

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**CALIDAD FISICA DE MUESTRAS MINERALOGICAS E
IMPLICANCIAS EN EL PROCESO METALURGICO**

**INFORME DE SUFICIENCIA
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO METALURGISTA**

ELABORADO POR:
CARLOS ALBERTO CAMUS BARDALES

ASESOR:
ING. MANUEL NATIVIDAD CRUZ TORRES

LIMA – PERU

2013

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado a mi esposa,
mi hija y mi madre por todo el apoyo,
y los que están en el cielo siempre
estarán con nosotros.

RESUMEN

El presente informe esta contextualizado en el proceso de lixiviación, y enfocado directamente al mineral alimentado al proceso, se analizará la actual clasificación de calidades físicas de los materiales las cuales son designadas cualitativamente, para sugerir una nueva clasificación basados en las mediciones realizadas de *Point Load Test*, adaptado a 1/2 testigo, e información de caracterización de minerales de ganga y arcillas mediante análisis *Near Infrared*.

Los datos obtenidos de las mediciones serán evaluados mediante un Análisis Multivariable, para determinar cuáles correlacionan, y será complementado por un análisis estadístico, todo ello basado en la concordancia con las características geológicas (tipo de roca y alteración), acompañados con pruebas de permeabilidad realizadas.

Además se han evaluado las implicancias de estas clasificaciones de calidad en los procesos de lixiviación, afectando directamente a la recuperación, lo cual implica asignar restricciones de calidades físicas para no afectar al proceso de lixiviación.

ABSTRACT

This report is contextualized in the leaching process, and focused directly to the materials fed to the process, we analyze the current classification of physical qualities of the materials which are designated qualitatively, to suggest a new classification based on the measurements of Point Load test, adapted to half witness, and information characterization gangue minerals and clays by Near Infrared analysis.

The data obtained from the measurements will be assessed by a Multivariate Analysis to determine which correlate, and will be complemented by a statistical analysis, all based on the agreement with the geology (rock type and alteration), together with permeability tests conducted.

We have also evaluated the implications of these quality ratings leaching processes directly affecting the recovery, which involves assigning physical qualities restrictions not to affect the leaching process

INDICE

	Pág.
Introducción	12
CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES	
1.1 Objetivo General	14
1.2 Solución Planteada	14
1.3 Antecedentes	15
1.3.1 Descripción de las Técnicas de Cuantificación	16
1.3.1.1 Point Load Test adaptado a 1/2 testigo	16
1.3.1.2 Near Infrared	20
1.3.2 Determinación de Calidades Físicas Cualitativas	21
1.3.3 Estudio de Correlación de Permeabilidad con las Calidades Físicas	23
1.3.3.1 Objetivo del estudio Permeabilidad	24
1.3.3.2 Conclusiones del estudio de Permeabilidad	24
CAPITULO II: DESCRIPCIONES GENERALES	
2.1 Sistema del Tipo Pórfidos Cuprífero.	27
2.1 .1 Descripción de Litología	35
2.1.2 Descripción de Alteraciones	37
2.2 Proceso de lixiviación de cobre en Pilas.	39
2.2.1 Chancado	39
2.2.2 Aglomeración	41
2.2.3 Lixiviación	43

CAPITULO III: MARCO TEORICO

3.1 Distribución de Probabilidad Continua	45
3.2 Outliers	49
3.3. Análisis Multivariable	49
3.3.1 Analisis de Cluster	49
3.3.2 Análisis de Componentes Principales	51

CAPITULO IV: ANALISIS DE RESULTADOS

4.1 Análisis de Datos de PLT medio Testigo y Mineralogía de Ganga	53
4.2 Determinación de CF Cuantitativa	56
4.3 Comparación de las CF Cualitativa y Cuantitativa.	60
4.4 Relación de las calidades Físicas con su respuesta metalúrgica en pilas de lixiviación	61

CONCLUSIONES	66
---------------------	----

BIBLIOGRAFIA	68
---------------------	----

ANEXOS	71
---------------	----

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1.1: Evolución de la concepción de calidades Físicas	15
Figura 1.2: Esquema de ensayo de carga puntual	16
Figura 1.3: Equipo utilizado para ensayo de carga puntual.	17
Figura 1.4: Diagrama obtenido de las normas ASTM “Standard Test Method for determination of the Point Load Strength Index of Rock”, D5731-95.	18
Figura 1.5: Modos típicos de quiebre para test válidos e inválidos. (a) test diametral válido; (b) test axial válido; (c) test de bloque válido; (d) Test diametral inválido; (e) test axial inválido.	19
Figura 1.6: Relación entre K sat, con la altura estimada de la Pila, para diferentes calidades CF.	26
Figura 2.1 : Mapa de ubicación de los pórfidos de edad Paleocena–Eocena en naranja, desde el sur del Perú hasta la región de Atacama, Chile (Modificado de Camus, 2003)	30
Figura 2.2: Tipico Stockwork de vetillas en un pórfido cuprífero (oxidadas por efectos supergenos); Deposito La Granja – Norte de Perú.	31
Figura 2.3: Stockwork de zona Hipógena con alteración potásica (biotita) a la izquierda y con oxidación supregena a la derecha ; Minas Tricolor y Dos Amigos, Domeyko Chile.	31
Figura 2.4: Esquema general de un pórfido cuprífero indicando la zona de mena en torno a un núcleo de baja ley, el halo de pirita diseminada y la aureola de alteración hidrotermal.	33
Figura 2.5: Distribución de zonas de alteración hidrotermal en un pórfido	

cuprífero combinando los modelos de Lowell y Gilbert (1970), Gustafson y Hunt (1975) y Giggenbach (1997). Núcleo de alteración potásica rodeado de alteración fílica (cuarzo-sericítica), alteración argílica intermedia local en torno a zona fílica, halo externo de alteración propilítica, alteración sódico-cálcica profunda (Carten, 1986; Dilles & Einaudi, 1992) y cubierta de alteración argílica avanzada.	33
Figura 2.6: Distribución de minerales de mena en un pórfido cuprífero típico. Py = pirita, Cpy = calcopirita, Mo = molibdenita, Mgt = magnetita.	34
Figura 2.7: Zonación por efectos supérgenos en un pórfido cuprífero: Gossan o sombrero de hierro en la parte superior (óxidos e hidróxidos de hierro), seguido en profundidad por una zona lixiviada (escaso contenido metálico), luego de una zona oxidada (minerales oxidados de cobre; crisocola, atacamita, malaquita), luego una zona de enriquecimiento supergeno (sulfuros secundarios; calcosina, covelina) y la zona primaria o hipógena en profundidad (sulfuros primarios; bornita, calcopirita, pirita).	34
Figura 2.8: Litología Indiferenciado IND	35
Figura 2.9: Litología Pórfido 1 (QFP1)	35
Figura 2.10: Litología Pórfido 2	36
Figura 2.11. Litología Pórfido Feldespático	36
Figura 2.12: Alteraciones características de los Pórfidos de cobre.	39
Figura 2.13: Esquema del proceso de Chancado.	41
Figura 2.14: Representación esquemática de la operación de un tambor aglomeración.	42
Figura 2.15: Diagrama General del Proceso de Lixiviación en pilas	44
Figura 3.1: Formas típicas de distribución normal.	46
Figura 3.2: Forma típica de una distribución lognormal.	47
Figura 3.3: Formas típicas de distribución logistic	48
Figura 3.4: Esquema básico de representación de outliers en boxplot.	49
Figura 3.5: Proyección de método de Componentes Principales.	51
Figura 3.6: Esquema del Método de ACP	51
Figura 4.1: Valores Promedios de PLT, porcentaje de los minerales de	

ganga para diferentes calidades	54
Figura 4.2: Valores de PLT ½ Testigo y Calidades CF	55
Figura 4.3: Porcentaje de Caolinita y Calidades CF.	55
Figura 4.4: Análisis de Componentes Principales, PLT y Mineralogía de Ganga.	56
Figura 4.5: Grafica de Probabilidad de PLT.	57
Figura 4.6: Box- Plot de Caolinita para cada Litología y Alteración.	57
Figura 4.7: Grafico de Dispersión PLT y Porcentaje de Caolinita, para diferentes tipo de Litologia y Alteración.	58
Figura 4.8: Grafico de Dispersión PLT y porcentaje de Caolinita, con los rango encontrados.	59
Figura 4.9: Grafico de Barras de CF Cualitativa y Cuantitativa.	60
Figura 4.10: Polígono de explotación POL-OXA-6011, solido de avance y modelo de bloque con CF, en fase 6 banco 1595.	61
Figura 4.11: Sección planta rajo, banco 1632, fase 12, modelo de bloques con información de litología, en rojo con código 20 pórfido Monzodioritico (QFP1) y en verde código 10 roca de caja indiferenciada protolito sedimentarios (IND).	62
Figura 4.12: Sección planta rajo, banco 1632, fase 12, modelo de bloques con información de CF, en verde CF 6 (Calidad Buena), en amarillo CF 5 (Calidad Regular), en naranja y en rosado CF 4 y 3 (calidad Mala)	62
Figura 4.13: Unidades de Control de Proceso.	63
Figura 4.14: Diseño de pila, dos pad de óxidos (Norte) y dos pad de sulfuros (Sur), en colores las parcelas, que están constituidas de dos modulo en el caso de óxidos y sulfuros.	64
Figura 4.15: Parcelas correspondientes a 4° campaña de óxidos, graficadas por calidad y recuperación al día 100.	64
Figura 4.16: Cinética de parcelas con valores menor al 20 % de calidad mala alimentada.	65
Figura 4.17: Cinética de parcelas con valores entre 40-55% de calidad mala alimentada.	65

INDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. 1: Rango de dureza y sus características de reconocimiento.	21
Tabla 1.2: Grados de disgregamiento y sus características de reconocimiento.	22
Tabla 1.3: Tamaño de finos según escala de wenworth.	22
Tabla 1.4: Grados de fracturamiento y sus características de reconocimiento.	22
Tabla 1.5: Asignación de calidades Físicas en función de los índices.	23
Tabla 1.6: Clasificación de Comportamientos de Permeabilidad de las 18 muestras.	25
Tabla 4.1: Correlación de la Mineralogía de Ganga, PLT y Calidades Geo -Mineras- Metalúrgicas.	54
Tabla 4.2: Rango de Valores para CF Cuantitativo	59
Tabla 4.3. Comparación CF Cualitativa y Cuantitativa.	60

NOMENCLATURA

- Minty : Abreviatura geológica que hace referencia a mintype (mineralización).
- Lito : Abreviatura geológica que hace referencia a litología.
- Alt : Abreviatura geológica que hace referencia a la alteración.
- CF : Calidad Física.
- PLT : Point Load Test (Ensayo de Carga Puntual)
- SX : Abreviatura de la etapa de extracción por solventes.
- EW : Abreviatura de la etapa de electro-obtención.
- PLS : Abreviatura de Pregnant Liquid Solution.
- ILS : Abreviatura de Initial Liquid Solution.
- DPLS : Abreviatura de Dump Pregnant Liquid Solution.
- ROM : Abreviatura de Run of Mine (mineral en bruto de la mina).
- Ks : Abreviatura de Conductividad Hidráulica Saturada
- k : Abreviatura de permeabilidad hidráulica
- Ty : Abreviatura que hace referencia a clasificación Tyller.
- DRX : Difractometría de Rayos X.
- UGM : Abreviatura de Unidad Geológica Metalúrgica.
- ton : Toneladas.
- m : Metros.
- msnm : Metros sobre el nivel del mar.
- ppm : partes por millón.
- t/d : toneladas por día
- cm/s : centímetros por segundo.

INTRODUCCIÓN

La caracterización de los materiales alimentados a la planta de Conminución, para los siguientes procesos de lixiviación, actualmente están basados en Calidades Físicas Cualitativas, designadas por la observación de comportamientos físicos y las competencias de los materiales procesados. Esta Calidad Física Cualitativa es determinada por mapeo de caracterización, el cual identifica comportamientos de dureza, fracturamiento, disgregación y tamaño de finos en las rocas.

El inicio de la concepción de calidades físicas partió con una configuración diferente , se utilizaron Unidades Geológicas (UG's), que dividían los materiales en más de 150 unidades, de las cuales 30 eran las principales, luego se optó por calidades Geológicas , para llegar a 5 Calidades Físicas Cualitativas.(Figura 1.1)

La alimentación de los materiales de la mina a la planta es por calidades, divididas en tres categorías, malo, regular y bueno. Estas se obtienen de la agrupación de las Calidades Físicas.

En las pilas de lixiviación los materiales son alimentados con ciertas restricciones en las calidades malas, y se han observado comportamientos como retención de solución, poca penetración, generando zonas de almacenamiento de solución en la parte superior de las pilas, y por ende una baja o nula recuperación de cobre. Por esa razón es que es importante poder analizar con parámetros medibles las respuestas metalúrgicas en los procesos, y poder predecir el comportamiento antes de su ingreso a la pilas.

Es importante mencionar que gran parte de los sondajes realizados cuentan con información de *Point load test* adaptado a 1/2 testigo (test de Dureza) e información de caracterización de minerales de ganga y arcillas mediante análisis *Near Infrared*.

El presente informe propone entonces evaluar las mediciones hasta ahora realizadas, tanto de *Point Load Test*, como la mineralogía de Ganga encontrada a partir de *Near Infraed*, determinan las Calidades Físicas Cuantitativas, sin dejar de lado las variables geológicas como la Litología y Alteración.

Se ha conseguido a su vez la trazabilidad de una Fase de la Mina hasta el proceso en pila, y o observando claramente la importancia de la clasificación de Calidades en el Proceso de Metalúrgico, obteniendo correspondencias con la Recuperación de Cobre que son por demás interesantes.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1 Objetivo General

Consolidar las calidades Físicas, con estudios de comportamiento mineral en procesos, esto mediante parámetros tales como dureza (Point Load Test) y mineralogía de ganga (Near Infraed)

Relacionar las calidades Físicas con su respuesta metalúrgica en las pilas (recuperación), utilizando resultados reales de alimentación por calidades.

1.2 Solución Planteada:

Evaluar la clasificación cualitativa de las calidades, robustecer esta clasificación con la información de medición de dureza y mineralogía de Ganga. Esto permitirá determinar una Calidad Física cuantitativa más confiable.

A su vez entrelazar estas calidades con las respuestas obtenidas en pilas, y de este modo poder tener Unidades no solo dependientes de su competencia, sino que además su comportamiento Metalúrgico.

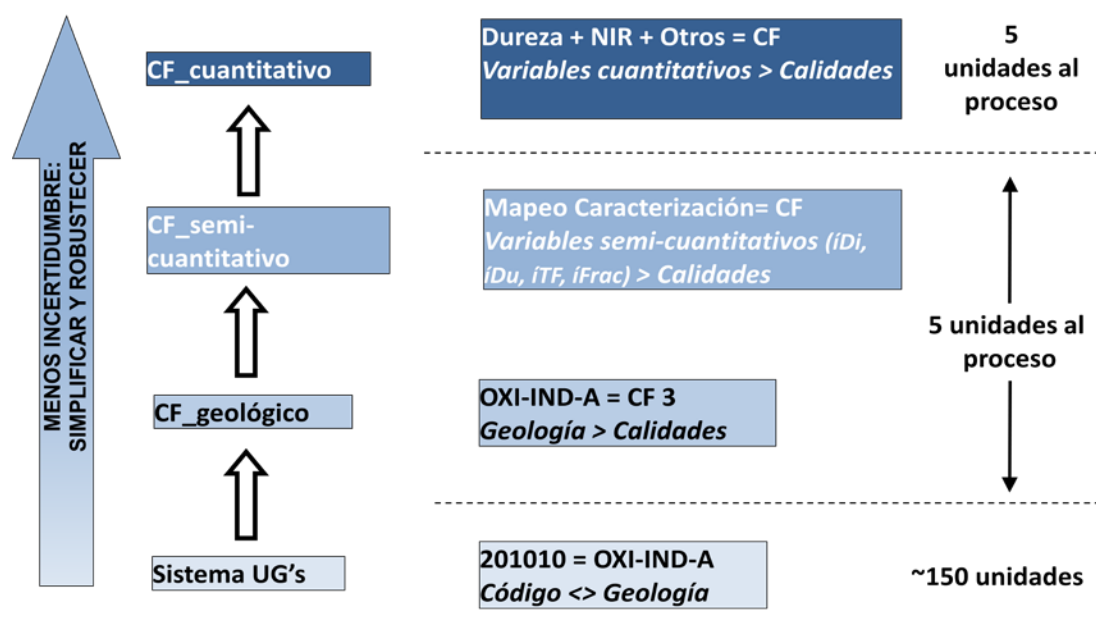


Figura 1.1: Evolución de la concepción de calidades Físicas

Al inicio la concepción de calidades físicas partió con una configuración diferente, se utilizaron Unidades Geológicas (*UG's*), que relacionaban, Mineralización- Litología- Alteración (OXI-IND-A), codificadas por números (201010) que dividían los materiales en más de 150 unidades, luego se optó por calidades *Geológicas*, para llegar a 5 Calidades Físicas Cualitativas o *semi-cuantitativo*, finalmente se ha llegado a la Calidad Física *Cuantitativo*, el cual se aborda en el presente trabajo.

1.3 Antecedentes:

El trabajo se soporta en estudios previos realizados a materiales, tomados de diferentes zonas del Yacimiento que cumplieran con las características requeridas, colocados en un stock, los cuales fueron caracterizados por las calidades Físicas Cualitativas ya establecidas, que ayudaron a corroborar el comportamiento de estos materiales en el proceso. Estos materiales sometidos a pruebas, se les realizó mapeo de caracterización, lecturas de mineralogía de Ganga y dureza, antes de ser enviados a pruebas metalúrgicas en laboratorio. Los resultados obtenidos de los estudios y toda la información metalúrgica (recuperaciones en pila por calidad) recopilada de los materiales, servirán para validar la caracterización de Calidades Físicas.

A continuación se muestra en resumen de estos antecedentes que se utilizaron para el estudio:

1.3.1 Descripción de las Técnicas de Cuantificación:

1.3.1.1 Point Load Test adaptado a 1/2 testigo

El proceso de desarrollo de este ensayo se inicia con la obtención de testigos de rocas obtenidos mediante sondajes de Diamantina DDH.

El procedimiento está basado en la Norma ASTM “Stándar Standard Test Method for Determination of the Point Load Strength Index of Rock”, D5731-95.

