.000						0.00	0.000	
Ventana 7	Rotura con jumbo		0.00				0.00	0.000						0.00	0.000	
Ventana 8	Rotura con jumbo		0.00				0.00	0.000						0.00	0.000	
<b>Sobrecarreo con scoop</b>	Acarreo con scoop hasta 150m						0.00	0.000						0.00	0.000	
<b>Batida de accesos a ore pass</b>							0.00	0.000						0.00	0.000	
<b>TOTAL</b>					1,013,909.79	11.58	642,245.71	7.34	<b>TOTAL EXPLORACIÓN CAUTIVO</b>				45,130.96	0.52	1,047,121.58	11.96

Numero de cortes al mes	3
Producción mensual	12,503
Meses de producción	7

Numero de cortes al mes	2
Producción mensual	5,835
Meses de producción	15

## 5.19.7 Evaluación Económica Explotación con Rampa

EVALUACION ECONOMICA TAJO 7205 - Cuerpo Rubi, Veronica, Alisson (Nv.3990)								
Block	TCS	Leyes				Ancho Diluido	Equiv-Oz Ag	US\$ Valor Block
		Ag Oz	%Pb	%Zn	%Mn			
	87,524	4.88	4.65	5.95	6.68	7.36	9.97	11,642,398

Cotización		Recuperación	
US\$/Oz Ag	22	Plata:	81.0%
US\$/TMF Pb	30	Plomo:	87.8%
US\$/TMF Zn	2,000	Zinc:	65.8%

Valor Punto	C1	C2	Unid
Ag	US\$	US\$	US\$ / Oz
Pb	13.19	12.47	US\$ / %
Zn	10.83	11.07	US\$ / %

EVALUACIÓN C&R RAMPAS										
	-3	-2	-1	1	2	3	4	5	6	7
<b>Producción</b>										
Mineral tratado mensual (TCS)				12,503	12,503	12,503	12,503	12,503	12,503	12,503
<b>Ventas (Con costos de ventas descontados)</b>										
Valor tonelada de mineral de cabeza (US\$/TCS)				133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02
Ingreso Mensual por Ventas				1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200
<b>Costo de Producción</b>										
Mineral tratado mensual				12,503	12,503	12,503	12,503	12,503	12,503	12,503
Costo de Minado (US\$/TCS)				7.34	7.34	7.34	7.34	7.34	7.34	7.34
Costo de Preparación (US\$/TCS)				11.58	11.58	11.58	11.58	11.58	11.58	11.58
Costo de Mina sin Prep-Oper (US\$/TCS)				54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51
Costo de Planta de Procesos (US\$/TCS)				21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07
Costo de energía (US\$/TCS)				5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79
G.G. (US\$/TCS)				22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41
Costo de Minado Mensual (US\$)				91,749	91,749	91,749	91,749	91,749	91,749	91,749
Costo de Preparación Mensual (US\$)	124,737	124,737	124,737	144,844	144,844	144,844	144,844	144,844	144,844	144,844
Exploración, desarrollo y servicios Mensual (US\$)				681,558	681,558	681,558	681,558	681,558	681,558	681,558
Costo de Planta Concentradora Mensual (US\$)				263,446	263,446	263,446	263,446	263,446	263,446	263,446
Costo de energía y agua Mensual (US\$)				72,394	72,394	72,394	72,394	72,394	72,394	72,394
G.G. Mensual (US\$)				280,200	280,200	280,200	280,200	280,200	280,200	280,200
Costo de Producción Mensual (US\$)				1,534,192	1,534,192	1,534,192	1,534,192	1,534,192	1,534,192	1,534,192
Costo de Producción (US\$/TCS)				122.70	122.70	122.70	122.70	122.70	122.70	122.70
<b>Depreciación y Amortización</b>										
Depreciación y Amortización Mensual				123,408.14	114,655.79	114,655.79	114,655.79	114,655.79	114,655.79	114,655.79
<b>Estado de Resultados</b>										
Ventas	0	0	0	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200
Ingresos Netos	0	0	0	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200	1,663,200
Costo de Producción	0	0	0	-1,534,192	-1,534,192	-1,534,192	-1,534,192	-1,534,192	-1,534,192	-1,534,192
EBIDTA	0	0	0	129,008	129,008	129,008	129,008	129,008	129,008	129,008

Resumen		
VPN US\$	903,054	@ 10% Anual
Costo de producción sin amort+deprec	122.70	US\$/TCS
Costo de producción con amort+deprec	132.57	US\$/TCS

## 5.19.8 Evaluación Económica Explotación con SCOOP Cautivo

### EVALUACION ECONOMICA TAJO 7205 - Cuerpo Rubi, Veronica, Alisson (Nv.3990)

Block	TCS	Leyes				Ancho Diluido	Equiv-Oz Ag	US\$ Valor Block
		Ag Oz	%Pb	%Zn	%Mn			
	87,524	4.88	4.65	5.95	6.68	7.36	9.97	11,642,398

Cotización	
US\$/Oz Ag	22
US\$/TMF Pb	30
US\$/TMF Zn	2,000

Recuperación	
Plata:	81.0%
Piomo:	87.8%
Zinc:	65.8%

Valor Punto	C1	C2	Unid
Ag	US\$	US\$	US\$ / Oz
Pb	13.19	12.47	US\$ / %
Zn	10.83	11.07	US\$ / %

EVALUACIÓN C&R CAUTIVO																		
	-3	-2	-1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
<b>Producción</b>																		
Mineral tratado mensual (TCS)				5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835
<b>Ventas (Con costos de ventas descontados)</b>																		
Valor tonelada de mineral de cabeza (US\$/TCS)				133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02	133.02
Ingreso Mensual por Ventas				776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160
<b>Costo de Producción</b>																		
Mineral tratado mensual				5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835	5,835
Costo de Minado (US\$/TCS)				11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96	11.96
Costo de Preparación (US\$/TCS)				0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52	0.52
Costo de Mina sin Prep-Oper (US\$/TCS)				54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51	54.51
Costo de Planta de Procesos (US\$/TCS)				21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07	21.07
Costo de energía (US\$/TCS)				5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79	5.79
G.G. (US\$/TCS)				22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41	22.41
Costo de Minado Mensual (US\$)				69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808	69,808
Costo de Preparación Mensual (US\$)		84,157	84,157	84,157	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009	3,009
Exploración, desarrollo y servicios Mensual (US\$)				318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060	318,060
Costo de Planta Concentradora Mensual (US\$)				122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941	122,941
Costo de energía y agua Mensual (US\$)				33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784	33,784
G.G. Mensual (US\$)				130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760	130,760
Costo de Producción Mensual (US\$)				678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363	678,363
Costo de Producción (US\$/TCS)				116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26	116.26
<b>Depreciación y Amortización</b>																		
Depreciación y Amortización Mensual				57,590.46	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03	53,506.03
<b>Estado de Resultados</b>																		
Ventas		0	0	0	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160
Ingresos Netos		0	0	0	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160	776,160
Costo de Producción		0	0	0	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363	-678,363
EBIDTA		0	0	0	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797	97,797

Resumen		
VPN US\$	1,466,956	@ 10% Anual
Costo de producción sin amort+deprec	116.26	US\$/TCS
Costo de producción con amort+deprec	126.13	US\$/TCS

## CONCLUSIONES

1. Si optamos por el método de minado, corte y relleno ascendente con rampa, el tiempo de minado será 7 meses y su valor presente neto (VPN) es de **903,054**.
2. Si optamos por el método de minado, corte y relleno ascendente con Scoop cautivo el tiempo de minado será de 15 meses y su valor presente neto (VPN) es de **1,466,956**.
3.  $VPN \text{ (Scoop cautivo)} = 1,466,956 > VPN \text{ (Rampa)} = 903,054$ , de la evaluación económica podemos concluir que el método que genera el mayor beneficio económico a la empresa, es el corte y relleno con Scoop cautivo.
4. Ya contamos con un modelo concreto para la evaluación económica de tajeos corte y relleno ascendente con rampa vs corte y relleno ascendente con Scoop Cautivo, en una planilla de Excel automatizada de acuerdo a nuestros requerimientos de la operación.

## **RECOMENDACIONES**

Teniendo en cuenta las nuevas políticas de trabajo, producción con seguridad y el tiempo de duración de la explotación se recomienda optar el método de corte y relleno ascendente con rampa. Muy a pesar que el corte y relleno con Scoop cautivo es más beneficioso económicamente.