La calibración está a cargo de la empresa Geomediciones la cual se encuentra certificada y a su vez es el proveedor de los equipos.

En este caso particular de la mina, los testigos disponibles para el ensayo se encuentran a la mitad, por lo que este procedimiento ha sido adaptado para la aplicación a medio testigo. El ensayo de carga puntual, consiste en aplicar una carga concentrada sobre una muestra de roca proveniente de sondaje DDH, mediante un par de puntas cónicas en la dirección de su menor dimensión hasta producir la ruptura del testigo, Fig.1.2

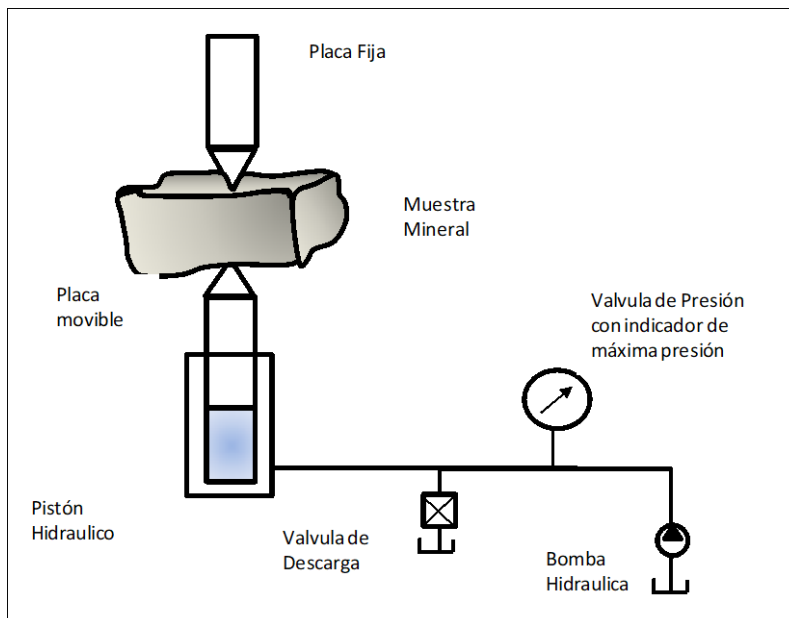


Figura 1.2: Esquema de ensayo de carga puntual

La máquina de prueba consiste en un sistema de carga (para la versión portátil comprende típicamente una estructura de carga, bomba, émbolo y bases), un sistema

para medir la carga “P” requerida para quebrar el espécimen y un sistema para medir la distancia D entre los dos puntos de contacto de los discos (ver figura 1.4).

A partir de este ensayo se obtiene el índice de resistencia a la carga puntual “IS”, el cual está definido como la razón P/D^2e , donde “De” es el diámetro equivalente. Estos valores experimentales deben ser corregidos por tamaño, empleándose el “IS(50)” para clasificación general de la roca, el cual estandariza el valor original respecto a un diámetro de referencia de 50 mm. Para ello se emplea la siguiente expresión:

$$I_s(50) = \frac{F \cdot P}{D_e^2} \quad (1.1)$$

Donde:

F: Factor de corrección por tamaño; $F=(D_e/50)^{0,45}$

P: Carga puntual aplicada en kN.

D_e : Diámetro equivalente; $D_e=(4A/\pi)^{0,5}$

A: Área en mm^2



Figura 1.3: Equipo PLT Modelo PIL-7 utilizado para ensayo de carga puntual.

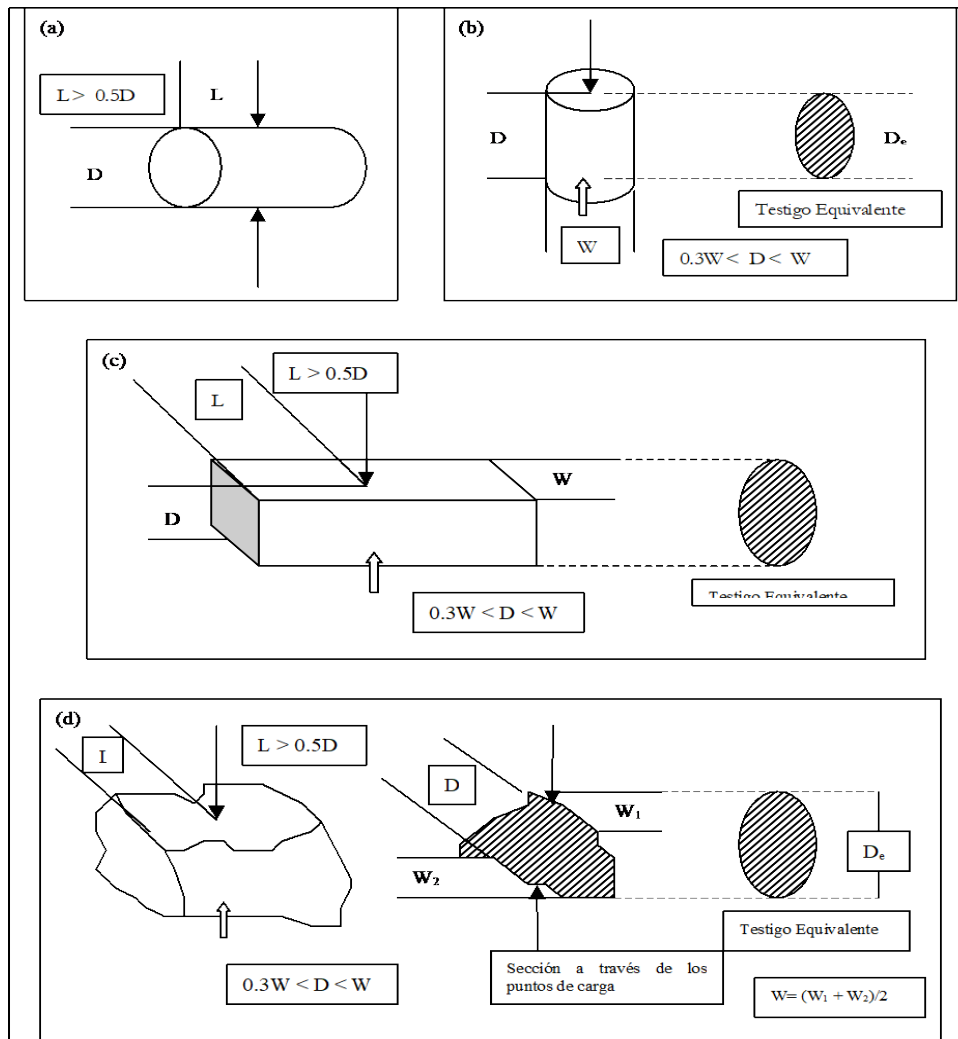


Figura 1.4: Diagrama obtenido de las normas ASTM “Standard Test Method for determination of the Point Load Strength Index of Rock”, D5731-95.

(a) Test Diametral, (b) Test Axial, (c) Test de Bloque, y (d) Test Bloque irregular

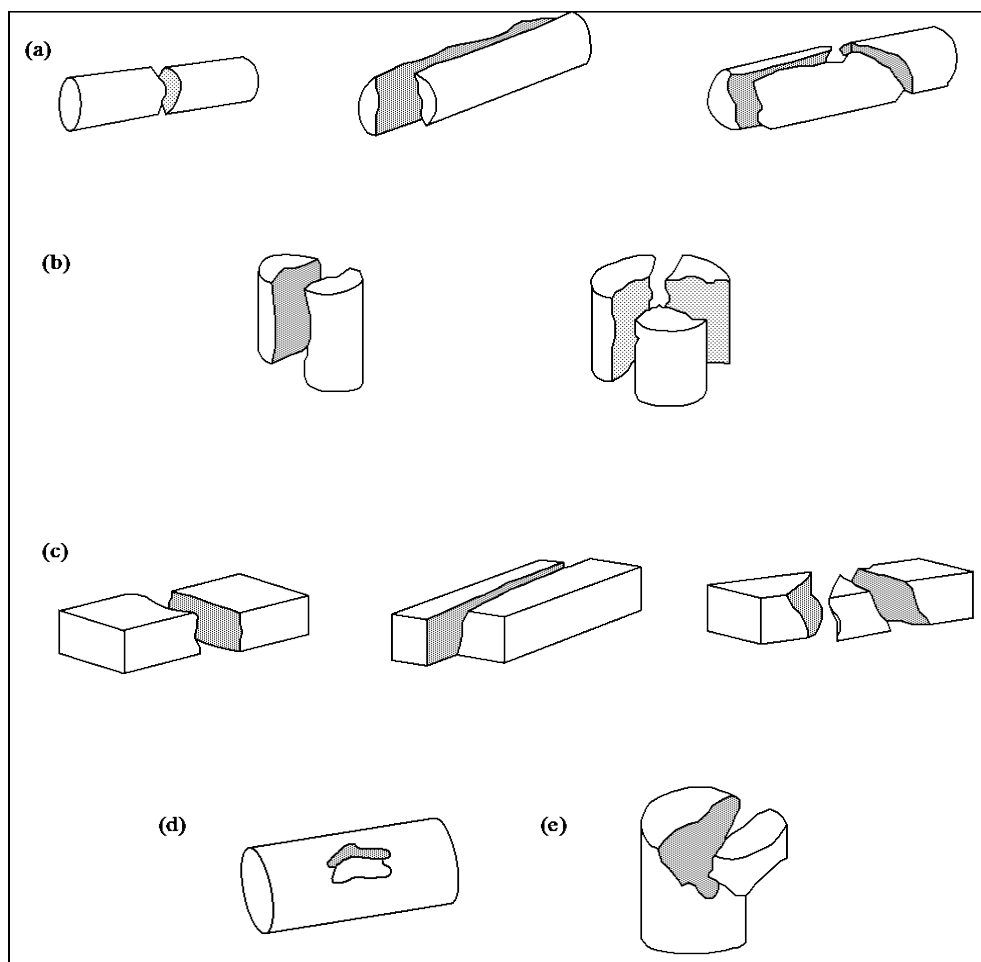


Figura 1.5: Modos típicos de quiebre para test válidos e inválidos. (Ver Figura 1.4 para analizar el tipo de Test empleado) (a) test diametral válido; (b) test axial válido; (c) test de bloque válido; (d) Test diametral inválido; (e) test axial inválido.

1.3.1.2 Near Infrared

El equipo Labspec® 2500 obtiene curvas espectrales de muestras sólidas de manera rápida y no destructiva. El instrumento trabaja midiendo la reflexión de la luz emitida sobre una muestra y generando una curva característica para la citada muestra.

El Labspec® trabaja con 3 detectores:

- a. VNIR (350-1000 nm) – 512 element Si photodiode array overlaid with an order filter
- b. SWIR 1 (1001-1830 nm) – Concave holographic grating and a TE cooled InGaAs photodiode.
- c. SWIR 2 (1831-2500 nm) – Concave holographic grating and a TE cooled InGaAs photodiode.

En resumen, el equipo trabaja con longitud de ondas entre 350-2500nm, con 200 escaneos promedio por muestra en 20 seg., diseñado para trabajar tanto en laboratorio como en terreno debido a la variedad de accesorios que permitirían esto.

Se aplica en muestras provenientes de soportes de sondajes DDH, sondajes RC, polvorazos y otras muestras con una preparación mecánica previa de granulometría en malla 10 Ty.

De lo explicado anteriormente, este equipo Labspec , nos permite identificar la Mineralogía de ganga presente en el mineral, a través de las curvas espectrales.

Es importante mencionar que la cuantificación de estos minerales se realiza a través de un modelo Cuantitativo, es cual es creado a partir de muestras patrones que son medidas con un microscopio electrónico.

1.3.2 Determinación de Calidades Físicas Cualitativas:

La determinación se realiza a través de un mapeo de caracterización del cual se recopila información de dureza, disgregamiento, tipo de finos y fracturamiento, las cuales se especificaran a continuación:

a) Determinación de índice de dureza:

Para determinar la dureza, esta se determina golpeando una muestra con el martillo, determinándose un rango que va de muy blanda a muy dura.

Tabla 1. 1: Rango de dureza y sus características de reconocimiento.

1- Muy Blando	Roca poco consolidada, se destruye fácilmente, y en general, ya se presenta disgregada.
2- Blando	Roca pobremente consolidada, se puede romper fácilmente con el martillo.
3- Moderado	Roca consolidada, tiene resistencia moderada, no se puede romper fácilmente con el martillo.
4- Duro	Roca consolidada, alta densidad, es posible romperla solo con fuertes golpes de martillo.
5- Muy Duro	Roca consolidada, alta densidad y muy resistente, no se rompe al golpearla con martillo.

b) Determinación de índice de disgregamiento:

El grado de disgregamiento busca establecer el grado de desagregación de la roca y la posible liberación de finos. Este se evalúa junto con la dureza al golpearla con el martillo, y si es el caso solo con las manos al romper la roca.

Tabla 1.2: Grados de disgregamiento y sus características de reconocimiento.

1-Totalmente Disgregada Finos	Roca destruida o totalmente destruido, el material generado son arcillas
2-Disgrega y Genera Finos	Parte de la roca se disgrega, y se generan finos tamaño arena fina y polvo.
3-Disgrega - Sin generar Finos	Roca disgregable solo con un golpe fuerte de la punta del martillo geológico. Los finos son de tipo arena media a gruesa
4-Sin Disgregamiento	Roca intacta, la muestra no se disgrega. Roca sílicificada

c) Determinar el tamaño fino:

Se evalúa el tamaño de grano y tipo de fino generado por la roca.

Tabla 1.3: Tamaño de finos según escala de wenworth.

1- Polvo	(<0.0625 mm) bajo tamaño limo grueso
2- Arena Media	(>0.25 mm) sobre tamaño arenas medianas
3- Arena Gruesa	(> 1 mm) sobre tamaño arenas gruesas

d) Determinación de índice de Fracturamiento:

El grado de fracturamiento se evalúa en base a las fracturas naturales de la roca. No es un parámetro determinado en forma tan rigurosa como la evaluación de macizo rocoso en Geotecnia.

Tabla 1.4: Grados de fracturamiento y sus características de reconocimiento.

1- Fuerte	Roca completamente fracturada o molida (zonas de falla)
2- Moderado	Presenta abundantes fracturas
3- Débil	Roca levemente fracturada
4- Sin fracturas	Sondaje completamente intacto, fractura solo por manipulación de este.

e) Estimación de Calidades Físicas Cualitativas

Finalmente se selecciona las calidades físicas, de acuerdo a la combinación de los índices antes especificados como se presenta en la tabla 1.5.

Tabla 1.5: Asignación de calidades Físicas en función de los índices.

Dureza	Disgregación	Tamaño Fino	Fracturamiento	Calidad Física Estimada	Calidades de Alimentación
≤ 2	1	1	1	3	Calidad 1 Mala
$2 \leq 3$	≤ 2	≤ 2	≤ 2	4	
3	$2 \leq 3$	≤ 2	$2 \leq 3$	5	Calidad 2 Regular
4	≥ 3	$2 \leq 3$	$2 \leq 3$	6	Calidad 3 Buena
5	4	3	$3 \leq 4$	7	

1.3.3 Estudio de Correlación de Permeabilidad con las Calidades Físicas

Para poder caracterizar los materiales provenientes de los 18 stocks. Los materiales provenían de la mina seleccionados por sus características geológicas (UG's). Luego estos stocks fueron caracterizados con las por Calidades Físicas Cualitativas para poder obtener con ellos las primeras respuestas metalúrgicas.

Además estos materiales fueron sometidos a diferentes test que tienen como finalidad de determinar comportamiento de permeabilidad de estos materiales. Para las pruebas de columnas se utilizaron los mismos criterios operacionales de adición de ácido y refino, con la finalidad de obtener respuestas metalúrgicas y escalar comportamientos a la operación. En esta parte del informe solo se rescatan los objetivos del estudio y las conclusiones obtenidas las cuales detallamos a continuación.

1.3.3.1. Objetivo del estudio Permeabilidad

Estimar la altura máxima del apilado del material. Para ello se basaron en tres criterios:

- a) La solución medida de conductividad hidráulica Saturada (K_{sat}) deber ser al menos 100 veces mayor que la tasa de irrigación de lixiviación nominal 6L/m²/hora.
- b) Al menos el 40% del total de porosidad del material es ocupado en tasa de irrigación probadas.
- c) La permeabilidad del aire es mayor de 100 Darcies.

Los criterios de aire y solución fueron desarrollados en base a datos empíricos de pruebas de varios materiales en el laboratorio de GSA y en el campo.

1.3.3.2 Conclusiones del estudio de Permeabilidad

Los resultados del nivel de detección del ensayo se resumen en la Tabla 5 con un rendimiento de muestra basado en el cumplimiento de los criterios de desempeño para las alturas de las pilas y con tasas de riego bajas y altas (Fig. 1.3). Las muestras M13, M6, M14, M15, M1 y M10 cumplían los tres criterios de rendimiento para alturas de pilas estimados de al menos 10 m. Las muestras M4, M5, M3 y M8 mostraron un desempeño intermedio, mientras que M17, M16 y M7 presentan alturas de pila estimados que van desde 1 hasta 5 m.

Tabla N° 1.6: Clasificación de Comportamientos de Permeabilidad de las 18 muestras (Las muestras 11 y 12 no cumplieron con la masa suficiente para la elaboración de las pruebas)

Sample Number	MIN	LITH	A	Calidad Física	1 st Criteria ($K_{sat} > 100 \times 6 \text{ l/m}^2/\text{m}$) ²	Irrigation Rate	2nd Criteria ($> 40\% \text{ air ratio}$) ²	3rd Criteria (Permeability $> 100 \text{ Darcies}$) ²
1	SUCC	QFP1	QSS	6.0	10 m +	low	10 m +	10 m +
						high	10 m +	10 m +
6	SUCC	IND	QSQ	6.0	10 m +	low	10 m +	10 m +
						high	10 m +	10 m +
10	OXI	IND	QSS	5.0	10 m +	low	10 m +	10 m +
						high	10 m +	10 m +
13	OXI	QFP1	QSS	5.5	10 m +	low	10 m +	10 m +
						high	10 m +	10 m +
14	OXI	IND	QSS	5.0	10 m +	low	10 m +	10 m +
						high	10 m +	10 m +
15	SUCC	QFP2	QSQ	7.0	10 m +	low	10 m +	10 m +
						high	10 m +	10 m +
18	SUCC	IND	QSS	5.0	10 m +	low	10 m +	10 m +
						high	10 m +	10 m +
20	SUCC	QFP1	QSS	6.0	10 m +	low	10 m +	10 m +
						high	10 m +	10 m +
3	SUCC	QFP1	QSS	6.0	10 m +	low	10 m +	10 m +
						target	10 m +	7 m
						high	5 m	4 m
2	SUCC	IND	QSA	5.5	10 m +	low	10 m +	9 m
						high	10 m +	8 m
5	SUCC	IND	QSS	5.0	10 m +	low	10 m +	10 m +
						high	9 m	8 m
8	SUCC	IND	QSA	5.0	up to 5 m	low	10 m +	8 m
						high	6 m	6 m
4	SUCC	QFP1	QSS	5.0	up to 8 m	low	10 m +	8 m
						high	3 m	3 m
9	SUCC	QFP1	QSS	6.0	up to 5 m	low	7 m	8 m
						target	6 m	6 m
						high	4 m	4 m
7	SUCC	IND	QSA	4.0	up to 3 m	low	3 m	5 m
						high	<1 m	1 m
16	SUCC	IND	A	3.0	up to 4 m	low	1 m	5 m
						high	< 1 m	3 m
22	LIX	IND	A	3.0	up to 2 m	low	< 2 m	3 m
						high	< 2 m	< 1 m
17	OXI	IND	A	4.0	up to 4 m	low	1 m	1 m
						high	< 1 m	1 m

¹ Color indicates Pampa Norte ACF assessment: green = good, yellow = intermediate, red = bad

² Color indicates performance: green = passing, dark red = fail

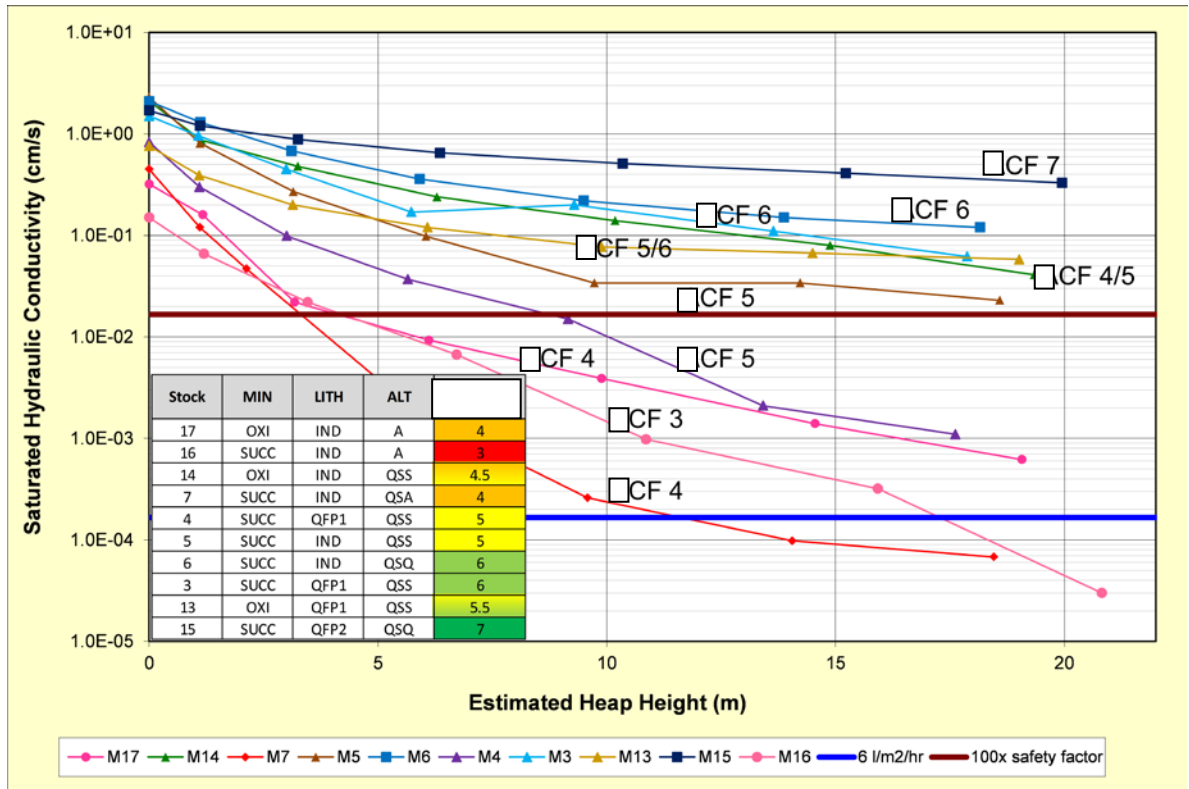


Figura 1.6: Relación entre K sat, con la altura estimada de la Pila, para diferentes calidades CF.

CAPITULO II

DESCRIPCIONES GENERALES

2.1 Sistema del Tipo Pórfidos Cuprífero.

Más del 50% de la producción de Cu mundial proviene de este tipo de depósitos.

Los pórfidos cupríferos son esencialmente depósitos minerales de baja ley y gran tonelaje.

Se denominan pórfidos porque frecuentemente, pero no exclusivamente, se asocian con rocas ígneas intrusivas con fenocristales de feldespatos en una masa fundamental cristalina de grano fino.

La textura porfírica indica que los magmas intruyeron y cristalizaron cerca de la superficie y debido a su naturaleza relativamente poco profunda se denominan intrusivos epizonales, pero ellos pueden ser equigranulares con grano moderadamente grueso.

Los depósitos de pórfido se pueden subdividir en distintos tipos considerando su contenido metálico. Estos tipos incluyen Cu-Mo, Cu-Au, Cu, Au y Mo. En general los pórfidos ricos en Cu o Au se asocian a intrusivos derivados por cristalización fraccionada de magmas máficos originados en fusión parcial del manto en márgenes convergentes de placas (márgenes continentales activos y arcos de islas). Los pórfidos de molibdeno se asocian a intrusiones félsicas derivadas de magmas con una importante componente de corteza continental re-fundida.

Los depósitos de tipo pórfido están relacionados genética y espacialmente con intrusiones ígneas félsicas. Por lo general existen varios cuerpos de rocas intrusivas, emplazadas en varios pulsos y los pórfidos cupríferos se asocian frecuentemente con

enjambres de diques y brechas. Las rocas de caja intruidas por los pórfidos pueden ser de cualquier tipo.

Tanto los intrusivos, como las rocas de caja típicamente muestran un fracturamiento fuerte y pervasivo. La única condición para la mineralización es que la roca huésped sea rígida o frágil desde el punto de vista estructural.

La mineralización y alteración pueden presentarse tanto en intrusivos, como en las rocas de caja. El núcleo del sistema mineralizado presenta la alteración hidrotermal más intensa, la que se denomina potásica debido a que se agrega potasio a las rocas afectadas por esta alteración. En la zona potásica se desarrollan biotita, feldespato potásico y cuarzo a expensas de minerales previamente existentes en las rocas. El predominio de biotita o feldespato potásico depende esencialmente de la disponibilidad de Fe o Mn en las rocas alteradas o en el fluido hidrotermal, de modo que rocas más máficas con alteración de este tipo presentan usualmente dominio de biotita, mientras rocas más félsicas dominio de feldespato potásico. La zona potásica gradada hacia fuera a una zona fílica que contiene cuarzo y muscovita, usualmente en una variedad de grano fino denominada sericita que es en realidad una fase intermedia entre illita y muscovita. La zona fílica pasa hacia fuera a una zona argílica donde se desarrollan minerales de arcilla y cuarzo. La alteración hidrotermal más externa corresponde a la zona propilítica que contiene clorita, epidota y carbonato, la cual gradada hacia fuera a rocas inalteradas o frescas. Todas estas zonas de alteración no necesariamente se presenta en todos los depósitos de tipo pórfido: cualquiera de ellas puede estar ausente, por Ej. la zona argílica, típicamente la más pequeña, frecuentemente puede estar totalmente ausente.

Generalmente la mineralización presenta un núcleo de baja ley que contiene pirita diseminada que gradada hacia fuera en una zona de mena. En la zona de mena se presentan vetillas y diseminación de pirita con calcopirita subordinada (mena de cobre) y molibdenita (mena de molibdeno). Es frecuente el desarrollo de una zona de pirita externa la que pasa hacia fuera a roca no mineralizada. La zona de mena en los pórfidos cupríferos usualmente se presenta dentro del núcleo de alteración potásica y puede extenderse dentro de la zona fílica, frecuentemente en el sector más interno se presenta una mayor proporción de sulfuros ricos en cobre como bornita, gradando

hacia fuera a una mayor proporción de calcopirita, para finalmente en el sector más externo solo sulfuros de Fe (pirita).

La formación de este tipo de depósitos involucra un proceso magmático, que incluye un mecanismo denominado “segunda ebullición” o “ebullición retrógrada”, por el cual el agua (y otros volátiles) saturan un magma residual debido a la cristalización. Con el progreso de la cristalización de un magma, el volumen de agua disuelta en la masa silicatada fundida aumenta proporcionalmente, dado que el agua no se incorpora en los silicatos en cristalización. Por ejemplo, suponiendo que un magma tiene un 2% de agua disuelta en volumen, para cuando haya cristalizado un 50% de este magma en minerales silicatados, el magma remanente tendrá un contenido de agua disuelta de 4% en volumen.

Debido a que el agua hierve a 100°C y el magma tiene temperaturas que superan 600- 700°C, el fluido liberado está inicialmente en estado supercrítico, pero al intersectar el solvus en un diagrama de fases se separan una fase líquida salina y una fase vapor diluida.

Cuando se libera el fluido del magma (principalmente agua), elementos como el azufre, cobre, molibdeno y oro pueden concentrarse en solución. Cuando la parte acuosa del magma es expulsada el exceso de presión de fluido produce brechización y fracturamiento de las rocas intrusivas y rocas de caja, lo que provee vías permeables para que las soluciones hidrotermales de derivación magmática fluyan a través de las rocas y depositen su carga metálica.

Por otra parte, el subsecuente enfriamiento del magma intrusivo produce la circulación de aguas subterráneas en las rocas de caja circundantes en torno al centro de calor, generando celdas convectivas similares a las que existen en los fondos oceánicos, cuyos conductos de emisión forman los depósitos de sulfuros masivos. Sin embargo, el rol principal que se asigna a estas celdas convectivas en los pórfidos cupríferos es el de producir un rápido enfriamiento del sistema a niveles someros, proveyendo una trampa fría para desestabilizar complejos iónicos clorurados que transportan metales y consecuentemente precipitar sulfuros metálicos concentrando mineralización.

Los pórfidos cupríferos se presentan en marcos geológicos similares a los depósitos

epitermales de oro y ellos comparten muchas de las características y procesos de formación.

Algunos depósitos epitermales son parte integral de sistemas mayores de tipo pórfido.

Los depósitos de tipo pórfido se encuentran en áreas orogénicas tales como Los Andes de Chile y Perú, la Cordillera de Canadá (British Columbia) y las regiones del Pacífico suroeste, tales como Filipinas, Indonesia y Papua Nueva Guinea.

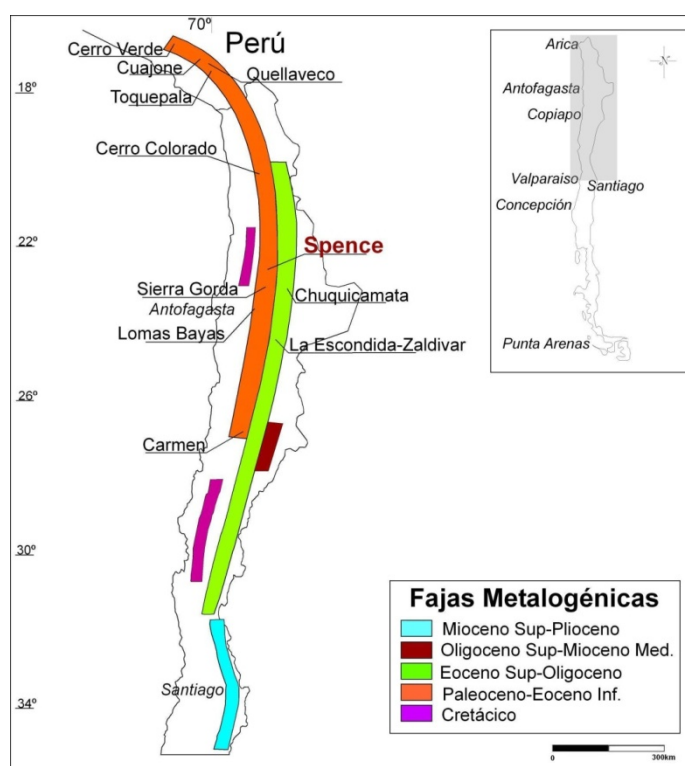


Figura 2.1 : Mapa de ubicación de los pórfidos de edad Paleocena-Eocena en naranjo, desde el sur del Perú hasta la región de Atacama, Chile (Modificado de Camus, 2003)

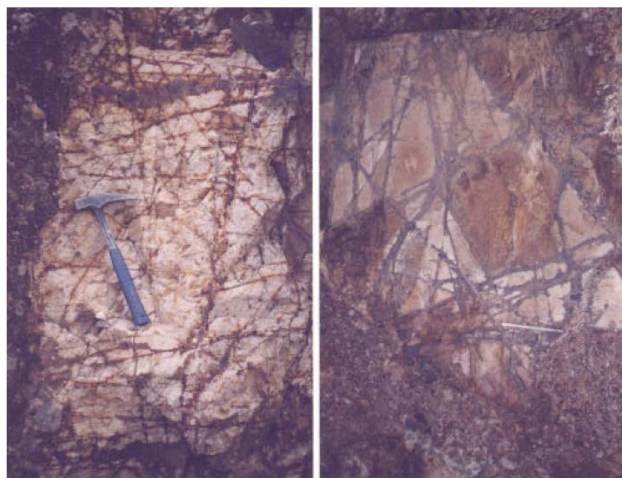


Figura 2.2: Tipico Stockwork de vetillas en un pórfido cuprífero (oxidadas por efectos supergenos); Deposito La Granja – Norte de Perú.

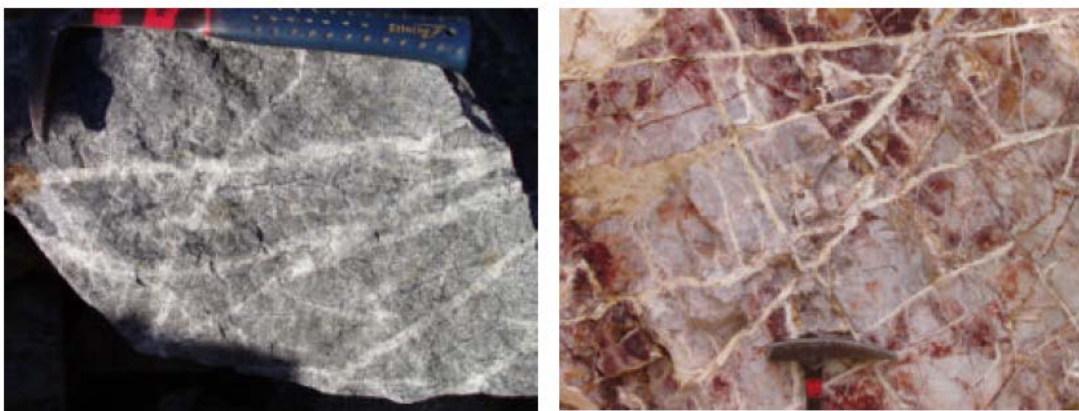


Figura 2.3: Stockwork de zona Hipógena con alteración potásica (biotita) a la izquierda y con oxidación supergena a la derecha; Minas Tricolor y Dos Amigos, Domeyko Chile.

El modelo clásico de Lowell y Gilbert (1970)

Basado en el estudio de los depósitos de San Manuel – Kalamazoo y compilación de características de otros pórfidos cupríferos norteamericanos ha sido utilizado con éxito en la exploración de este tipo de depósitos; un modelo más actualizado se presenta por Giggenbach (1997)

Zonación de tipos de alteración hidrotermal relacionados a intrusiones ígneas:

- **Zona potásica**, en el núcleo del sistema: biotita, ortoclasa y cuarzo.
- **Zona Fílica (Sericítica)**, envuelve al núcleo potásico: cuarzo, sericita y pirita (hasta 20% del volumen).
- **Zona argílica**, externa a la sericítica: minerales de arcilla, montmorillonita, clorita, pirita.
- **Zona propilítica**, halo de alteración más externo, normalmente fuera del cuerpo de mena económica: clorita, epidota, albita, calcita. A niveles profundos reconocen un núcleo de cuarzo, sericita, clorita, feldespatos potásico y una zona externa de clorita, sericita, epidota, magnetita.

Zonación de mineralización hipógena (primaria Figura 2.5)

- **Núcleo de baja ley**: bajo contenido de calcopirita, pirita, molibdenita; magnetita en porción profunda.
- **Zona de mena**, formando un cilindro en la parte externa de la zona de alteración potásica e interna de la zona de alteración sericítica: calcopirita (1-3%), pirita (1%), molibdenita (0,03%).
- **Zona de Pirita**, corresponde ~ zona fílica: pirita (10%), calcopirita (0.1-3%), trazas de molibdenita.
- **Zona de baja pirita**, ~ coincidente con zona propilítica: 2% pirita. Zona Periférica: calcopirita, galena, esfalerita, Au, Ag.

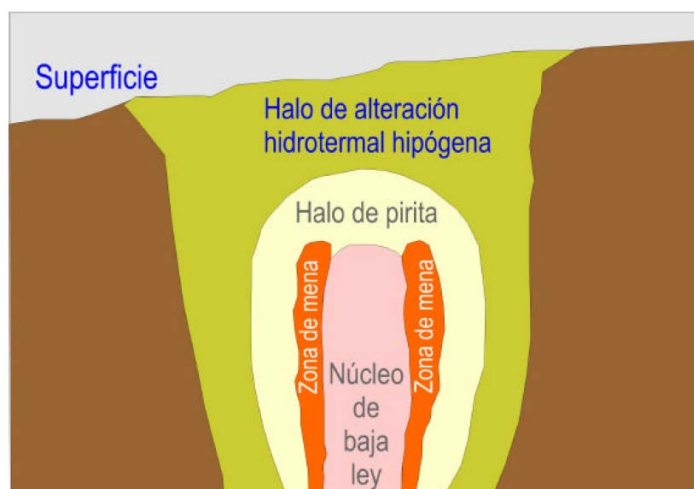


Figura 2.4: Esquema general de un pórfido cuprífero indicando la zona de mena en torno a un núcleo de baja ley, el halo de piritita diseminada y la aureola de alteración hidrotermal.