## BIBLIOGRAFIA

1. BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Clasification” Wiley – Interscience Publication – 1989.
2. BARTON, N., GRIMSTAD, E. NORWEGIAN GEOTECHNICAL INSTITUTE. El Sistema Q para la selección del sostenimiento en el método Noruego de Excavación de Túneles. (2005).
3. BRADY B.H.G. & Brown E.T. “Rock Mechanics for Underground Mining” George Allen & Unwin – London – 1985.
4. BROWN E.T. “Rock Characterization Testing and Monitoring” ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics – 1981.
5. HUDSON J.A. Ed. “Comprehensive Rock Engineering – Principles, Practice & Projects”. Volúmenes 3 y 4, Pergamon Press 1993.
6. WEISS F., Córdova D. “Influencia de las condiciones naturales en la selección del método de explotación en minería subterránea”, Informe INGEMMET – 1991.

7. CARMONA, J., CASTANO. J. 1970. Distribución temporal de la energía liberada al sur de los 20° en el intervalo 1920-1970. Inst. de Inv. Antisísmica de Argentina. 25p.
8. O'Diana, M., R. Lazo, y R. Rivera. 2005. Evaluación del Peligro Sísmico en el Sur del Perú (14° – 19° S). Inst. Geofísico de la Univ. Nac. de San Agustín p 29-60.
9. DIAZ ARTIEDA, J. “Apuntes de clase TIR-VAN” (2011).
10. Inventario de Reservas –Uchucchacua –Enero 2011. Departamento de geología.
11. Descripción del Grafico Múltiple Para la Estimación Preliminar del comportamiento del Macizo Rocosó en una Excavación Subterránea – Ing. Carlos Vallejo Cortes
12. Uchucchacua” Informe Técnico BISA – Enero 1998.
13. Universidad Nacional de Ingeniería, Pruebas de Laboratorio de Mecánica de Rocas. Agosto 2005.
14. MILLÁN, A. (1998): “Evaluación y factibilidad de proyectos mineros”. (2008).
15. SOCIETY FOR MINING, METALLURGY AND EXPLORATION (2001): “Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies”.
16. TESIS: Planeamiento Corporación Minera Castrovirreyna. García Dávila Jesús- Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima, Perú. 2008

## ANEXOS

### En Laboratorio de mecánica de rocas Universidad Nacional de Ingeniería

A fin de verificar resultados de campo, se llevaron a cabo ensayos de compresión uniaxial en laboratorio de mecánica de rocas sobre muestras rocosas representativas de las diferentes litologías. Los resultados de estos ensayos se encuentran en los archivos originales aquí solo un resumen en las **tablas 4.8 y 4.9**

**Tabla 4.8. Ensayo de compresión uniaxial**

<b>Muestra</b>	<b>Litología</b>	<b><math>\sigma_c^*</math> (MPa)</b>
Tajo 238	Mineral	126
	Caliza de cajas	58
Tajo 261	Mineral	136
	Caliza de cajas	65
Tajo 255	Mineral	73
Tajo 150	Mineral	183
	Caliza de cajas	93
Tajo 907	Caliza de cajas	126

(\*) Resistencia compresiva estandarizada con  $L/D= 2$ , según Protodyakonov.  
 $\sigma_c$  = Resistencia a la Compresión Uniaxial.

**Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013**

### Equipo y muestras para pruebas de resistencia compresiva.



Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

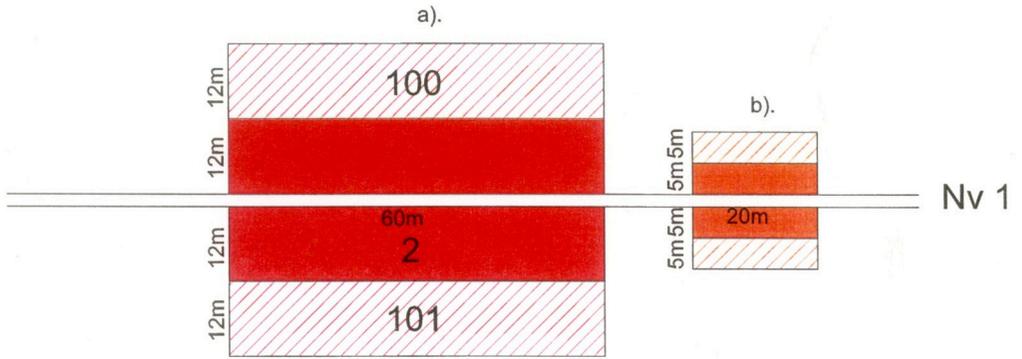
**Tabla 4.9. Ensayo de compresión triaxal**

**Normas sugeridas por ISRM (Internacional Society for Rock Mechanics)**

Muestra	Litología	$m_1$	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción ( $\phi^0$ )
Tajo 238	Mineral	10.7	27.9	45.0
Tajo 261	Mineral	17.6	29.5	53.2
Tajo 150	Mineral	18.7	27.1	52.8
	Caliza de cajas	18.3	19.4	51.7
Tajo 907	Caliza de cajas	17.1	20.1	50.8

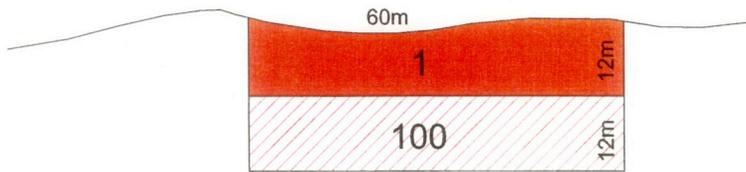
Fuente: Dpto. de Geomecanica Mina Uchuchacua 2013

# Figura 1



- a). Longitud de mineral entre 25m y 100m, la altura será 20% de la longitud de dicha longitud. En este caso para 60m es 12m
- b). Longitud de mineral entre 10m y 25m, la altura será de 5m.

# Figura 2



Longitud de mineral entre 25m y 100m, la altura será 20% de la longitud en este caso para 60m → 12m de altura