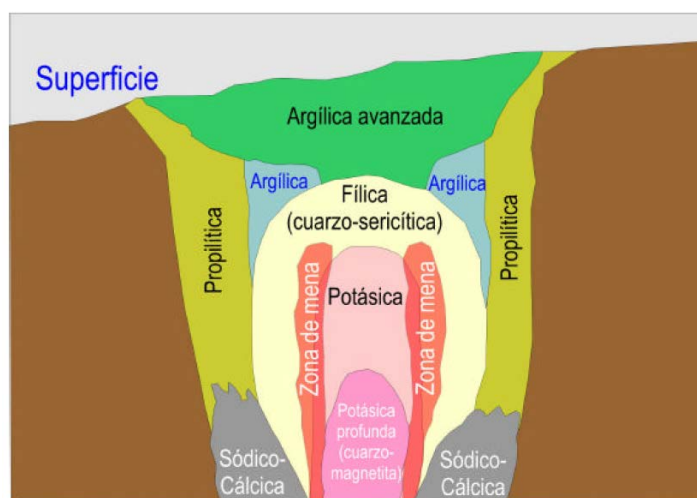


Figura 2.5: Distribución de zonas de alteración hidrotermal en un pórfido cuprífero combinando los modelos de Lowell y Gilbert (1970), Gustafson y Hunt (1975) y Giggenbach (1997). Núcleo de alteración potásica rodeado de alteración fílica (cuarzo-sericítica), alteración argílica intermedia local en torno a zona fílica, halo externo de alteración propilitica, alteración sódico-cálcica profunda (Carten, 1986; Dilles & Einaudi, 1992) y cubierta de alteración argílica avanzada.

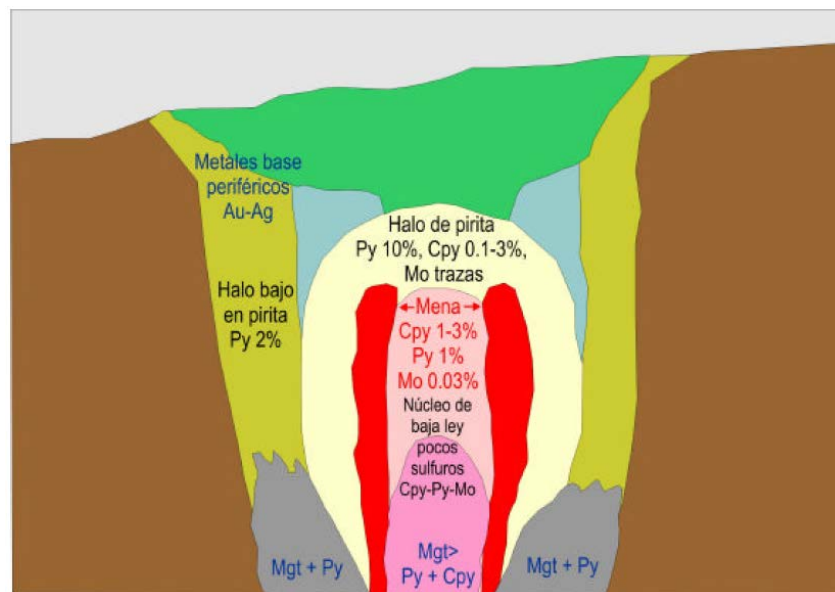


Figura 2.6: Distribución de minerales de mena en un pórfido cuprífero típico. Py = pirita, Cpy = calcopirita, Mo = molibdenita, Mgt = magnetita.



Figura 2.7: Zonación por efectos supérgenos en un pórfido cuprífero: Gossan o sombrero de hierro en la parte superior (óxidos e hidróxidos de hierro), seguido en profundidad por una zona lixiviada (escaso contenido metálico), luego de una zona oxidada (minerales oxidados de cobre; crisocola, atacamita, malaquita), luego una zona de enriquecimiento supérgeno (sulfuros secundarios; calcosina, covelina) y la zona primaria o hipógena en profundidad (sulfuros primarios;

bornita, calcopirita, piritita).

2.1.1 Descripción de Litología

Para fines específicos del presente trabajo se describirán x de la litología , correspondiente a un tipo de pórfido cuprífero específico:

- Indiferenciado (IND)
 - Roca de Caja, correspondiente a una secuencia volcano-sedimentaria (areniscas, andesitas, etc), la mayoría de las veces no se reconoce la textura original de la roca.

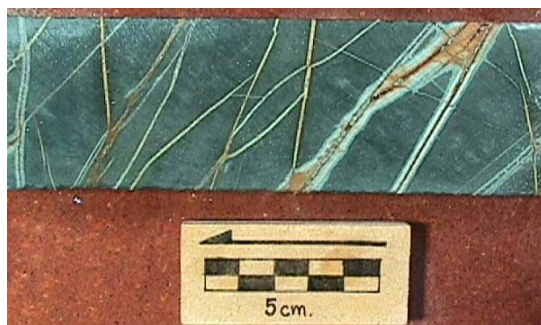


Figura 2.8: Litología Indiferenciado IND

- Pórfido 1 (QFP1)
 - Pórfido Cuarzo-Feldespático, con biotita como ferromagnesiano.
 - Ojos de cuarzo redondeados.
 - Stockwork de vetas de cuarzo.
 - Abundante mineralización primaria (py, cpy)



Figura 2.9: Litología Pórfido 1 (QFP1)

- Pórfido 2 (QFP2)
 - Pórfido Cuarzo-Feldespático, con anfíbol como ferromagnesiano.
 - Ojos de cuarzo fracturados y embahados, sin stockwork de Qz.
 - Abundante py. (cpy casi ausente)



Figura 2.10: Litología Pórfido 2

- Pórfido feldespático (FP)
 - Pórfido feldespático tardío con ausencia de ojos de cuarzo y mineralización primaria.



Figura 2.11. Litología Pórfido Feldespático

(BRXH) Brecha hidrotermal compuesta por clastos de la roca de caja e intrusivos, con cemento de sulfuros principalmente.

- (ABX1) Brecha intrusiva, compuesta por fragmentos de IND en una matriz intrusiva de QFP1.
- (ABX2) Brecha intrusiva, compuesta por fragmentos de IND y QFP1 en una matriz intrusiva de QFP2.

Por lo descrito anteriormente podemos indicar que la posible competencia de los materiales debería ser el siguiente:

$$QFP2 > QFP1 > IND$$

2.1.2 Descripción de Alteraciones

Las alteraciones presentes en el depósito, son las características de un sistema porfídico con enriquecimiento secundario. La alteración hidrotermal hipógena, consiste en la alteración potásica, propilítica, fílica y turmalinización, y una alteración supérgena donde se presenta la alteración argílica.

- Alteración Potásica (K)

Se observa principalmente en la unidad indiferenciada (IND) o roca huésped, caracterizada por biotita diseminada de grano fino, y en menor medida feldespato potásico en venas y agregados.

En el pórfido cuarzo-feldespático 1 (QFP1) ésta alteración se ve representada por la presencia de feldespato potásico en vetillas asociadas con cuarzo.

- Alteración Propilítica (P)

Afecta únicamente a la unidad indiferenciada (IND), reconociéndose la presencia de clorita, epidota y pirita. Son características para esta alteración las venas de clorita con sutura de pirita.

- Alteración Fílica (QS)

Es la alteración mejor desarrollada, afectando a todas las unidades presentes, su asociación mineral se caracteriza por presentar cuarzo-sericita-pirita, las que se encuentran tanto en venas como diseminado de forma pervasiva.

En la unidad indiferenciada (IND) se presenta como agregados microcristalinos de sericita y en menor cantidad cuarzo.

En el pórfido cuarzo-feldespático 1 (QFP1), el pórfido feldespático (FP) la alteración cuarzo-sericítica está centrada en las vetillas de pirita-cuarzo con halo

sericítico, en cambio en el pórfido cuarzo-feldespático 2 (QFP2) la alteración es más pervasiva sin estar asociada a las vetillas.

- Alteración Supérgena (A)

Se presenta en todas las unidades definidas (Indiferenciado, pórfido cuarzo-feldespático 1, pórfido cuarzo-feldespático 2 y pórfido feldespático), se caracteriza por la presencia de arcillas del tipo illita, caolinita y esmectita, todas reemplazando a las alteraciones preexistentes. Se presentan vetillas de yeso y raramente calcita en las etapas finales de esta alteración.

La alteración argílica en general es mayor en las zonas de falla y fracturas. En el pórfido cuarzo-feldespático 1 (QFP1) y en la unidad indiferenciado (IND) tiene gran desarrollo, de carácter moderado a fuerte, en cambio en el pórfido cuarzo-feldespático 2 y el pórfido feldespático se presenta de manera moderada.

Del mismo modo como en la litología, en las alteraciones podemos indicar una posible clasificación de competencia:

$$K > P > QS > A$$

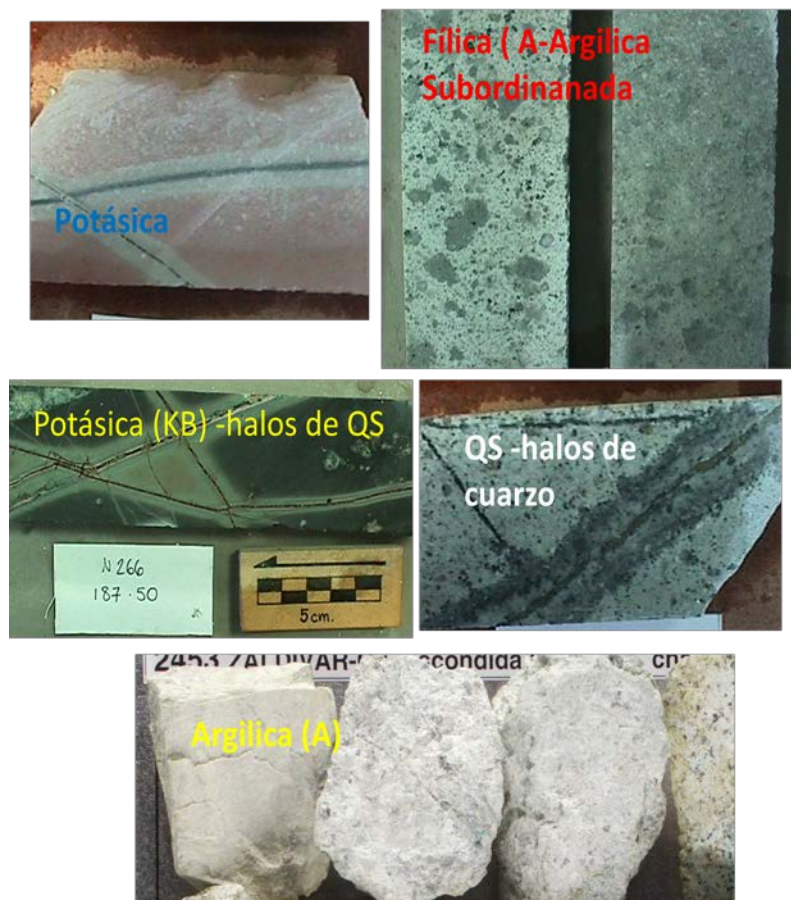


Figura 2.12: Alteraciones características de los Pórfidos de cobre.

2.2 Proceso de lixiviación de cobre en Pilas.

Los procesos de lixiviación de cobre, por Pilas móviles en general tiene el siguientes etapas: chancado, aglomeración, apilamiento de mineral, descarga de ripios, lixiviación, extracción por solventes y electro-obtención.

2.1.1 Chancado

El chancado es la primera parte de los procesos de conminución. Generalmente es una operación en seco y usualmente realizada en 1, 2 o 3 etapas.

Las colpas del mineral proveniente de las minas pueden ser tan grandes como 1,5 m y el producto final requerido variará, según sea la aplicación de que se trate, entre 20 cm y 7 mm.

Chancado Primario

Los chancadores primarios son maquinas de trabajo pesado, usados para reducir de tamaño al mineral proveniente de la mina (run-of-mine), hasta un tamaño apropiado para su transporte y posterior tratamiento. Estos equipos son operados siempre en circuito abierto, con o sin parrillas separadoras previas.

Para realizar el chancado primario hay básicamente dos tipos de equipos: chancadores de mandíbulas y chancadores giratorios (aunque también existen los chancadores de impacto, de uso muy limitado y para aplicaciones específicas).

Chancado Secundario / Terciario

En el chancado fino el chancador de conos es el equipo utilizado en todas las aplicaciones con roca dura. La principal diferencia con el giratorio radica en que el eje del cono (más corto) no está suspendido, sino que está sujeto en un soporte universal curvo bajo el cono.

El chancador de conos estándar es el más utilizado como secundario y el chancador de conos de cabeza corta (short head) el más usado como terciario. Ambos difieren principalmente en la forma de sus cámaras.

El estándar tiene un revestimiento escalado y una ancha garganta. El short head en cambio, tiene una cabeza con un ángulo más pronunciado, una abertura de admisión más estrecha y una sección paralela más larga en la descarga.

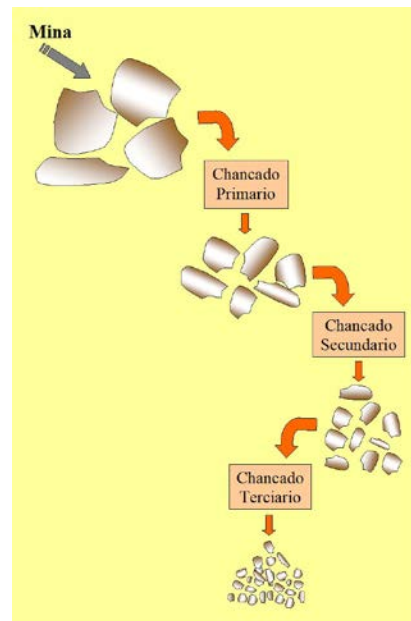


Figura 2.13: Esquema del proceso de Chancado.

2.1.2 Aglomeración

El proceso de aglomeración tiene como objetivo preparar el material mineralizado por la lixiviación, de manera de asegurar un buen coeficiente de permeabilidad de la solución.

En forma general, se puede afirmar que la aglomeración se debe a la tendencia de un sistema, compuesto principalmente por partículas y en menor proporción por líquido, a disminuir su energía libre superficial mediante la reducción del área interfacial agua-aire, por fuerzas de adhesión originadas debido a cualquiera de los siguientes mecanismos:

Fuerzas de adhesión del tipo Van der Waals que aparecen por dipolos permanentes o instantáneos originados en las moléculas. Estas fuerzas son similares a las que se presentan entre capas de silicatos de estructuras laminar, tales como la pirofilita, talco o sulfuros como la molibdenita.

Fuerzas atractivas electrostáticas que aparecen como consecuencia de potenciales de contacto o de interfase.

En el caso de los procesos de lixiviación de pilas la aglomeración esta dada por la humedad, este es el proceso más simple de aglomeración y consiste en humedecer el material con líquido, hasta alcanzar un contenido de agua que origine una tensión

superficial suficiente, para que al colisionar las partículas entre sí, los finos se adhieran a los gruesos.

Aún cuando hay operaciones que agregan el agua y el ácido directamente sobre el mineral en una correa, esta práctica no resuelve el problema de lograr una buena mezcla y efectivamente aglomerar en forma homogénea las partículas más finas en torno a las más gruesas. Esto se puede lograr en forma muy eficiente si se establece una rotación de las partículas húmedas en torno a sí mismas, lo que permite a las fuerzas cohesivas de tensión superficial, correspondientes a los estados de cohesión, por puentes líquidos denominados pendular y funicular, mantener a las partículas unidas entre sí, facilitando su transporte y apilamiento.

El mejor equipo para lograr estos efectos, de mezcla y de aglomeración, es el tambor aglomerador. Éste consiste en un cilindro metálico revestido interiormente con neopreno o goma antiácida provisto de levantadores para lograr una más efectiva acción de rodado de la carga, e incluyendo en el centro las tuberías perforadas para el suministro del agua, siempre agregada primero, para humedecer el mineral, y luego, algo más al interior del tambor, para el suministro del ácido con concentrado.

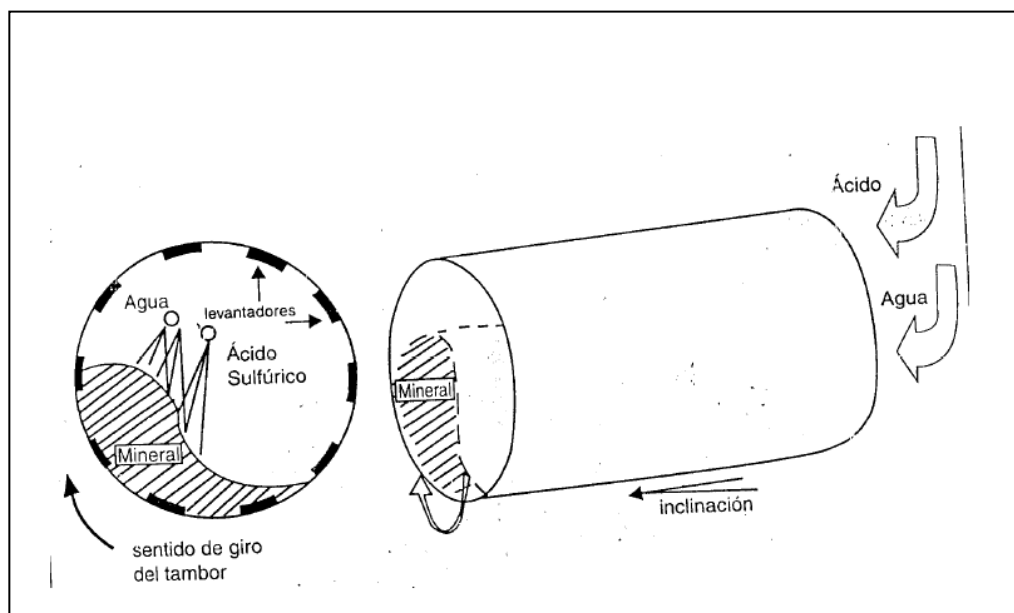


Figura 2.14: Representación esquemática de la operación de un tambor aglomeración.

2.1.3 Lixiviación:

La lixiviación requiere de un contacto de un sólido con un líquido. Este contacto se hace para poder disolver el sólido parcialmente, por lo menos, de tal forma que el material disuelto quede en el líquido. El material disuelto en el líquido debe comprender a las especies químicas que sean útiles y que se desean recuperar posteriormente, o bien debe comprender aquellas especies que se desean eliminar del sólido. La matriz sólida o simplemente sólido es, principalmente, mineral, concentrado, chatarra, etc. Los cuales contienen especies útiles o con valor económico que se desean recuperar.

El líquido o fase líquida es una solución acuosa que contiene reactivos químicos que actúan sobre el sólido para disolverlo.

Dada la naturaleza de la lixiviación, se puede agrupar a sus objetivos en tres categorías las cuales son:

- 1.-El disolver parcial o totalmente el sólido, para extraer las especies útiles,
- 2.-El estabilizar en el líquido las especies útiles disueltas y
- 3.-El minimizar la cantidad de especies no útiles a disolver.

Para lograr la disolución de las especies útiles es necesario contactar el mineral con una solución acuosa(solución lixivante). Este contacto debe de realizarse de tal forma que permita que los reactivos químicos (agentes lixiviantes), presentes en la solución lixivante, interactúen con la superficie del mineral para que ocurra las reacciones químicas de disolución que se desea.

Lixiviación en Pilas

Consiste en un proceso hidrometalúrgico de extracción de metales por percolación de una solución a través de un lecho o pila de mineral. Se introduce una solución por el tope (solución de refino), la cual reacciona con el mineral disolviendo los metales contenidos, obteniéndose una solución cargada (solución rica) que escurre hacia el fondo del lecho. La solución cargada se colecta por drenaje en un estanque ubicado en las inmediaciones de la pila. Desde aquí se envía a la planta de recuperación del metal de interés, obteniéndose una solución agotada, la cual es acondicionada en un estanque y reutilizada para lixiviar nuevas pilas de mineral.

Las soluciones cargadas con pequeña concentración del metal de interés son ocasionalmente recirculadas hasta lograr la concentración adecuada para una eficiente extracción del metal. Una vez completada la lixiviación, la pila se puede lavar con agua u otra solución para completar la extracción de los metales residuales y reducir las concentraciones de las especies y metales contenidos a un nivel aceptable (según norma para disposición de residuos sólidos). Sin embargo, en la práctica industrial se utilizan las pilas agotadas para descartar una parte de la solución, la cual queda retenida entre las partículas de mineral, evitando así la acumulación de impurezas en el circuito de soluciones.

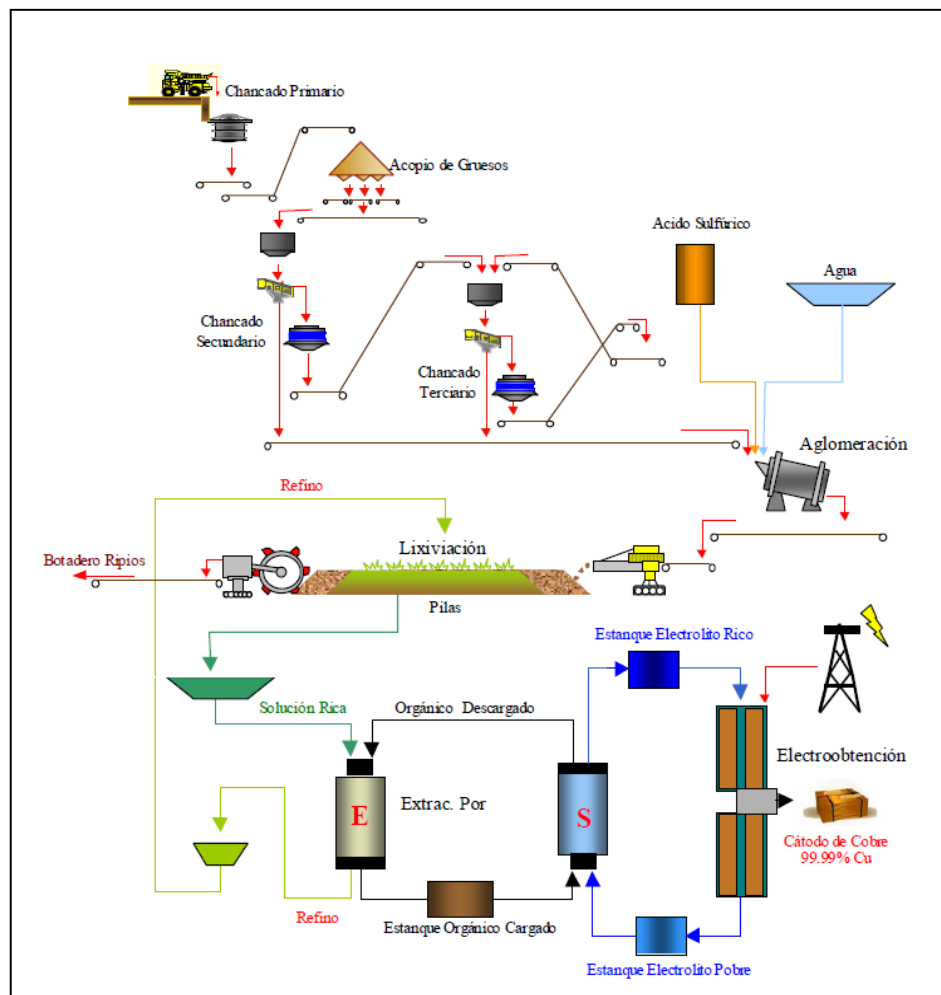


Figura 2.15: Diagrama General del Proceso de Lixiviación en pilas

CAPITULO III

MARCO TEORICO

3.3 Distribución de Probabilidad Continua

En teoría de la probabilidad y estadística, la distribución de probabilidad de una variable aleatoria es una función que asigna a cada suceso definido sobre la variable aleatoria la probabilidad de que dicho suceso ocurra. La distribución de probabilidad está definida sobre el conjunto de todos los eventos rango de valores de la variable aleatoria.

Cuando la variable aleatoria toma valores en el conjunto de los números reales, la distribución de probabilidad está completamente especificada por la función de distribución, cuyo valor en cada real x es la probabilidad de que la variable aleatoria sea menor o igual que x .

Una distribución de probabilidad se llama continua si su función de distribución es continua. Puesto que la función de distribución de una variable aleatoria X viene dada por:

$$F_X(x) = P(X \leq x) \quad (3.1)$$

La definición implica que en una distribución de probabilidad continua X se cumple $P[X = a] = 0$ para todo número real a , esto es, la probabilidad de que X tome el valor a es cero para cualquier valor de a . Si la distribución de X es continua, se llama a X variable aleatoria continua.

Las distribuciones estadísticas más usadas son (se remarcan las distribuciones ocupadas en este trabajo):

- Uniforme
- Normal
- Lognormal

- Logística
- Beta
- Gamma
- Exponencial
- Ji-cuadrado
- t de Student
- F de Snedecor

A) Distribución Normal

Se llama distribución normal, distribución de Gauss o distribución gaussiana, a una de las distribuciones de probabilidad de variable continua que con más frecuencia aparece en fenómenos reales.

La gráfica de su función de densidad tiene una forma acampanada y es simétrica respecto de un determinado parámetro. Esta curva se conoce como campana de Gauss.

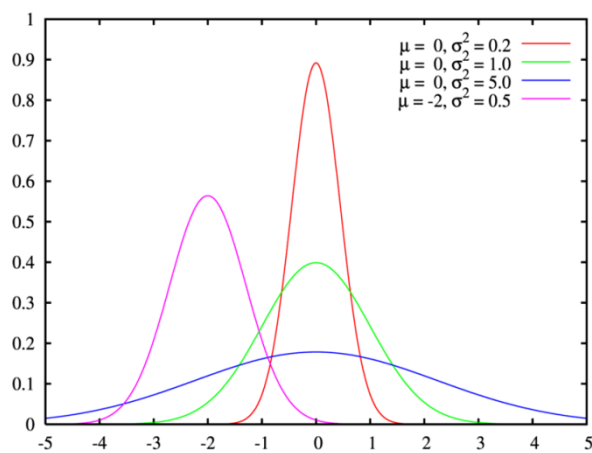


Figura 3.1: Formas típicas de distribución normal.

La distribución normal queda completamente definida con dos parámetros: la media (μ) y la desviación estándar (σ). Su función de densidad es:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2}\left(\frac{x-\mu}{\sigma}\right)^2}, \quad x \in \mathbb{R}, \quad (3.2)$$

B) Distribución Lognormal

La distribución log-normal es una distribución de probabilidad de cualquier variable aleatoria con su logaritmo normalmente distribuido (la base de una función logarítmica no es importante ya que, $\log_a X$ está distribuida normalmente si y solo si $\log_b X$ está distribuida

normalmente). Si X es una variable aleatoria con una distribución normal, entonces $\exp(X)$ tiene una distribución log-normal. La gráfica típica de una distribución lognormal es de la siguiente forma:

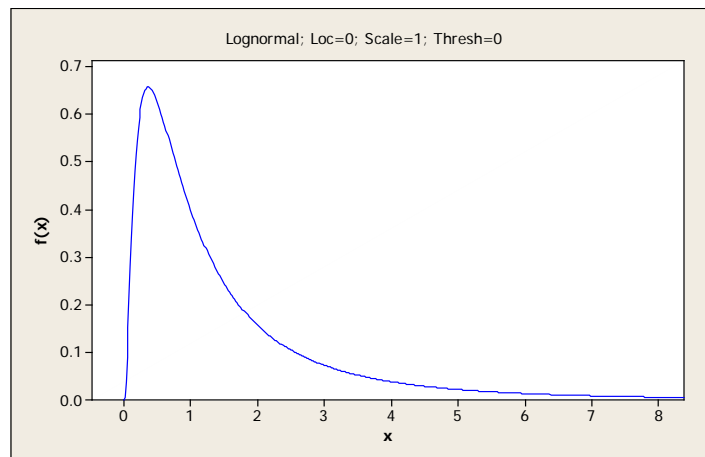


Figura 3.2: Forma típica de una distribución lognormal.

La distribución lognormal queda completamente definida con tres parámetros: escala (scale), ubicación (loc) y opcionalmente forma (thresh). La función de densidad para esta distribución es:

$$f(x; \mu, \sigma) = \frac{1}{x\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-(\ln x - \mu)^2 / 2\sigma^2} \quad (3.3)$$

Para $x > 0$, donde μ y σ son la media y la desviación estándar del logaritmo de variable.

C) Distribución Logistic

La distribución logistic se utiliza en el estudio del crecimiento temporal de variables, en particular, demográficas. En biología se ha aplicado, por ejemplo, para modelar el crecimiento de células de levadura. La función de densidad de esta distribución es:

$$f(y) = \frac{e^{-y}}{(1 + e^{-y})^2} \quad (3.4)$$

Con $Y=(X- \mu)/\sigma$

Esta distribución queda descrita por dos parámetros: escala (scale) y ubicación (loc); además, no posee parámetros de forma. En la siguiente figura, se muestran los efectos de estos parámetros sobre la distribución logistic.

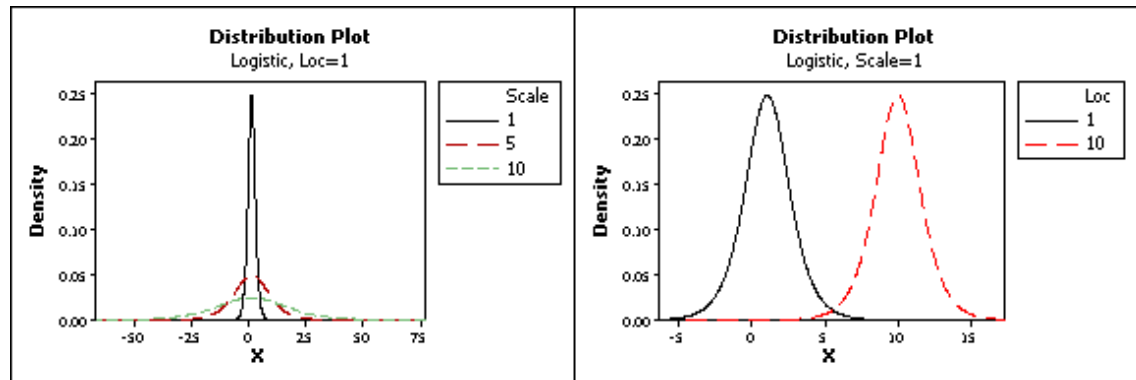


Figura 3.3: Formas típicas de distribución logistic.

3.4 Outliers

Los outliers corresponden a valores atípicos, es decir, valores no esperados. Estos se detectan por tener un residuo que es muy grande en relación con la distribución asociada a los residuos. Algunas de las explicaciones en la aparición de outliers, suelen ser:

- Errores en el manejo de la información.
- Problemas de proceso (en caso de estar analizando algún proceso).
- Deficiencias al identificar factores influyentes en el proceso analizado.
- Azar.

Comúnmente, es más fácil identificar outliers gráficamente; para esto se usan los boxplots. A modo de convención para el desarrollo de este trabajo, se considerará outlier a toda observación o dato que se encuentre por sobre 1.5 veces el tamaño entre los cuartiles Q3 y Q1 (Q1 esta representado por la línea base de la caja y representa que bajo ese valor se encuentra el 25% de los datos, Q3 esta representado por la línea superior de la caja y simboliza que por debajo de ese valor se encuentra el 75% los datos). Estos serán marcados como * dentro de los boxplots; tal como se aprecia en la siguiente figura.

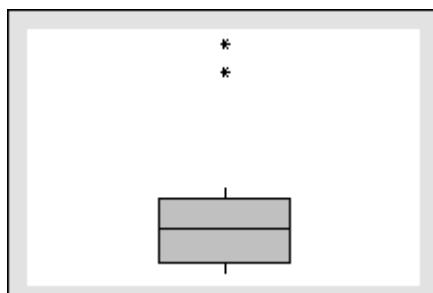


Figura 3.4: Esquema básico de representación de outliers en boxplot.

3.3. Analisis Multivariable :

3.3.1 Analisis de Cluster:

El análisis de agrupamiento también se puede entender como una serie de métodos desarrollados para analizar un único conjunto de datos con m variables observadas en n unidades, con el objetivo de la búsqueda de grupos (clusters) de casos o variables (Caracteres) que tienen la máxima homogeneidad dentro de los grupos y la heterogeneidad entre los grupos de máximo.

Descripción taxonómica

El uso más tradicional de análisis de conglomerados ha sido con fines de exploración y para la formación de una taxonomía - una clasificación de objetos basado en la experiencia

Simplificación de los datos

El análisis de conglomerados logra una perspectiva simplificada de las observaciones. Por lo tanto, en lugar de ver todas las observaciones como única, que pueden verse como miembros de un grupo, definido por sus características generales.

Revelar las relaciones

Con las agrupaciones definidas y estructura de datos representados en los grupos, el investigador tiene una forma de las relaciones entre las observaciones reveladoras, que no serían posibles con las observaciones individuales.

En su búsqueda de la estructura, el análisis de conglomerados es muy sensible a la inclusión de variables irrelevantes (como en los casos de multicolinealidad), así como la presencia de valores atípicos (objetos atípicos). Los valores atípicos pueden representar:

Observaciones "absurdas" no representan a la población general; Una sub-muestra de los grupos reales de la población lo que provoca una falta de representación de los grupos en la muestra.

Como resumen para un análisis de Cluster debemos seguir el siguiente orden lógico:

1. Elige el criterio de similitud
2. Ajuste del número de grupos
3. Formar grupos
4. Grupo de validación
5. Interpretación de los grupos

Dada la naturaleza un tanto subjetiva de análisis de conglomerados en la selección de una solución "óptima", el investigador debe tener mucho cuidado en la validación y la garantía de la importancia práctica de la solución final

3.3.2 Análisis de Componentes Principales:

Análisis de Componentes Principales (ACP) es una técnica estadística que transforma linealmente un conjunto de p variables en un conjunto con un número más pequeño (k) de variables no correlacionadas, lo que explica una parte sustancial de la información desde el conjunto original.

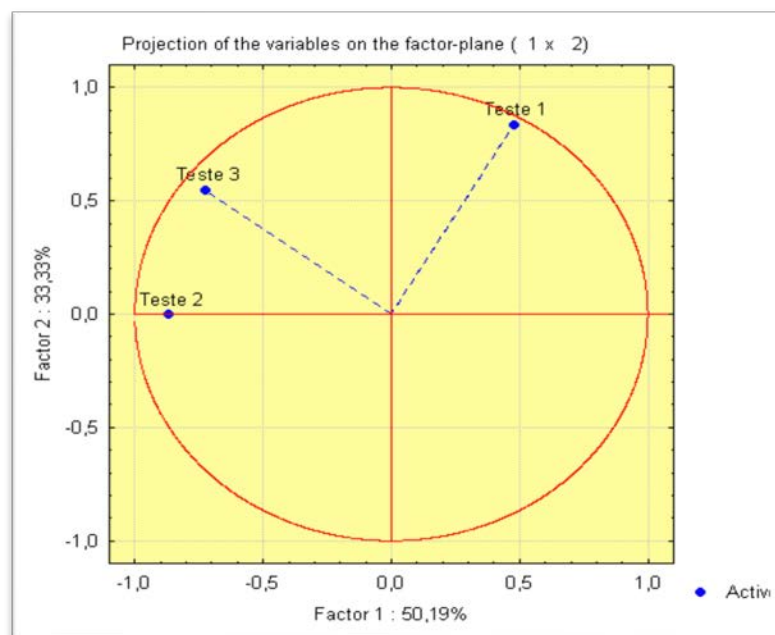


Figura 3.1: Proyección de método de Componentes Principales.