MENA		MARGINAL
	PROBADO	
	PROBABLE	

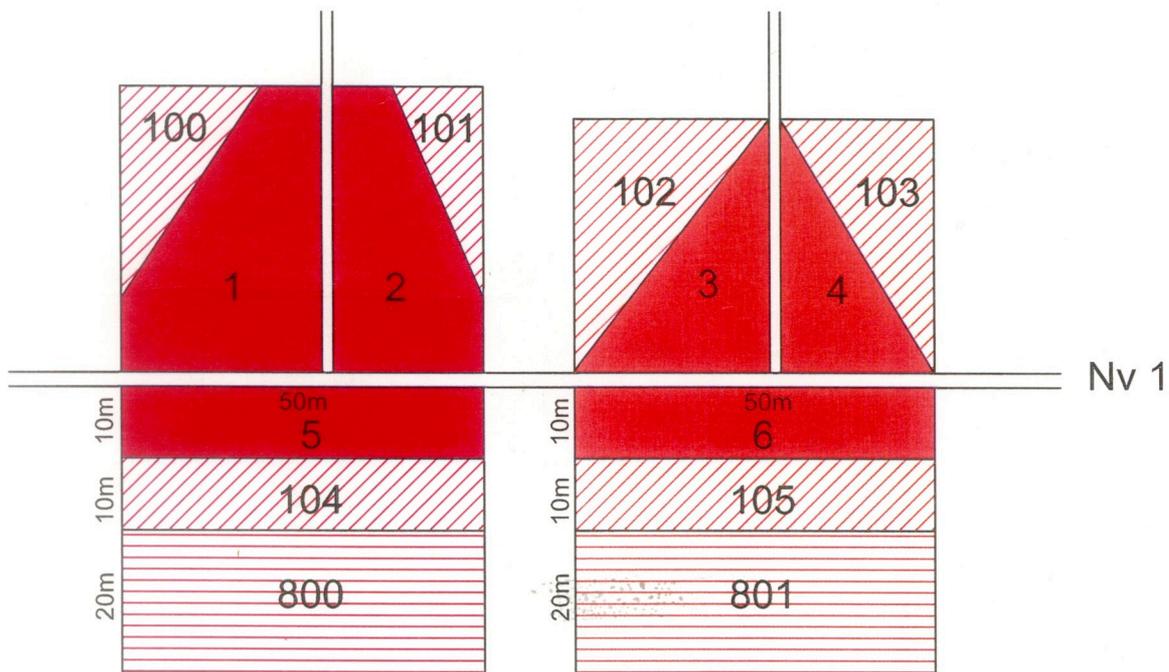
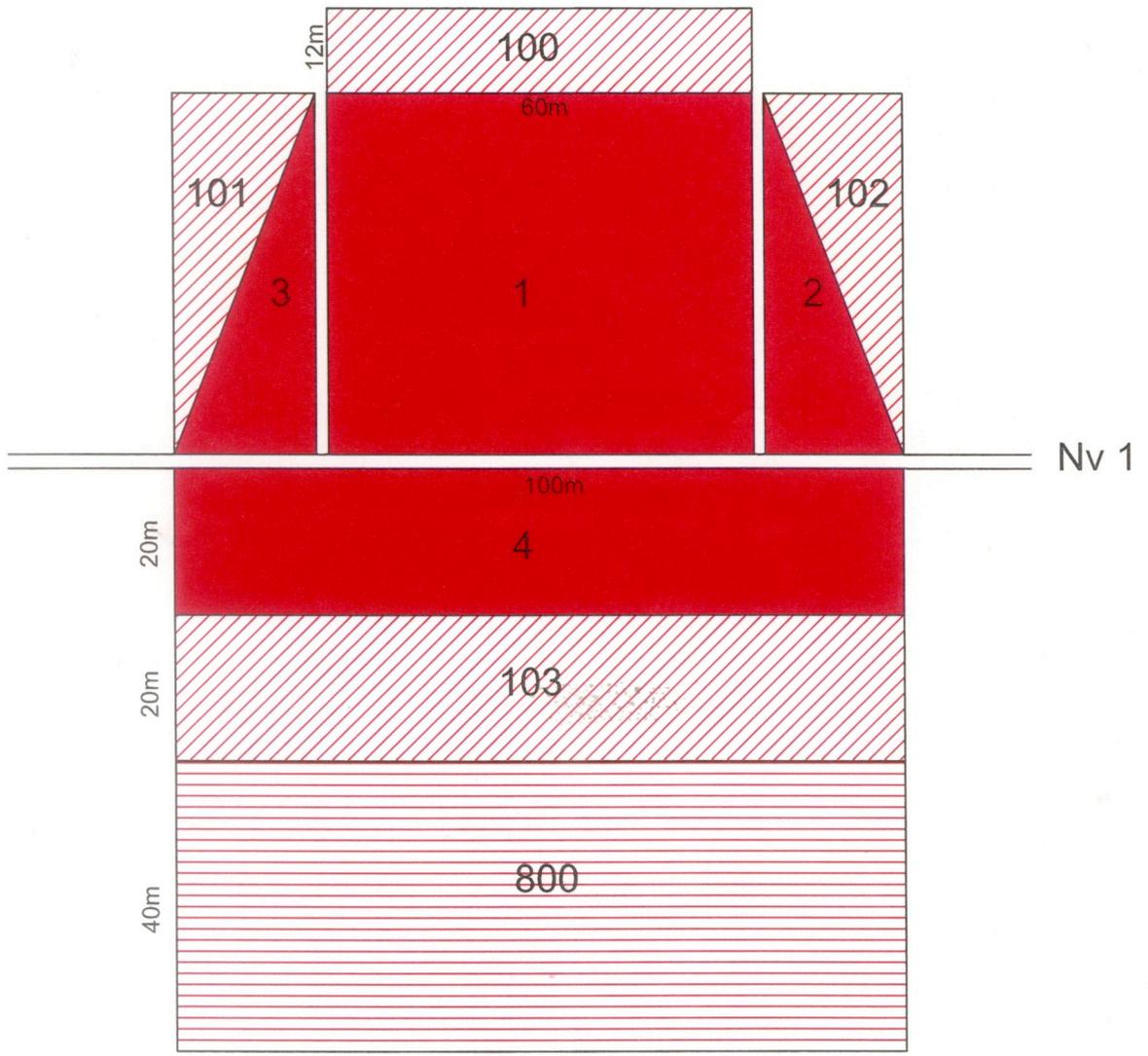
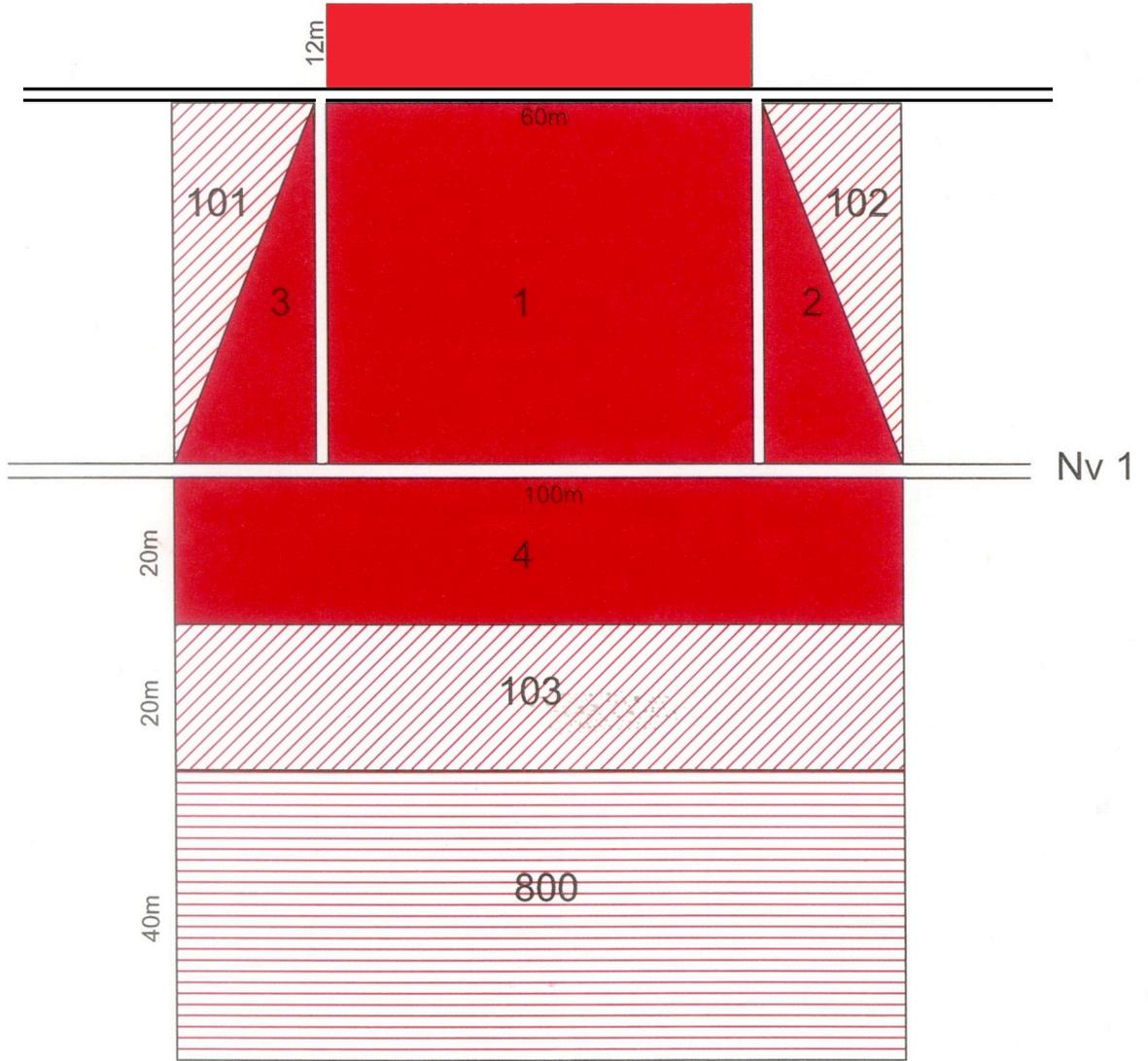


Figura 3



- MENA
- PROBADO
  - PROBABLE
  - INFERIDO

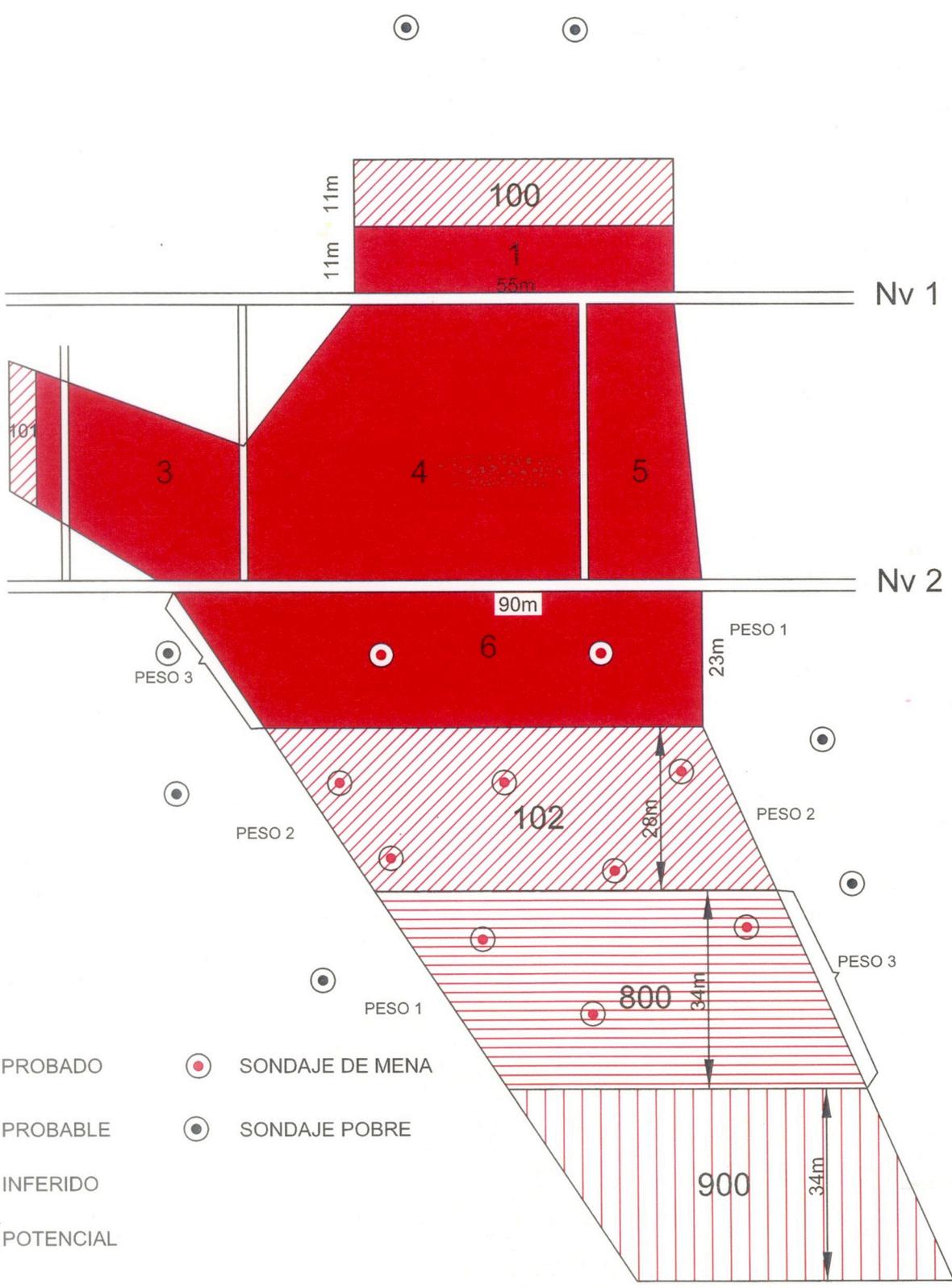
Figura 4



- MENA
- PROBADO
  - PROBABLE
  - INFERIDO

Figura 5

SUPERFICIE

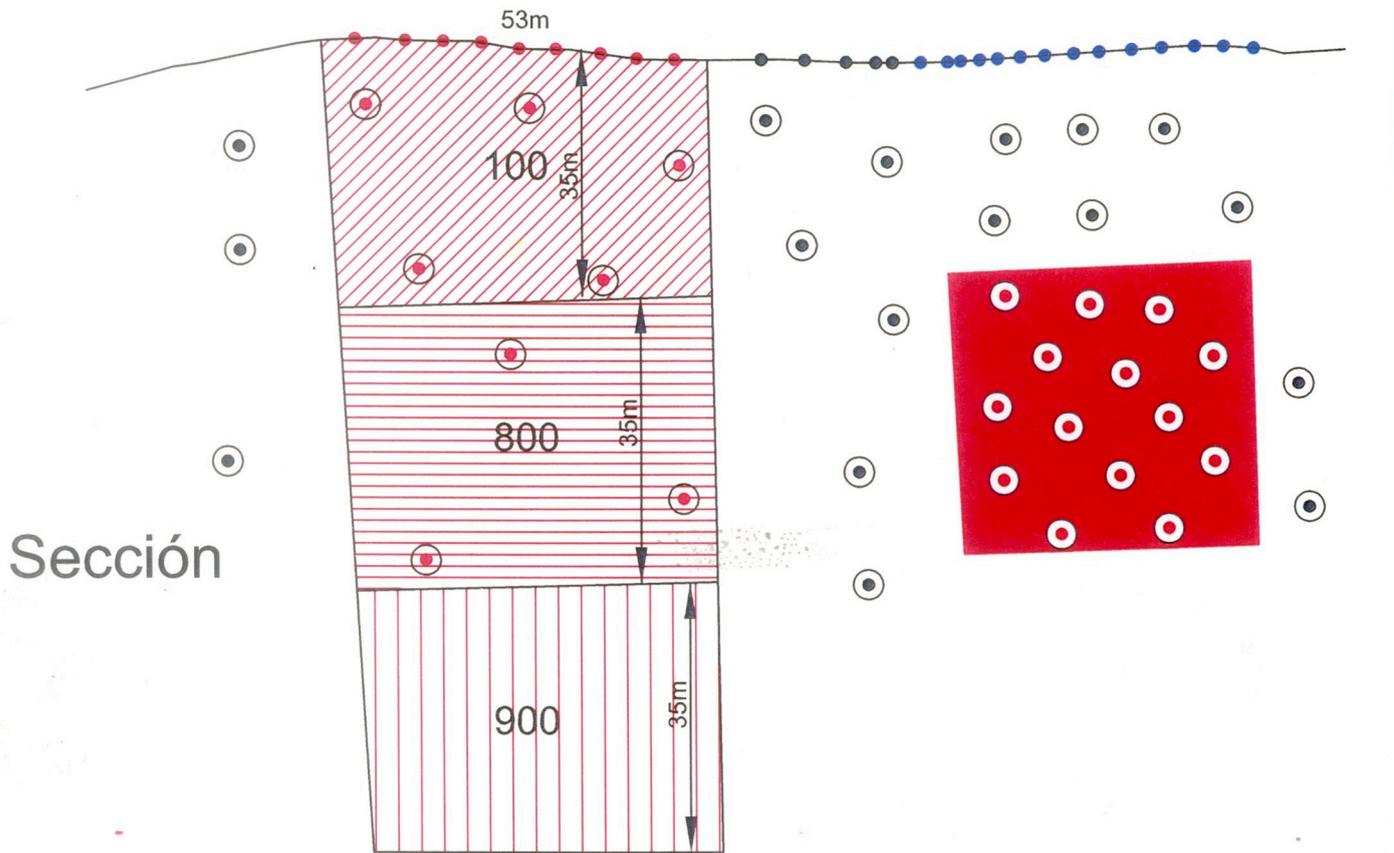


- MENA
- PROBADO
  - PROBABLE
  - INFERIDO
  - POTENCIAL

- SONDAJE DE MENA
- SONDAJE POBRE

Figura 6

# BLOQUEO A PARTIR DE AFLORAMIENTOS



Afloramiento en planta

MENA



PROBADO  
(MEDIDO)



PROBABLE  
(INDICADO)