Las variables originales p (X_1, \dots, X_p) se convierten en variables p (Y_1, \dots, Y_p), llamadas componentes principales, de manera que Y_1 es uno que da cuenta de la mayor parte de la variabilidad total de los datos, Y_2 dicha segunda parte mayor y así sucesivamente. Por lo tanto, podemos decir que los principales objetivos del ACP son:

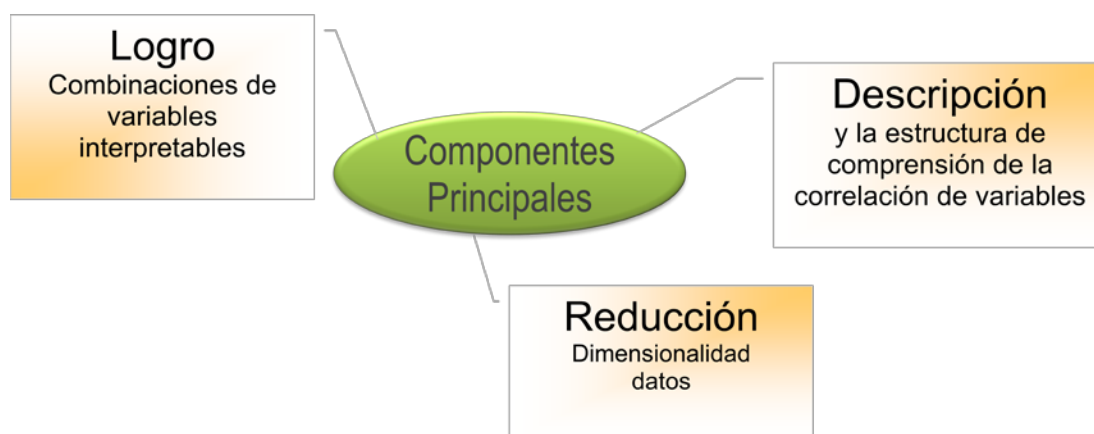


Figura 3.6: Esquema del Método de ACP

- El propósito del análisis es resumir el patrón de correlación entre las variables y a menudo es posible encontrar conjuntos de variables no correlacionadas, lo que plantea algunos grupos;
- Algebraicamente, los componentes principales son combinaciones lineales de las variables originales;
- Geométricamente, los componentes principales son las coordenadas de los puntos de muestra en un sistema de coordenadas obtenido mediante la rotación del sistema de coordenadas original, la dirección de máxima variabilidad de los datos;
- El análisis de componentes principales sólo depende de la covarianza o correlación. No requiere ninguna suposición acerca de la forma de la distribución multivariada de estas variables;
- Si existe la normalidad, el análisis se amplía, pero todavía vale la pena.

CAPITULO IV

ANALISIS DE RESULTADOS

4.1 Análisis de Datos de PLT medio Testigo y Mineralogía de Ganga

Para poder corroborar la relación existente entre la CF determinada por mapeo de caracterización y el dato medido de dureza y mineralogía, se realizó un análisis de correlación de una fase determinada de la mina, la cual ingreso a proceso. El análisis se detalla a continuación.

Se han analizado 76 datos provenientes de una fase de extracción los cuales cuentan con los datos de PLT (Point load test adaptado a 1/2 testigo) en medio testigo y análisis NIR (Near Infrared) para determinar la mineralogía de ganga.

Estos datos han sido contrastados con la caracterización por Mapeo para determinar las calidades Geometalúrgicas. Las correlaciones se muestran en la siguiente matriz (Tabla 4.1)

Tabla 4.1: Correlación de la Mineralogía de Ganga, PLT y Calidades Geo-Mineras-Metalúrgicas.

		Ox.								CF
	PLT	Caolinita	Sericita	Fe	Cuarzo	Alunita	Biotita	Clorita	Otros	Final
PLT	1.00									
Caolinita	-0.38	1.00								
Sericita	0.16	-0.42	1.00							
Ox. Fe	0.09	0.05	-0.01	1.00						
Cuarzo	0.12	-0.40	0.74	-0.02	1.00					
Alunita	-0.13	-0.35	0.30	-0.06	0.38	1.00				
Biotita	0.31	0.09	-0.50	0.02	-0.40	-0.30	1.00			
Clorita	0.27	-0.25	0.06	0.07	-0.04	0.10	0.23	1.00		
Otros	0.09	-0.28	-0.64	-0.15	-0.68	-0.25	0.30	0.10	1.00	
CF Final	0.74	-0.52	0.30	0.08	0.23	-0.05	0.20	0.30	0.07	1.00

De esta matriz podemos observar (Fig. 4.1) que el PLT y el porcentaje de Caolinita tienen correlaciones altas con respecto a la caracterización de Calidades CF, (0.74, -0.52); por otro lado correlaciones con el cuarzo, clorita, biotita y sericita son de menor orden (0.2 a 0.3).

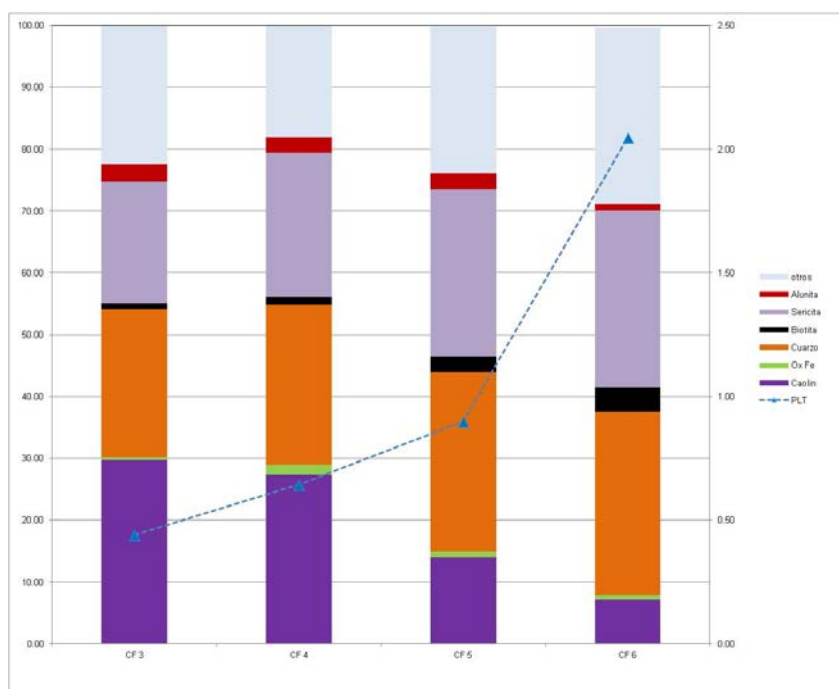


Figura 4.1: Valores Promedios de PLT, porcentaje de los minerales de ganga para diferentes calidades

Basado en las correlaciones anteriores podemos ver gráficamente la distribución de valores del PLT (Fig. 4.2), el porcentaje caolinita y la clasificación de calidades CF (Fig. 4.2).

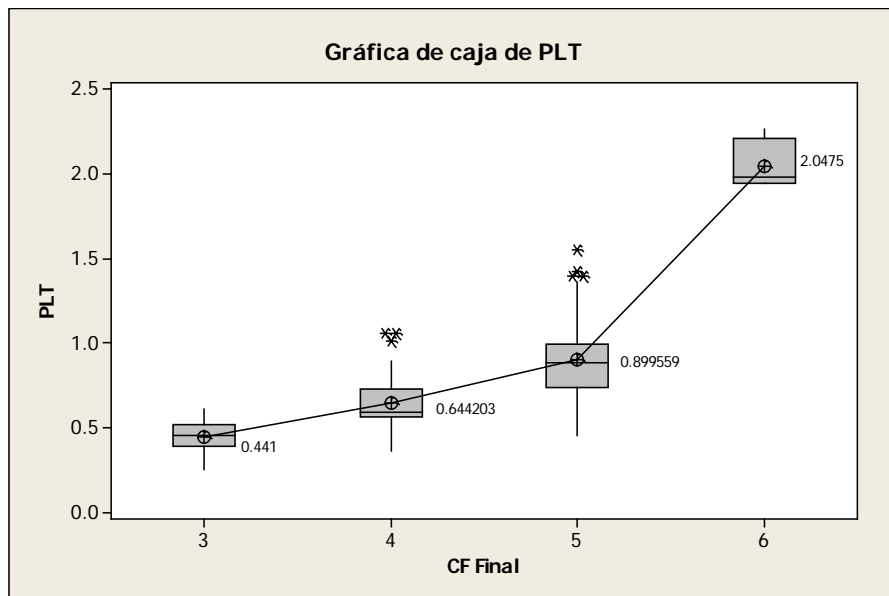


Figura 4.2: Valores de PLT $\frac{1}{2}$ Testigo y Calidades CF

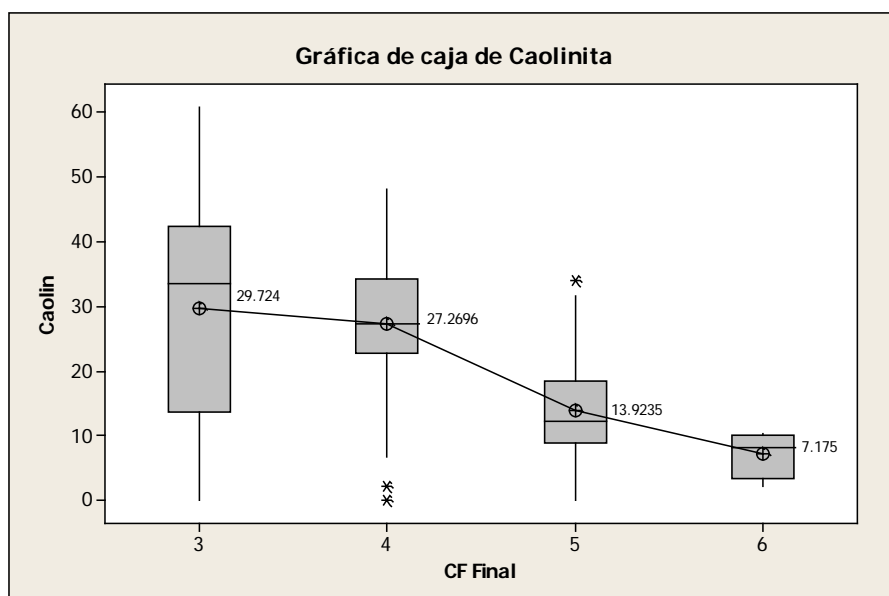


Figura 4.3: Porcentaje de Caolinita y Calidades CF.

Esto nos indica que podemos obtener rangos tanto de las mediciones de PLT y % de Caolinita para determinar las Calidades CF, basados en este análisis preliminar.

4.2 Determinación de CF Cuantitativa:

Como hemos observado en la Tabla 4.1 (Correlación de la Mineralogía de Ganga, Calidades Geo-Mineras – Metalúrgicas), tanto el PLT (0.74) y el porcentaje de Caolinita (0.52) muestran altas correlaciones con respecto a la CF cualitativa, por ende analizaremos en detalle esta correlación con técnica estadísticas de análisis multivariantes.

En la Fig. 4.4 podemos observar el análisis de Componentes Principales entre las siguientes variables:

- PLT
- Caolinita
- Muscovita- Ilita
- Cuarzo
- Ortoclasa

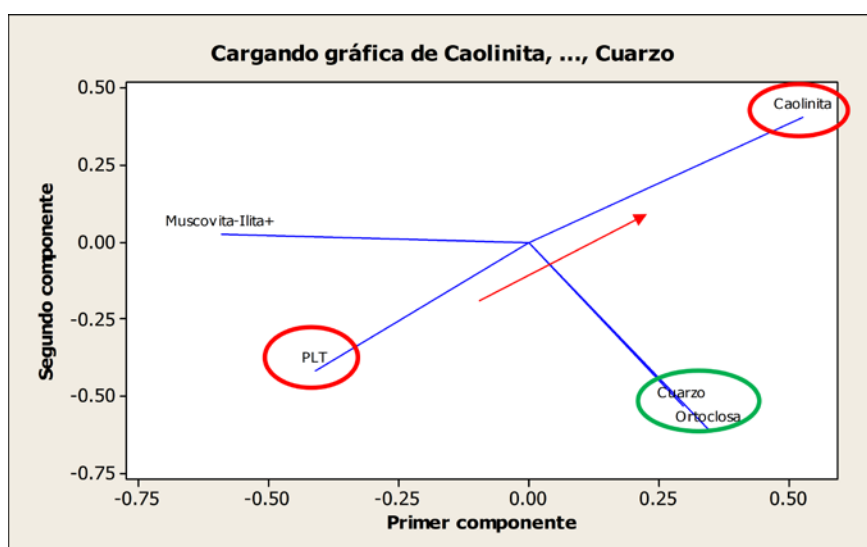


Figura 4.4: Análisis de Componentes Principales, PLT y Mineralogía de Ganga.

Se puede observar que existe correlación inversa entre el PLT y el porcentaje de Caolinita, así como una agrupación entre el Cuarzo y Ortoclasa, mientras que en otro cuadrante se observa a la Muscovita + Ilita sin aparente correlación con las demás variables.

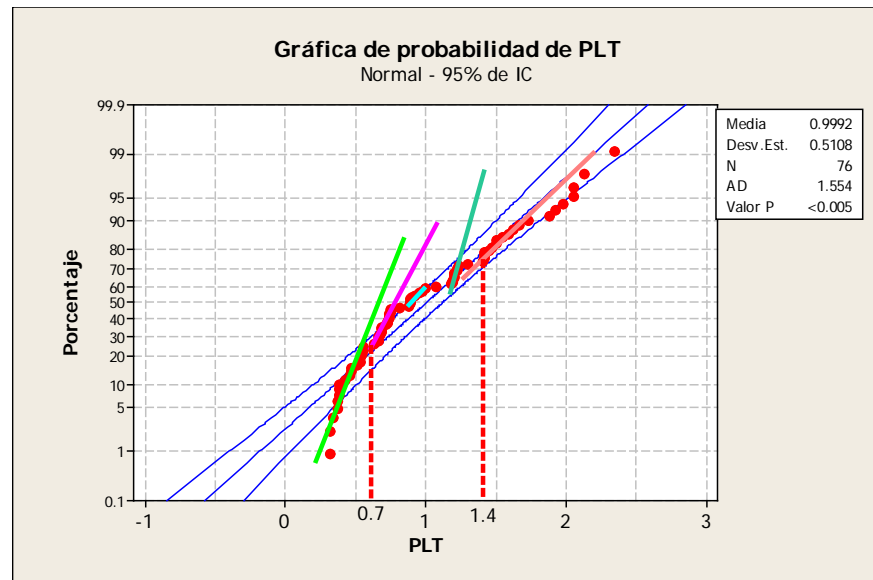


Figura 4.5: Grafica de Probabilidad de PLT.

En la Fig. 4.5 se han definido los rangos para el PLT, basados en el grafica de Probabilidad, con el principio de separar poblaciones. Los rangos establecidos son 0.7 y 1.4 Mpa. .

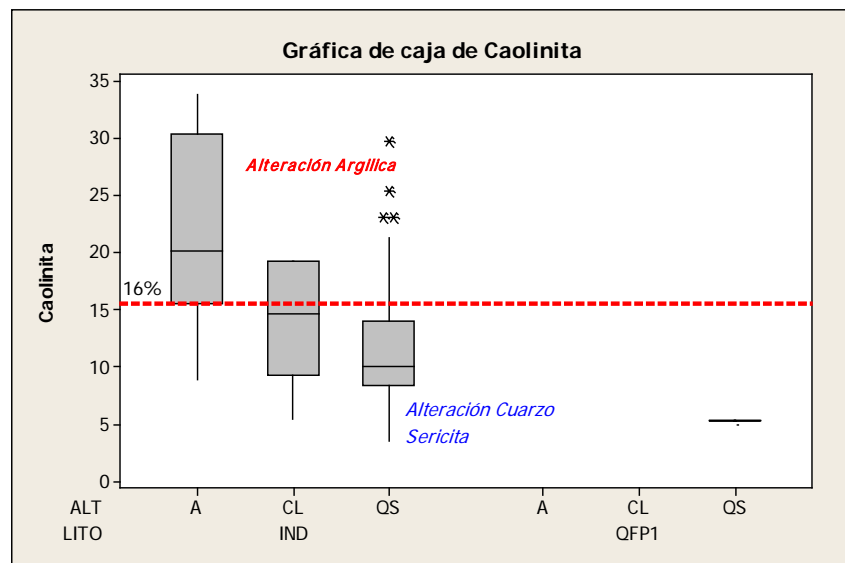


Figura 4.6: Box- Plot de Caolinita para cada Litología y Alteración.

Para encontrar los rangos de Caolinita se han graficado estos valores por Litología y Alteración. Los datos analizados son en su mayoría de Litología de roca de caja indiferenciada protolito sedimentarios (IND). Las alteraciones Argilica (A), Clorítica (CL) y Cuarzo Sericita (QS) son graficadas y se observa una tendencia decreciente del porcentaje de Caolinita, esto va acompañado de un incremento de la calidad física del material.

El 16% de Caolinita permite claramente hacer una diferenciación entre las Alteraciones Argilicas y Cuarzo Sericita, (Más del 75% de los datos de Alteración QS bajo este valor, Fig. 4.6)

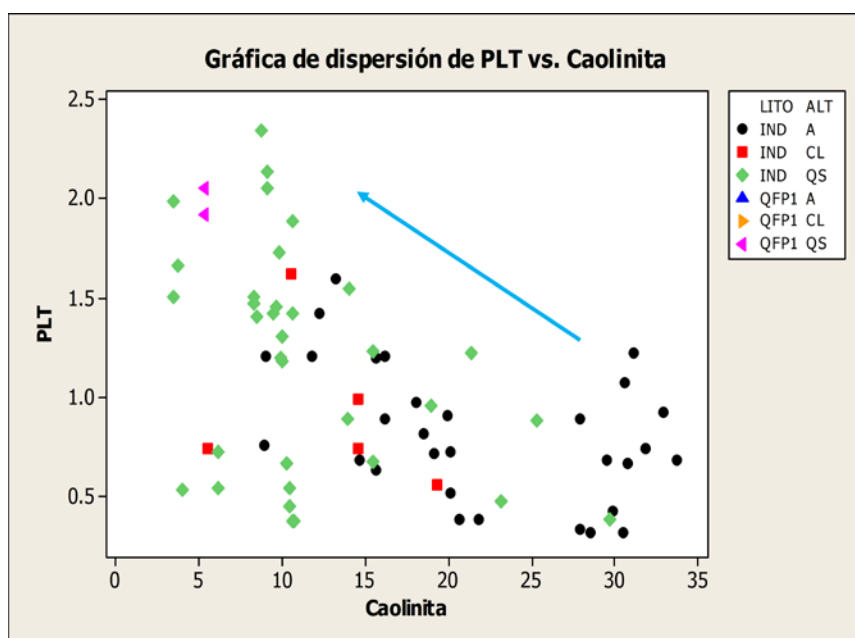


Figura 4.7: Grafico de Dispersión PLT y Porcentaje de Caolinita, para diferentes tipo de Litologia y Alteración.