INFERIDO



POTENCIAL



MUESTRA EN SUPERFICIE CON VALOR ECONOMICO



MUESTRA EN SUPERFICIE CON VALORES BAJOS, PERO ANÓMALOS



MUESTRA EN SUPERFICIE CON VALORES MUY BAJOS



MUESTRA DE SONDAJE CON VALOR ECONOMICO

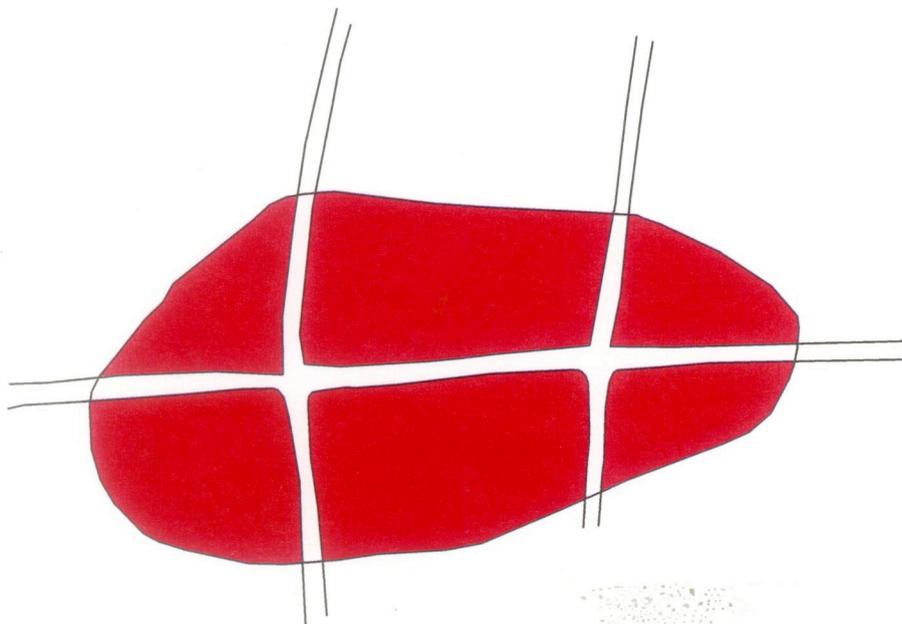


MUESTRA DE SONDAJE POBRE

Figura 7