En la Figura 4.7 la tendencia del menor porcentaje de caolinita y mayor valor de PLT están asociados a la alteración Cuarzo Sericita.

Podemos asociar los rangos obtenidos con la Grafica de Dispersión del PLT y Caolinita, basados que a valores mayores de PLT y menores porcentajes de Caolinita obtenemos materiales con mejores Calidades físicas, (Figura.4.8, Tabla N°4.2)

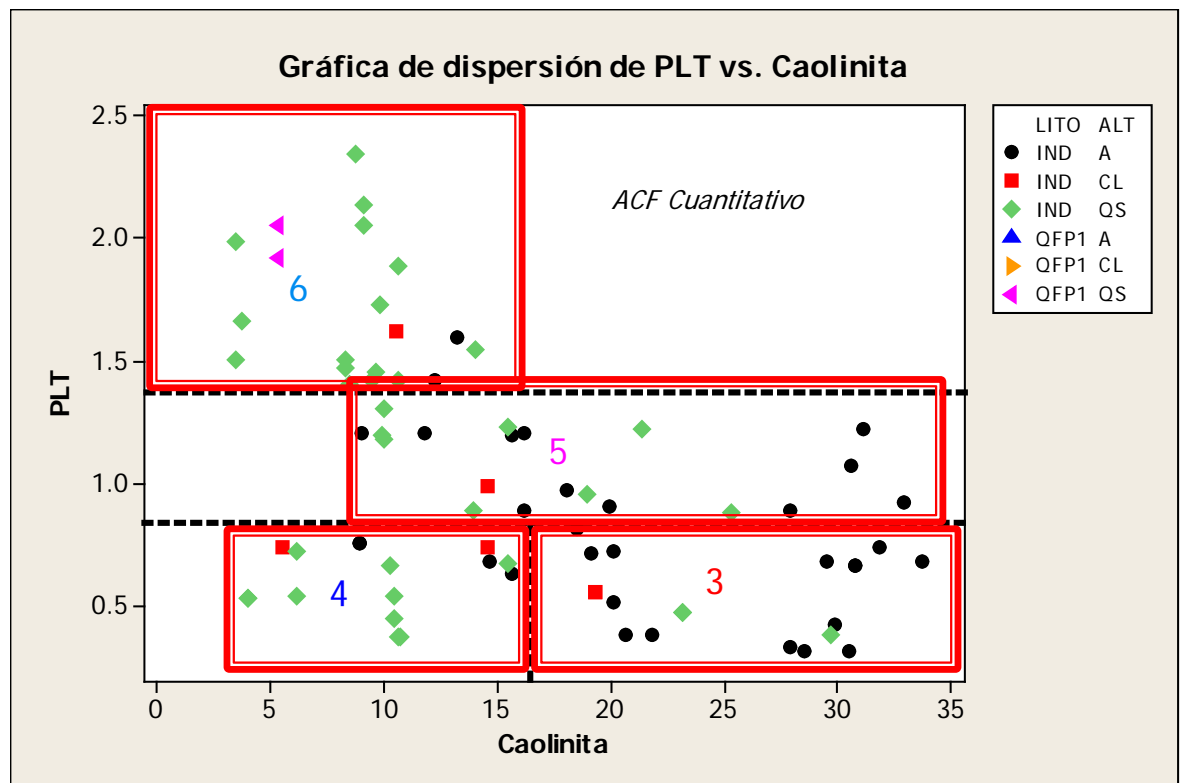


Figura 4.8: Grafico de Dispersión PLT y porcentaje de Caolinita, con los rango encontrados.

Tabla 4.2: Rango de Valores para CF Cuantitativo

CF	PLT	% Caolinita	Calidades
3	(0; 0.7)	(16; 35)	Malo
4	(0; 0.7)	(4;16)	
5	(0.7; 1.4)	(9,35)	Regular
6	(1.4 ; 2.5)	(0;16)	Bueno

4.3 Comparación de las CF Cualitativa y Cuantitativa.

Con los rangos obtenidos se han reclasificado las CF en la Fase de explotación en estudio, y se puede observar que hubo cambios que se ven reflejados en la CF 4,5 y 6 (Tabla 4.3).

Tabla 4.3. Comparación CF Cualitativa y Cuantitativa.

	CF Cuantitativo	CF Cualitativo
3	17	17
4	16	9
5	23	26
6	20	24

La reasignación de Calidades nos muestra que esta Fase especifica la caracterización realizada clasifico calidades Regulares que *Cuantitativamente* serian malas.

(Figura 4.9).

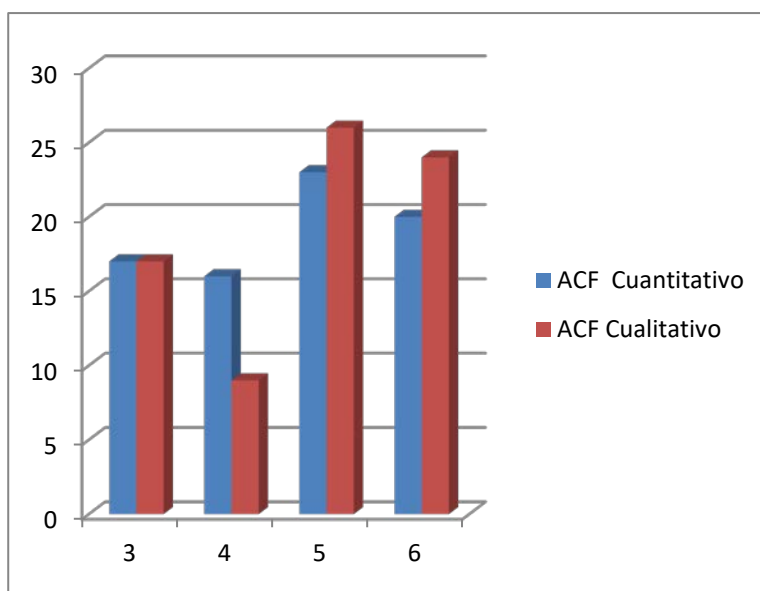


Figura 4.9: Grafico de Barras de CF Cualitativa y Cuantitativa.

4.4 Relación de las calidades Físicas con su respuesta metalúrgica en pilas de lixiviación

Para encontrar esta relación debemos:

- Seleccionar los polígonos de explotación Mineral.
- Utilizar el modelo de Bloques para asignar la calidad correspondiente y la secuencia de explotación para identificar que materiales ingresar a Pila.
- Utilizar parámetros registrados de Control de Procesos (Recuperaciones)

A continuación una descripción de cada una de las áreas implicadas para la elaboración de la trazabilidad del mineral alimentado a proceso.

a) Mina:

De la Mina se planificó la extracción de materiales de los polígonos de alimentación al proceso de chancado, estos de zonas que cumplieran con las características requeridas por la producción (Campaña de Oxido o Sulfuro; Fig. 4.10).

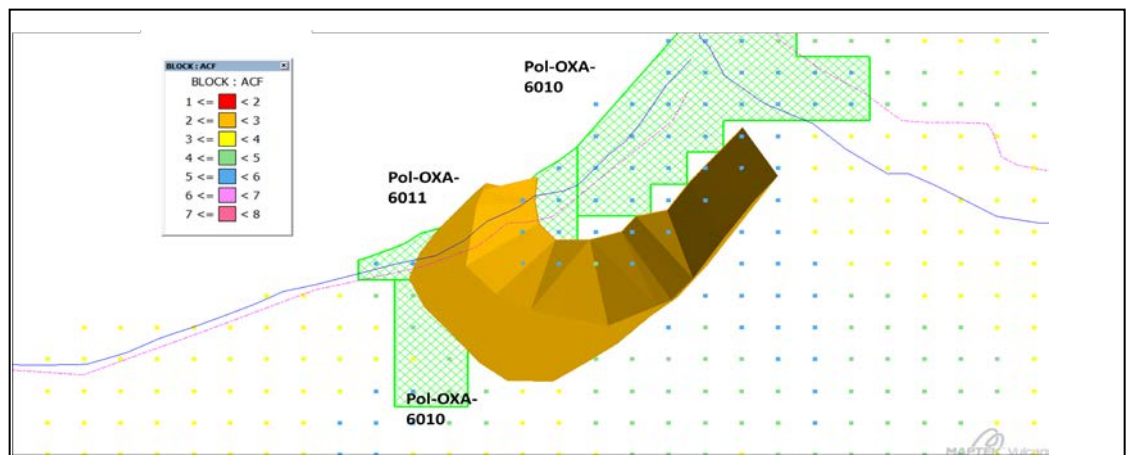


Figura 4.10: Polígono de explotación POL-OXA-6011, solido de avance y modelo de bloque con CF, en fase 6 banco 1595.

b) Geología:

Se utilizó el Modelo Geológico para determinar la litología y mineralogía de alteración de los materiales (Fig. 4.11).

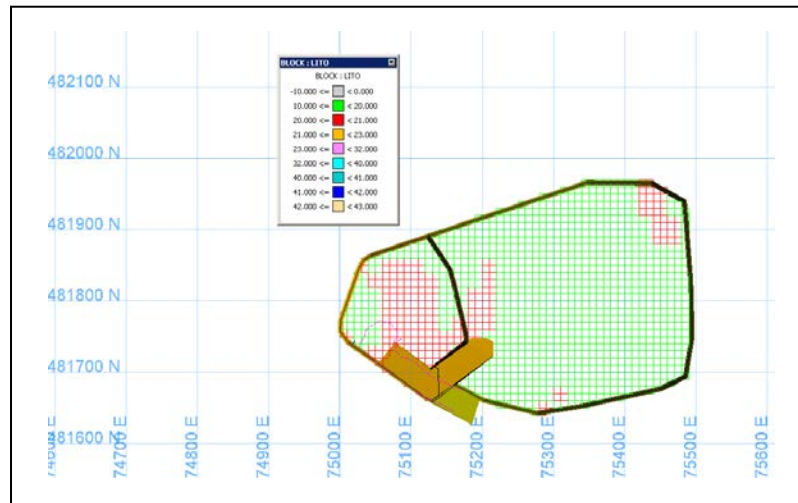


Figura 4.11: Sección planta rajo, banco 1632, fase 12, modelo de bloques con información de litología, en rojo con código 20 pórfido Monzodiorítico (QFP1) y en verde código 10 roca de caja indiferenciada protolito sedimentarios (IND).

c) Geometalúrgia:

Se caracterizaron con parámetros geometalúrgicos los materiales (1.3.2 Determinación de Calidades Físicas Cualitativas).

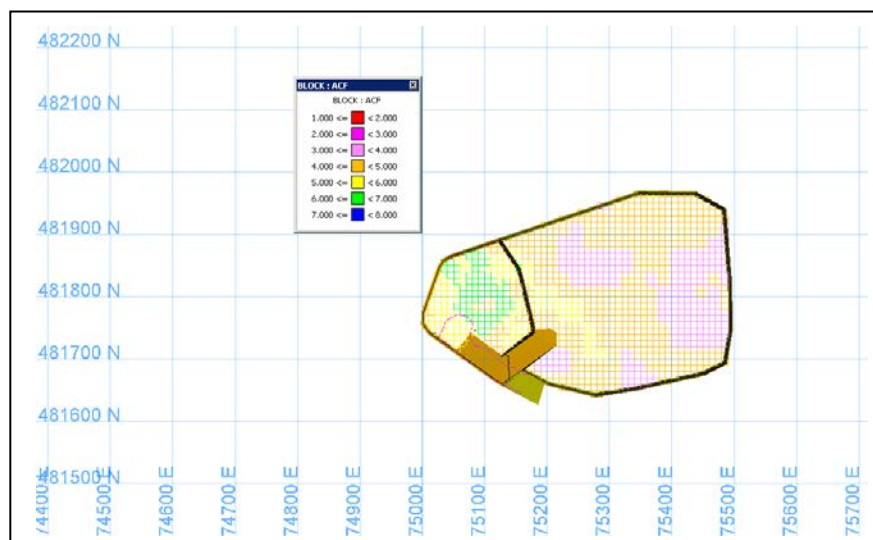


Figura 4.12: Sección planta rajo, banco 1632, fase 12, modelo de bloques con información de CF, en verde CF 6 (Calidad Buena), en amarillo CF 5 (Calidad Regular), en naranja y en rosado CF 4 y 3 (calidad Mala)

d) Metalurgia:

Se utilizarán los datos de conciliación en los módulos (basados en el control del mineral extraído hasta el alimentado a planta), los cuales están caracterizados por calidades y proporciones de alimentación permitidas de calidad mala, con el objetivo de encontrar la respuesta de la extracción de cobre, y la recuperación a partir de las mezclas de los materiales previamente caracterizados en las pilas.

Las pilas de lixiviación están constituidas por Parcelas las cuales constan en el caso de Óxidos de 2 módulos, como podemos observar en la Figura 4.10, además de contar con Información adicional suministrada para cada uno de los Módulos.

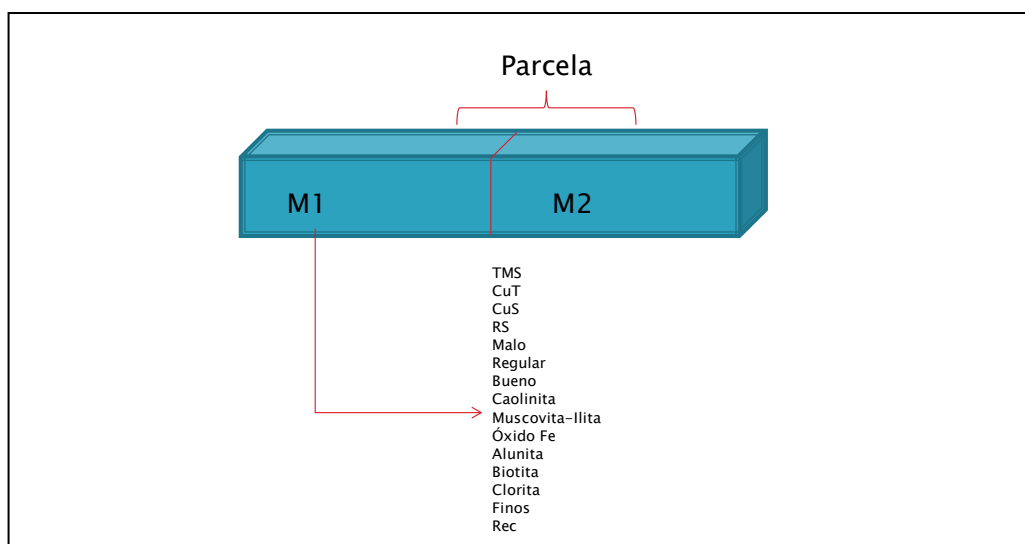


Figura 4.13: Unidades de Control de Proceso.

Geometalúrgia de Corto Plazo tiene como una de sus actividades realizar la conciliación de los input entregados por Control de Procesos (Tonelaje, Cobre Total, Cobre Soluble, Calidades, etc.), y los tomados durante la construcción de las Pilas (Avance Diarios) para de esta manera generar el Modelo de Bloques, donde la unidad mínima de medición de Recuperación es una Parcela (Figura 4.14)

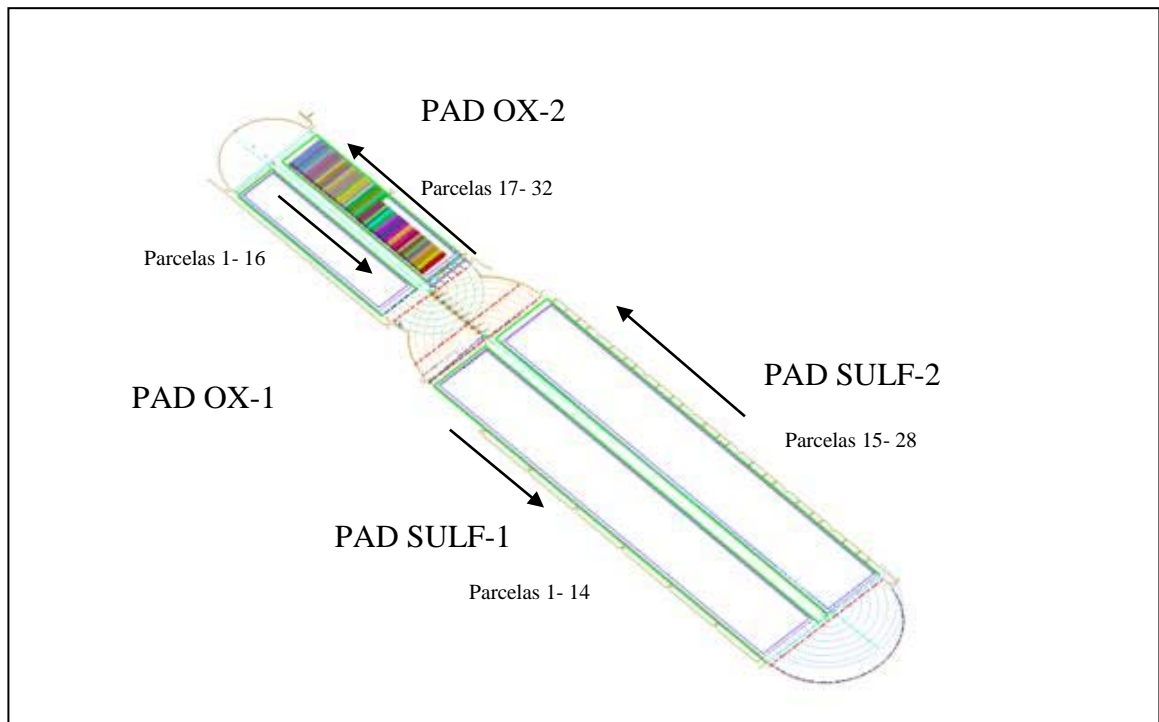


Figura 4.14: Diseño de pila, dos pad de óxidos (Norte) y dos pad de sulfuros (Sur), en colores las parcelas, que están constituidas de dos modulo en el caso de óxidos y sulfuros.