# CUERPO MINERALIZADO

## PLANTA



## SECCION

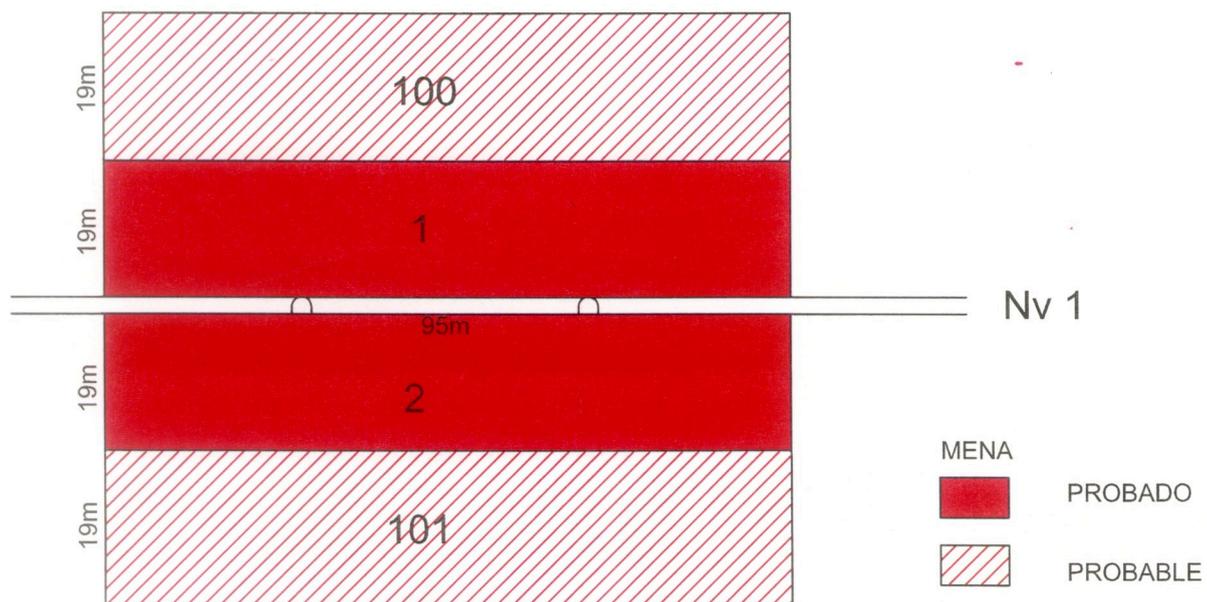


Figura 8

# Cuerpo Mineralizado

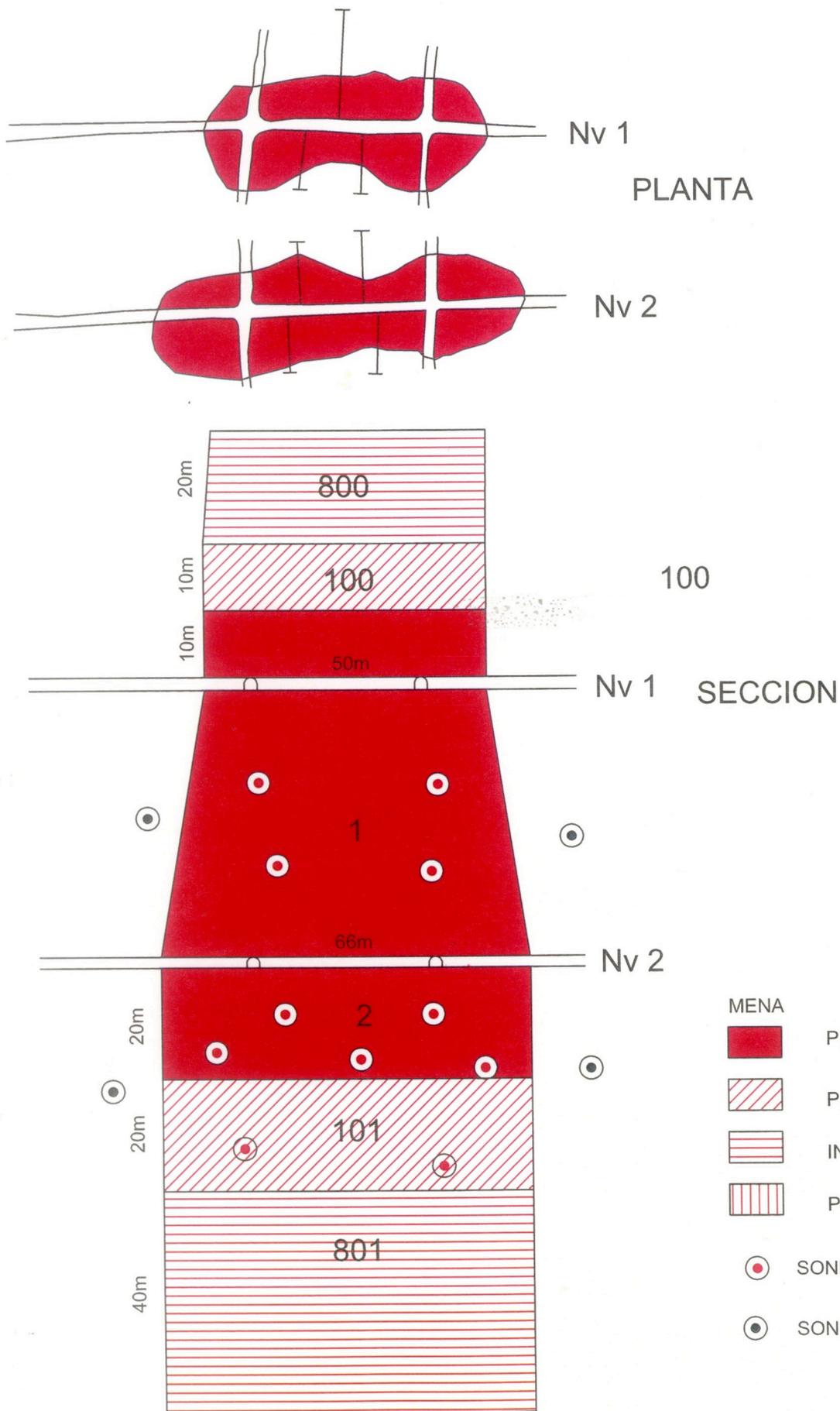


Figura 9

# Bloqueo sin Sondajes

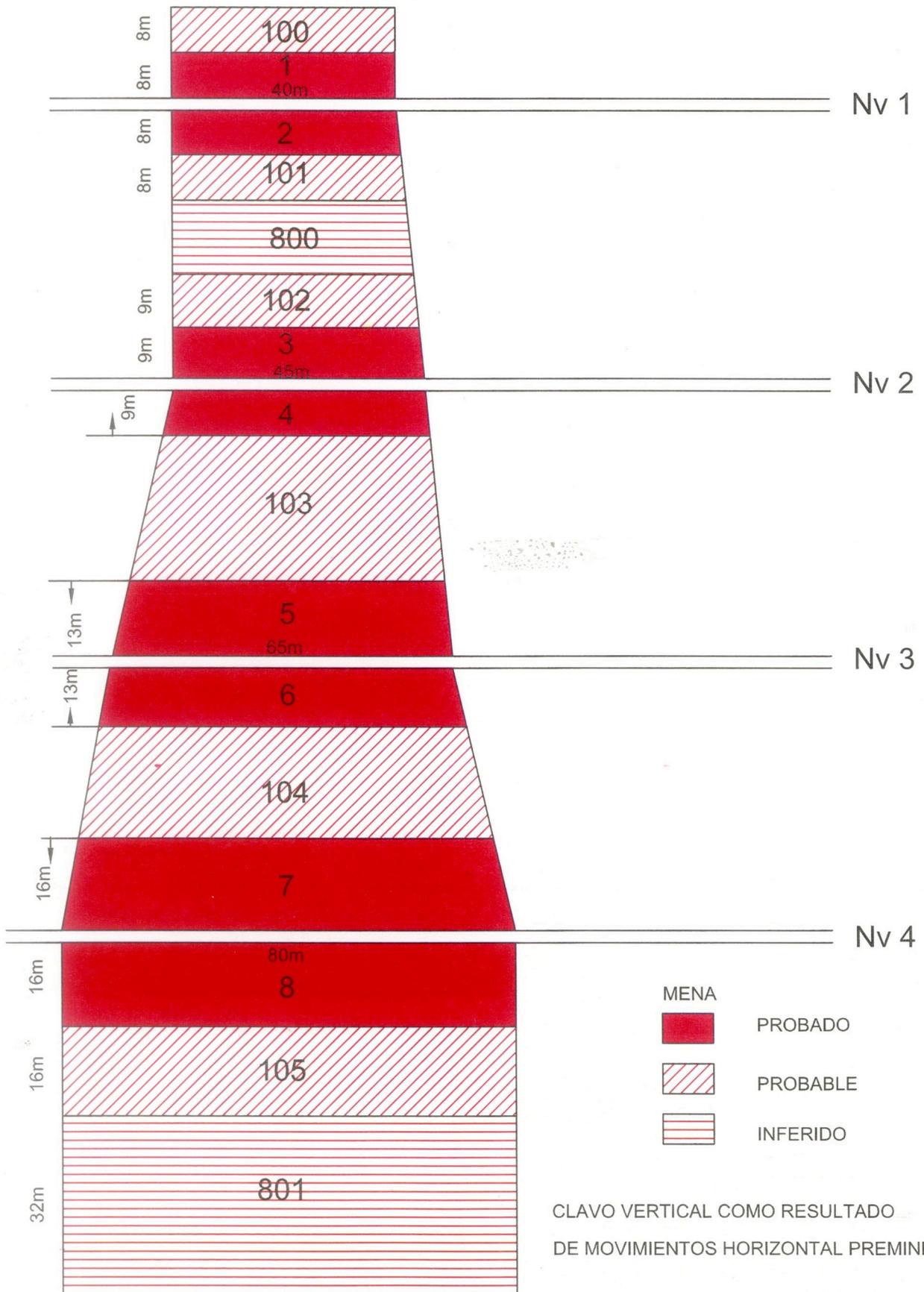


Figura 10

# Bloqueo con Sondajes

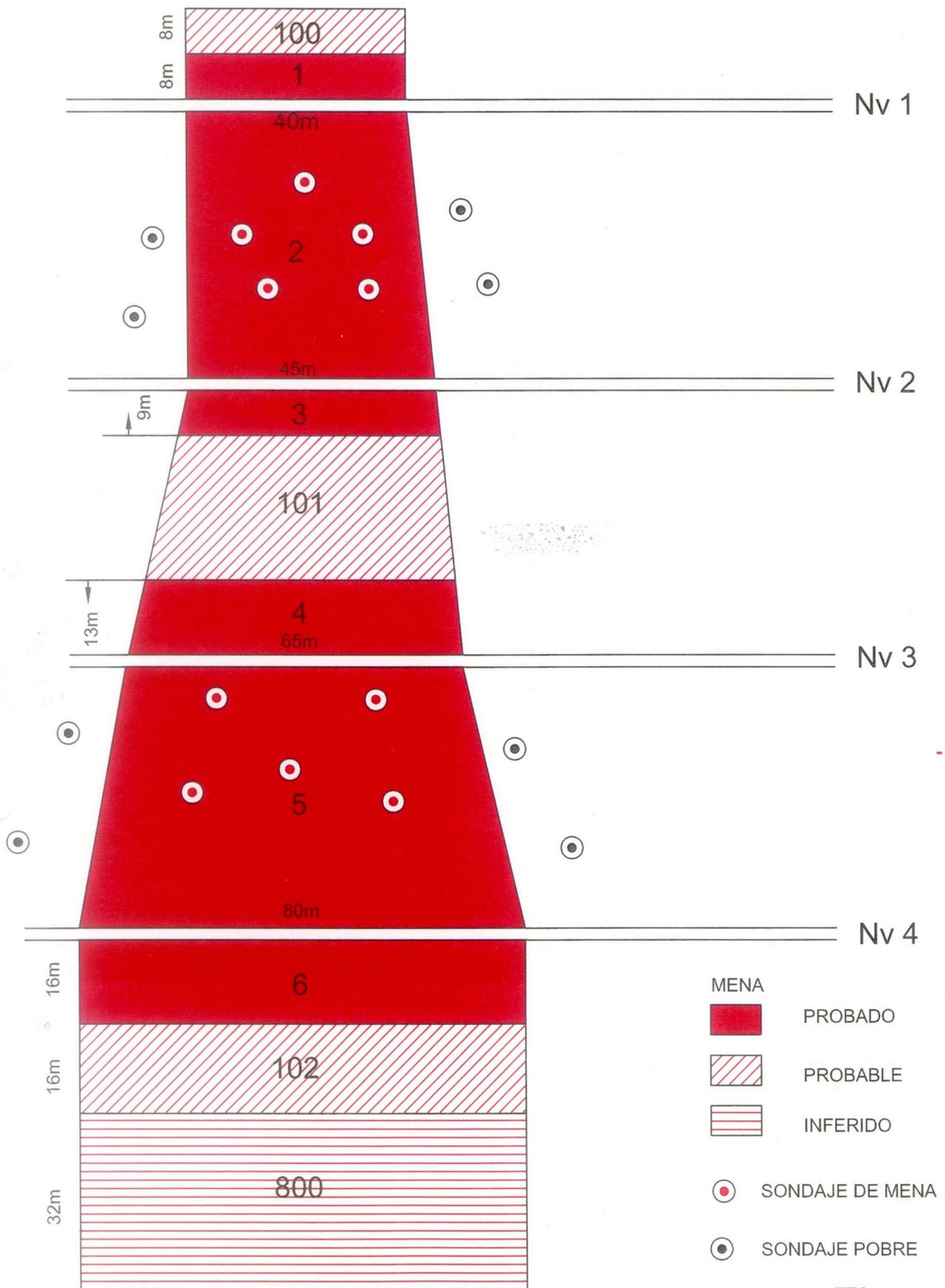
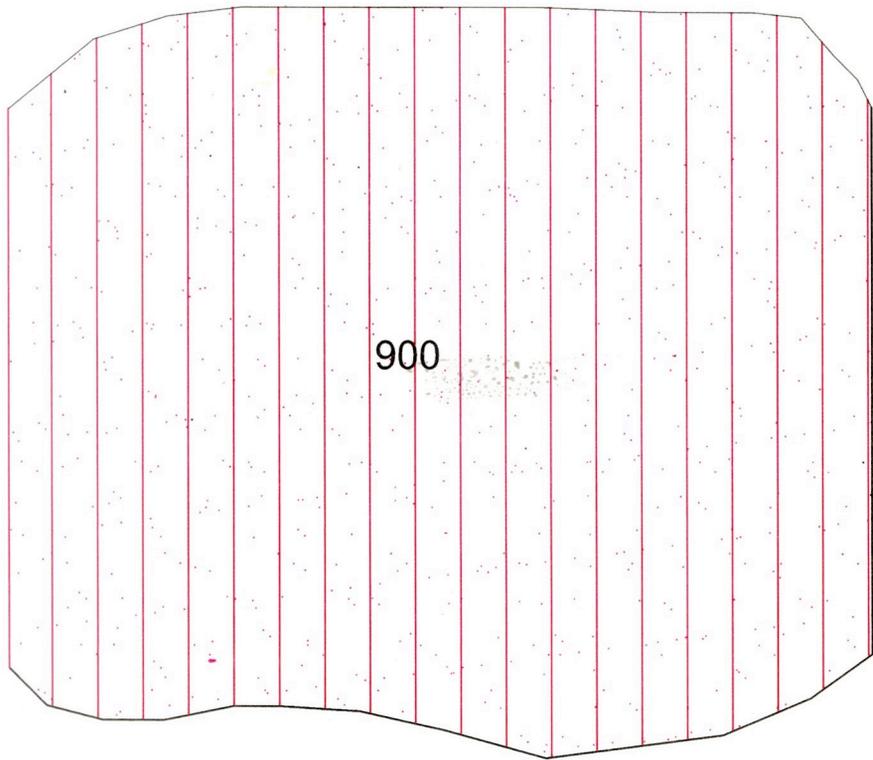


Figura 11





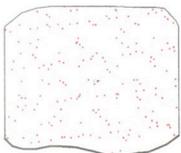
MINERAL POTENCIAL



MUESTRA DE SUPERFICIE CON LEYES MUY BAJAS



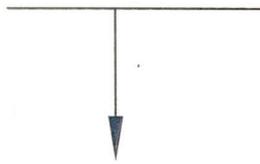
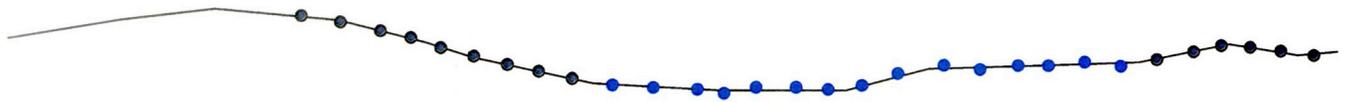
MUESTRA DE SUPERFICIE CON LEYES BAJAS PERO ANÓMALAS EN Pb y Zn. PRESENCIA DE OXIDOS DE Fe y Mn O CON ANOMALÍAS ALTAS DE LOS VOLÁTILES (Hg, As, Sb, etc)



ANOMALÍA DE IP (CARGABILIDAD)

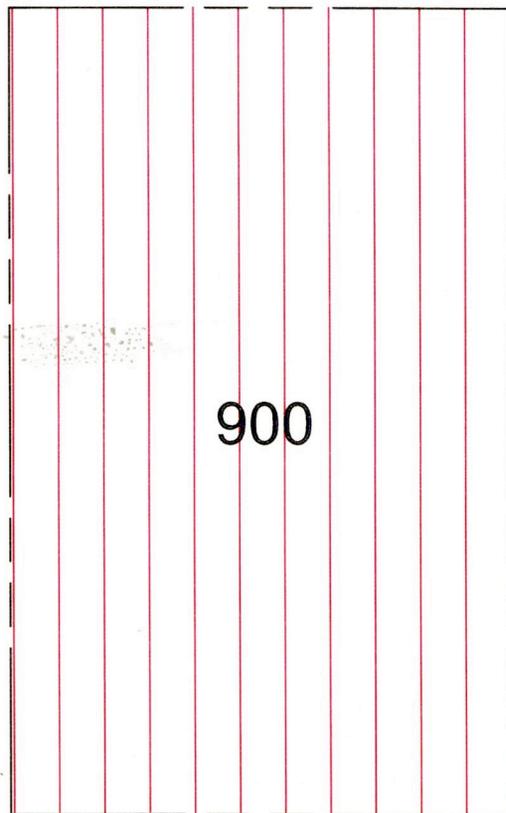
Figura 13

OXIDOS DE Fe



RANGO VERTICAL

DE RESERVAS + RECURSOS  
DE ESTRUCTURAS PARALELAS  
DE SIMILARES CARACTERISTICAS  
MINERALOGICAS Y ESTRUCTURALES



240m

900



MINERAL POTENCIAL



MUESTRA DESUPERFICIE CON VALORES MUY BAJAS



MUESTRA DE SUPERFICIE CON VALORES BAJAS PERO ANOMALAS

Figura 14

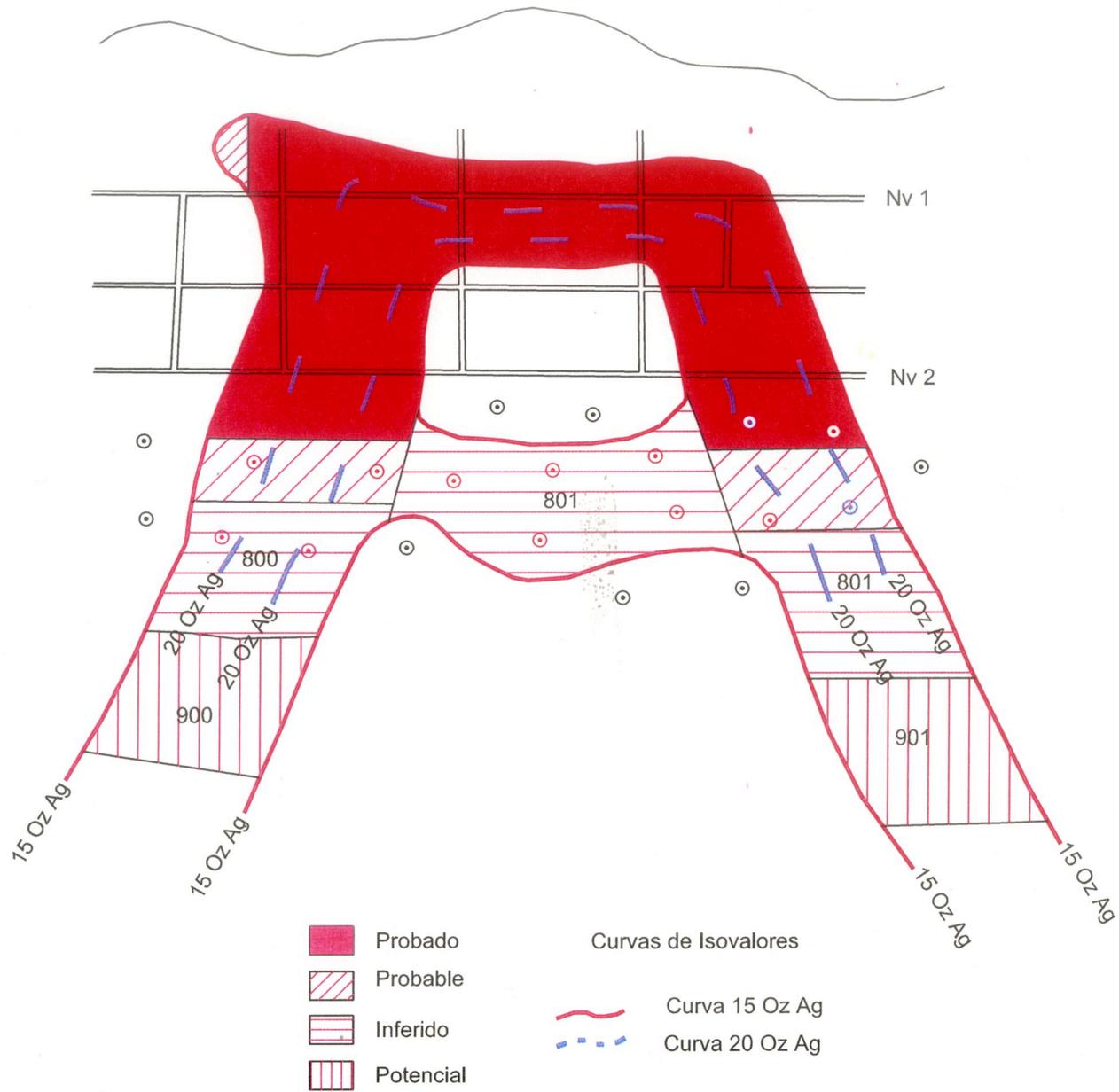
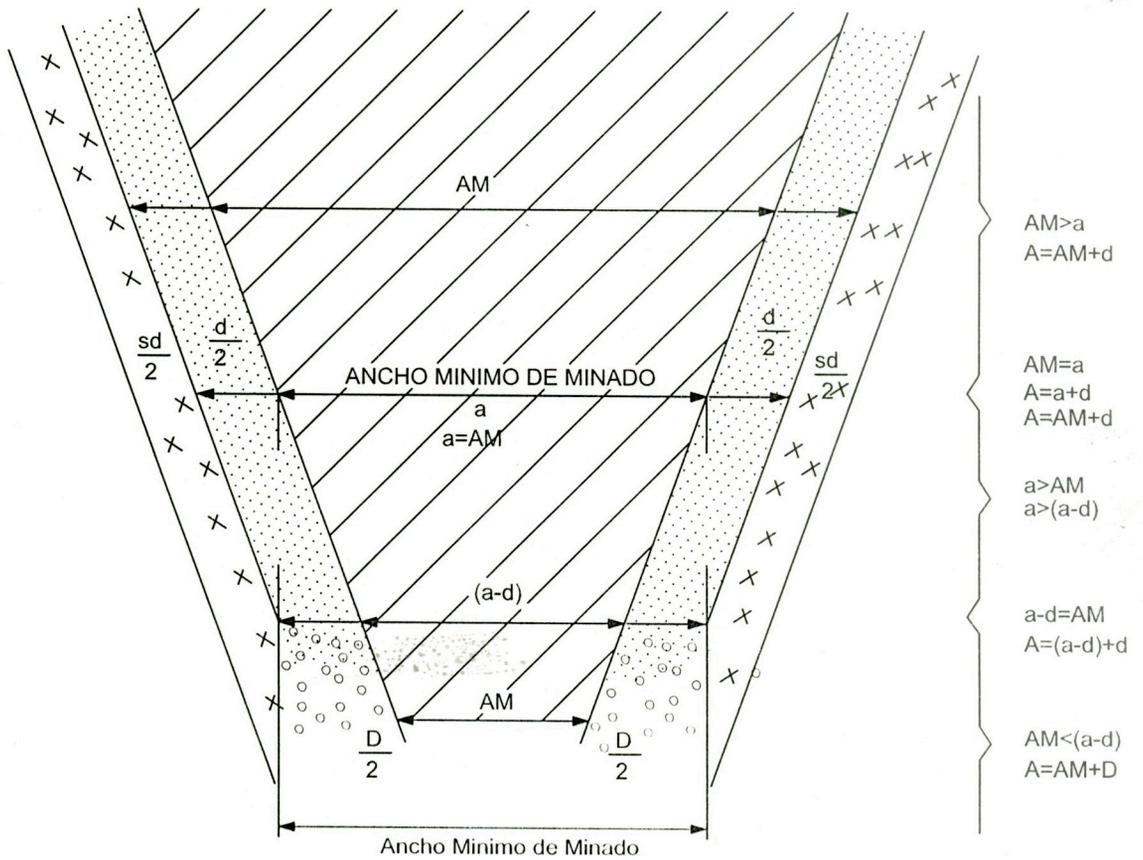


Figura 15

# ANCHO MÍNIMO DE MINADO, DILUCIÓN, DILUCIÓN MÍNIMA

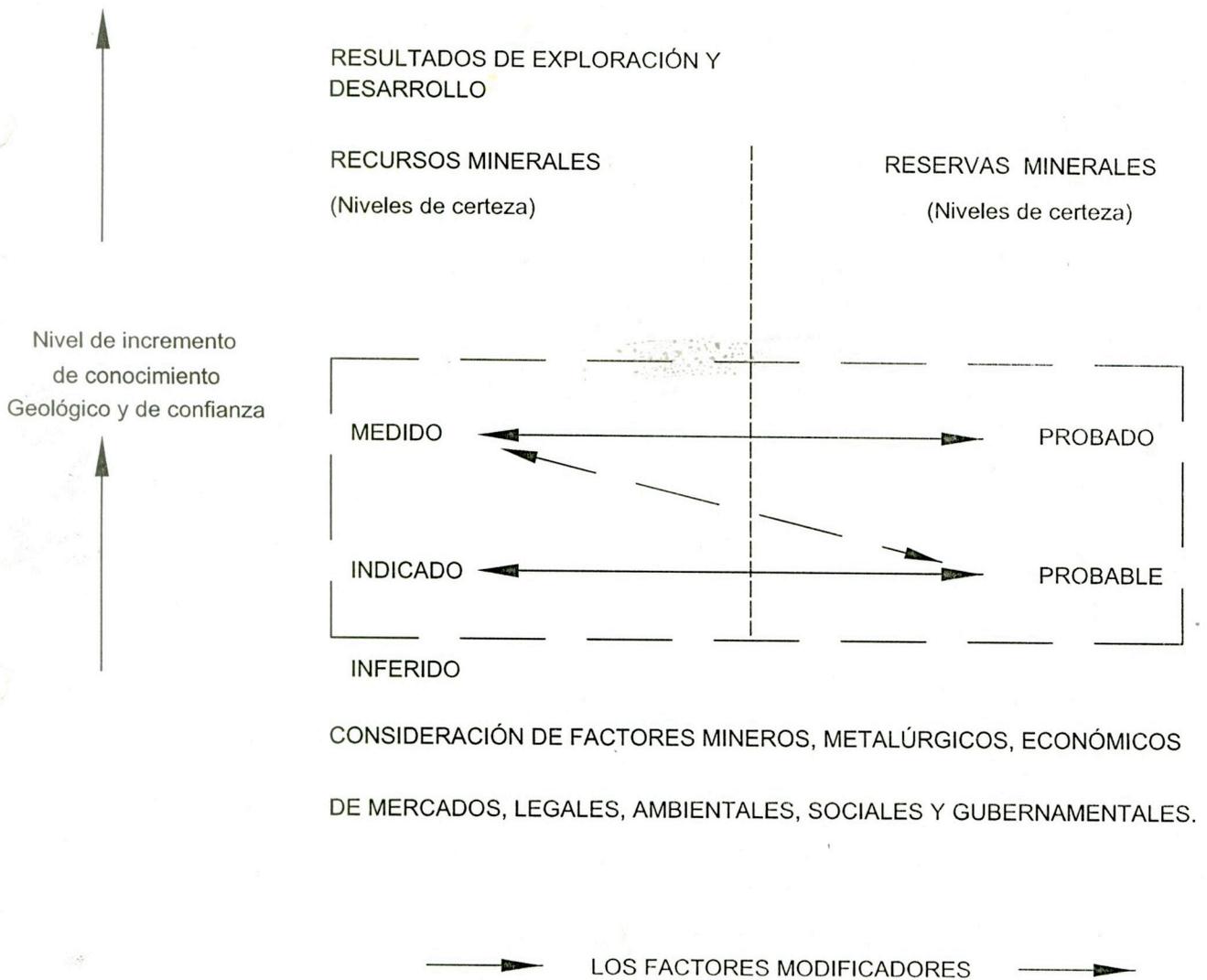


-  AM = Ancho de Muestra = Ancho Horizontal de estructura
- a = Ancho Mínimo de Minado
- A = Ancho de Minado
-  d = Dilución mínima
-  D = Dilución
-  sd = Sobre dilución

AM	D	d	a	A
m	m	m	m	m
0.35	0.40	-	0.75	0.75
0.40	0.35	-	0.75	0.75
0.45	0.30	0.30	0.75	0.75
0.50	-	0.30	-	0.80
0.55	-	0.30	-	0.85

Figura 16

# RELACIÓN GENERAL ENTRE RESULTADOS DE EXPLORACIÓN Y DESARROLLO, RESERVAS Y RECURSOS



Modificado de (referencia)The

The 2004 Australian code for Reporting Exploration Results, Mineral Resources and ore Reservas (The Jorc Code)

Figura A

## DETERMINACIÓN DEL PESO ESPECÍFICO



**Fig. B:** El primer paso para medir la gravedad específica, es pesar la muestra colgada de un arco que descansa en una balanza de precisión (Ps); previamente se gradúa la balanza a "0"gr. con el arco de encima.



**Fig. C:** El segundo paso es pesar la muestra sumergida en agua (Pa), para ello se introduce la muestra en un recipiente con agua; el recipiente descansa sobre una base que no esta en contacto con la balanza.

# INVENTARIO DE MINERALES

## SÍMBOLOS DE BLOQUES

MINERAL DE SULFUROS Au-Ag-Pb-Zn-Cu				MINERAL DE OXIDOS			
MENA	MARGINAL	SUBMARGINAL	BAJA LEY	MENA	MARGINAL	SUBMARGINAL	BAJA LEY
PROBADO Y MEDIDO	PROBADO Y MEDIDO	PROBADO	PROBADO	PROBADO Y MEDIDO	PROBADO Y MEDIDO	PROBADO	PROBADO
PROBABLE e INDICADO	PROBABLE e INDICADO	PROBABLE	PROBABLE	PROBABLE e INDICADO	PROBABLE e INDICADO	PROBABLE	PROBABLE
INFERIDO	INFERIDO			INFERIDO	INFERIDO		
POTENCIAL	POTENCIAL			POTENCIAL	POTENCIAL		
E - AC				INC			

- Los bloques Accesibles de Minerales: PROBADO, PROBABLE, MENA, MARGINAL, SUBMARGINAL Y BAJA LEY NO LLEVAN NINGUN SIGNO.
- Los bloques Eventualmente Accesibles de Minerales: PROBADO, PROBABLE, MENA, MARGINAL, SUBMARGINAL Y BAJA LEY, llevarán el signo E-AC.
- Todos los bloques de Mineral Inferido y Potencial son Eventualmente Accesibles, pero no llevarán signo alguno.
- Los Bloques Inaccesibles llevarán signo INC solamente para Minerales con Valores de MENA O MARGINAL,PROBADOS Y PROBABLES Y se marcarán los bordes con el color de MENA O MARGINAL.