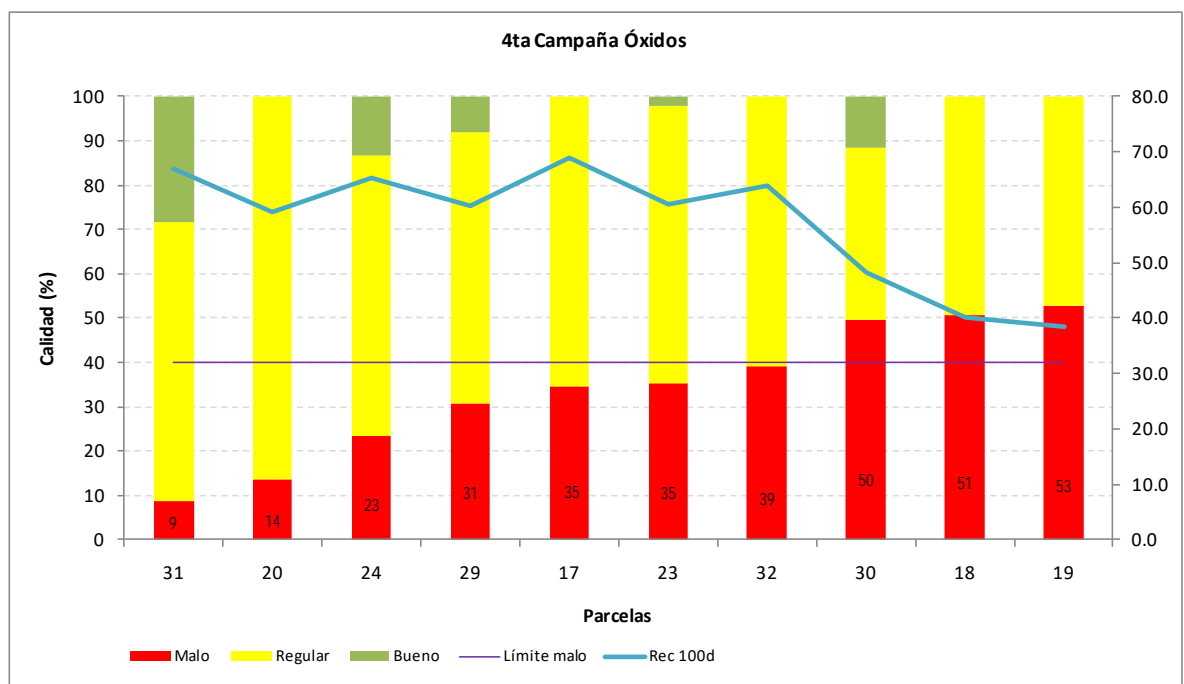


Figura 4.15: Parcelas correspondientes a 4^o campaña de óxidos, graficadas por calidad y recuperación al día 100.

Como podemos observar en la Figura 4.15, existe correlación directa con las calidades Físicas y la recuperación es de ahí de suma importancia una adecuada clasificación.

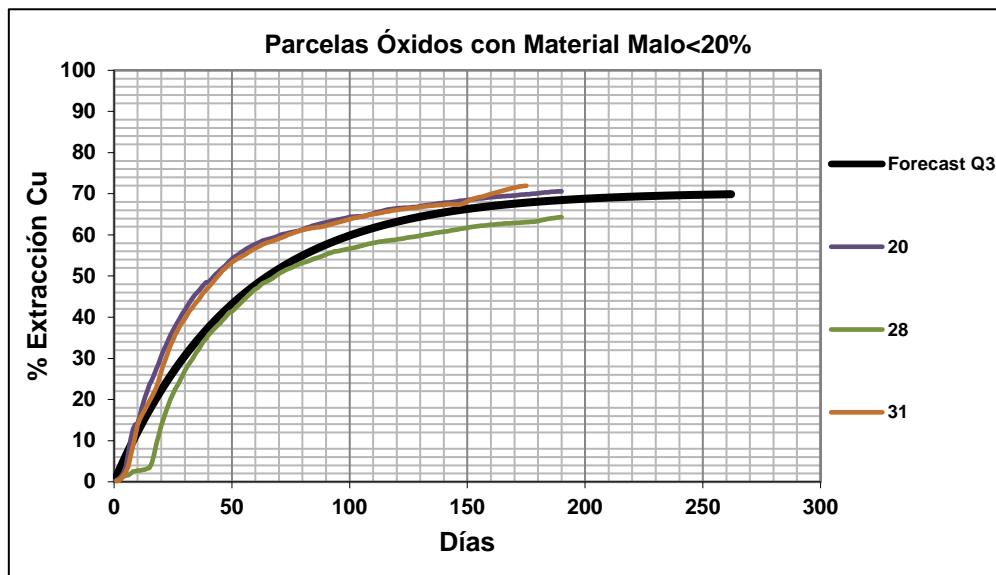


Figura 4.16: Cinética de parcelas con valores menor al 20 % de calidad mala alimentada.

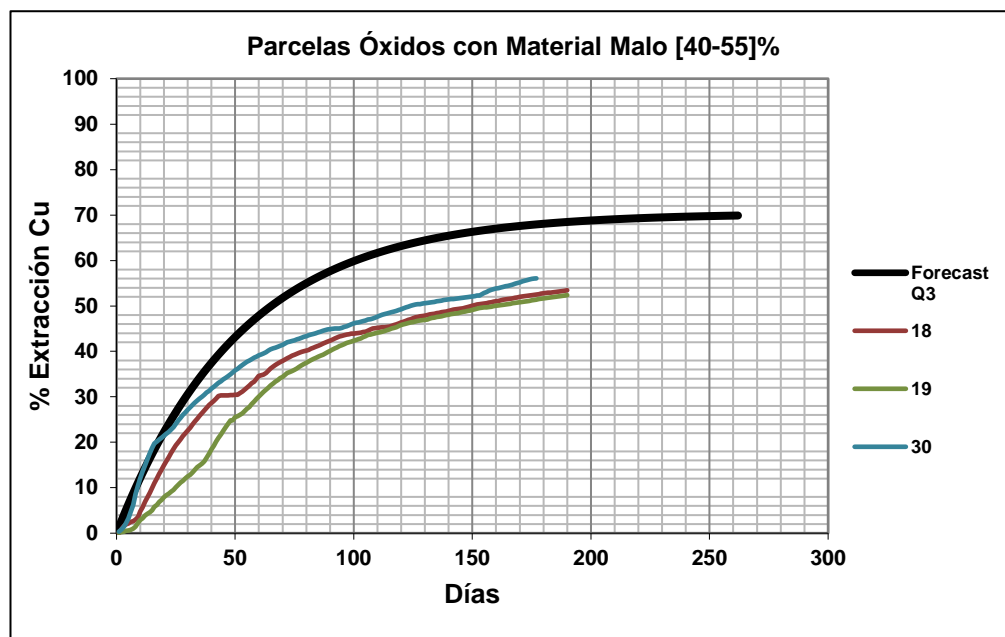


Figura 4.17: Cinética de parcelas con valores entre 40-55% de calidad mala alimentada.

CONCLUSIONES

1. Se ha consolidado las Calidades Físicas a través del estudio de la correlación entre PLT a medio testigo, la mineralogía de ganga (Caolinita) determinada y las calidades CF. Los coeficientes de correlación (R^2) son 0.74 y -0.52 respectivamente (Tabla 4.1). Los valores de PLT a medio testigo indican una diferenciación para cada una de calidades CF, mientras que con el porcentaje de caolinita la diferenciación no es tan clara. (Figuras. 4.1 y 4.2) . A través de los análisis multivariados realizados, se han encontrado rangos para los valores de PLT (Point Load Test) de 0.7 y 1.4 , mientras que el caso de la Caolinita un valor limitante de 16%.

CF	PLT	%	
		Caolinita	Calidades
3	(0; 0.7)	(16; 35)	Malo
4	(0; 0.7)	(4;16)	
5	(0.7; 1.4)	(9,35)	Regular
6	(1.4 ; 2.5)	(0;16)	Bueno

Por lo anterior hubo una reasignación de Calidades en los sondajes con determinación cualitativa, con ello se clasificó calidades regulares que Cuantitativamente serian Malas.

	CF Cuantitativo	CF Cualitativo
3	17	17
4	16	9
5	23	26
6	20	24

2. Al analizar el comportamiento de las Calidades y su respuesta en pila, se determino que en la mayoría de los casos las recuperaciones obtenidas son influidas por las calidades alimentadas. Y que es necesario aplicar límites de alimentación de calidades malas. Sin embargo existen casos en donde el comportamiento no guarda relación con la calidad y son donde hay que poner énfasis en control de parámetros y detectar desviaciones en los modelos.
3. Es importante señalar que la caracterización de los materiales está basada en el modelo de Calidades Físicas Cuantitativas (NIR y PLT).

Este modelo se soporta sobre la cantidad de sondajes caracterizados, por ello la importancia de seguir realizando perforaciones para obtener un modelo que refleje mejor la variabilidad del Yacimiento.

4. El diseño de pruebas a nivel laboratorio debe considerar no solo la mineralogía de la mena si no también la de la ganga.
5. Es de suma importancia que el metalurgista conozca la geología del yacimiento y por ende entender las variables externas que gobiernan el proceso.

BIBLIOGRAFIA

1. LOWELL, GILBERT, El modelo clásico de Lowell y Gilbert, *Economic Geology* Volumen .65, Pag. 373-407, Año: 1975.
2. CASALI, ALDO, Fundamentos de Procesos Metalúrgico, Operaciones de Conminución, Diplomado Geo-Minero. Metalúrgico, Editorial Departamento de Ingeniería de Minas, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas , Universidad de Chile. Pag. 1-44, Año: 2012
3. TOWNLEY, BRIAN, Metalogénesis: Hidrotermalismo Parte 1, Editorial Departamento de Geología, Universidad de Chile, Pag. 2-30, Año: 2006.
4. TOWNLEY, BRIAN, Modelos de Depósitos de Minerales, Editorial Departamento de Geología, Universidad de Chile, Pag. 45-59, Año: 2006.
5. BARTON, P.B. Y SKINNER, B.J. Sulfide Mineral Stabilities. En: *Geochemistry of Hydrothermal Ore Deposits*, Segunda Edición, Hubert L. Barnes (ed.), Wiley Interscience Publication, Pag. 278-403, Año: 1979
6. CAMUS, F., Los yacimientos estratoligados de Cu-Pb-Zn y Ag en Chile. En: J.Frutos, R.Oyarzún y M.Pincheira eds., *Geología y recursos minerales de Chile*, Universidad. de Concepción, V.2, 547-635, Año: 1986.
7. CASAS DE PRADA; JESUS, Aglomeración y Curado de Minerales , Curso Fundamentos de Procesos Metalúrgicos Aplicado a Minerales de Cobre,

Editorial Departamento de Ingeniería de Minas , Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas , Universidad de Chile , Pag-1-55, Año: 2010

8. ASTM INTERNATIONAL, Stándar Standard Test Method for Determination of the Point Load Strength Index of Rock, Designation D 5731 – 02, Edition approved Nov. 10, 2002. Pag. 1-9, Published January Año: 2003
9. SPECTRA INTERNATIONAL Espectrometría de Reflectancia Aplicada, Propiedad Intelectual SPECTRA INTERNATIONAL, Versión 4, Pag. 2-13, Traducido Febrero Año: 2005.
10. BONHAM, H Jr. Models for volcanic hosted precious metal deposits. In: Bulk mineable precious metal deposits of the western United States, R.Schafer, J.Cooper and P.Vikre eds., Geol. Soc. Reno, Pag. 259-271, Año: 1988
11. ESTEBAN M. DOMIC M., Lixiviación de Minerales de Cobre, Curso de Hidrometalurgia de Cobre Antofagasta, Editorial Departamento de Ingeniería de Minas , Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas , Universidad de Chile , Pag. 2-33,Año: 2009
12. BAUM, W & AUSBURN K. HPGR Comminution for optimization of copper leaching, Minerals& Metallurgical Processing, Vol. 28,Nº2 Pag. 77-81, Año : 2011
13. EMERY, XAVIER , Análisis Estadístico de Datos , Diplomado de Geo-Minero Metalúrgico, Editorial Departamento de Ingeniería de Minas , Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas , Universidad de Chile , Pag-1-67 , Año 2012.
14. MAYTA, PERCY, Aglomeración, Practicas Operacionales, Curso de Actualización Escuela de Ingeniería Metalúrgica, Facultad de Ingeniera Geológica Minera y Metalúrgica, Universidad Nacional de Ingeniería, Pag. 1-10, Año: 2012.

15. VARELA, HECTOR, Curso de Aplicaciones MiniTab 15, Editorial Departamento de Matemáticas, Universidad de Antofagasta, Pag. 1-85,Año 2011.
16. VALLEJOS, JAVIER, Diseño Minero , Ensayo de Roca, Diplomado de Geo-Minero Metalúrgico, Editorial Departamento de Ingeniería de Minas , Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas , Universidad de Chile , Pag-1-42 , Año: 2012
17. BROWN, E.T. AND GONANO, LP. Improved Compression Test Technique for soft rock, J Geotech. Engineering Division, Proc.Am. Soc. Civ. Eng. , Pag.100,196-199,Año : 1974.
18. HOBBS, D.W. Rock compressive strength. Colliery Eng., 41, 287-292, Año: 1964.
19. BIENIASWKI, Z.T. The point-load test in geotechnical practice. Eng. Geol., Pag. 9, 1-11, Año : 1975
20. OLIVERIA, JOSIAS, Curso: Aplicaciones Software Estadística, Análisis Clúster, Componentes Principales, Editorial Data Miner Consultant. Pag.34-75 Año: 2012.

ANEXOS

Anexo N°1: Software Utilizados

Anexo N° 2: Data Utilizada

Anexo N° 3: Norma ASTM – “ Standard Test Method for determination of the Point Load Strength Index of Rock”

Anexo N°1:

1. Minitab 16

Software Estadístico

Minitab Inc.

2. Vulcan 8.2

Software de minería de 3D, validar y transformar la minería de datos en bruto en modelos 3D dinámicos.

Maptek Pty Ltd

Tabla N° 1 : Datos Iniciales , Analisis Estadísticos.

Origen			Calidad Fisica Inicial	Mineralogía de Ganga											PLT (Mpa)	Geología			Análisis Estadístico	
Sondaje	Desde	Hasta		Caolinita (%)	Albita (%)	Alunita (%)	Biotita (%)	Clorita (%)	Cuarzo (%)	Muscovita-Ilita (%)	Ortoclona (%)	Ox_Fe(%)	Pirita (%)	Plagioclasa (%)		LITO	MINTY	ALT	Cluster	Cuantitativa
N0080	96	100	3	18.1	0.0	5.7	3.4	0.4	0.4	36.6	8.4	0.0	0.0	0.0	0.97	IND	OXV	A	2	5
N0080	100	105	3	10.5	0.0	3.5	3.2	0.6	0.6	45.7	5.7	3.2	0.0	0.0	1.62	IND	OXV	CL	2	6
N0080	105	108	3	5.5	0.0	1.9	3.0	0.8	0.8	51.8	3.9	5.3	0.0	0.0	0.74	IND	LIX	CL	3	4
N0080	114	115	3	14.6	0.0	0.0	12.5	3.5	3.5	32.1	15.2	0.3	0.2	1.0	0.74	IND	SUCC	CL	2	4
N0080	115	120	3	14.6	0.0	0.0	12.5	3.5	3.5	32.1	15.2	0.3	0.2	1.0	0.99	IND	HYP2	CL	2	5
N0097	106	110	5	3.4	1.5	4.3	0.5	0.7	0.7	41.4	2.0	5.3	0.0	0.8	1.5	IND	LIX	QS	3	6
N0097	110	112	6	3.4	1.5	4.3	0.5	0.7	0.7	41.4	2.0	5.3	0.0	0.8	1.98	IND	LIX	QS	3	6
N0097	148	150	6	5.3	0.0	9.3	0.7	0.5	0.5	32.5	7.9	0.0	8.2	0.0	2.05	QFP1	SUCV	QS	3	6
N0097	150	154	6	5.3	0.0	9.3	0.7	0.5	0.5	32.5	7.9	0.0	8.2	0.0	1.92	QFP1	SUCV	QS	3	6
N0098	111	115	5	18.5	2.4	12.3	1.0	1.5	1.5	42.6	1.6	0.0	5.8	0.0	0.81	IND	OXV	A	2	5
N0098	115	120	5	9.6	4.5	7.1	1.1	0.6	0.6	42.5	5.8	0.0	4.9	1.5	1.45	IND	OXV	QS	2	6
N0098	120	123	5	3.7	5.9	3.6	1.2	0.0	0.0	42.5	8.7	0.0	4.3	2.5	1.66	IND	OXV	QS	3	6
N0098	135	140	6	9.4	0.0	2.1	0.8	0.4	0.4	41.9	15.0	0.0	7.1	0.0	1.42	IND	SUCC	QS	2	6
N0098	140	145	6	9.9	0.0	2.8	0.6	0.1	0.1	40.9	13.8	0.0	6.7	0.0	1.19	IND	SUCC	QS	2	5
N0098	145	147	6	10.0	0.0	3.0	0.5	0.0	0.0	40.6	13.5	0.0	6.6	0.0	1.3	IND	SUCC	QS	2	5
N0117	126	130	5	29.7	0.0	2.8	0.0	0.4	0.4	28.6	15.9	0.3	4.5	0.0	0.38	IND	SUCC	QS	1	3
N0286	71	75	4	12.2	1.3	20.3	0.0	0.0	0.0	27.6	14.2	0.0	0.0	0.0	1.42	IND	OXV	A	2	6
N0286	75	80	5	9.0	0.5	12.6	0.0	0.5	0.5	31.8	14.5	4.9	1.3	0.0	1.2	IND	OXV	A	2	5
N0286	80	85	5	11.7	0.0	8.5	0.1	0.8	0.8	27.6	17.5	5.8	1.7	0.0	1.2	IND	LIX	A	2	5
N0286	85	89	5	19.1	0.0	10.3	0.2	0.8	0.8	17.2	21.7	2.1	1.1	0.0	0.71	IND	OXV	A	1	5
N0286	95	100	6	27.9	0.2	7.1	0.0	0.3	0.3	12.2	18.8	0.0	2.1	0.0	0.89	IND	SUCC	A	1	5
N0286	100	105	6	16.1	0.5	7.7	0.1	0.1	0.1	17.1	19.0	0.0	6.7	0.0	0.89	IND	SUCC	A	2	5
N0286	105	107	6	13.2	0.6	7.9	0.2	0.0	0.0	18.3	19.1	0.0	7.9	0.0	1.59	IND	SUCC	A	2	6
N0286	125	130	5	20.1	0.0	1.2	0.5	0.0	0.0	31.9	13.2	5.2	6.7	0.0	0.72	IND	SUCC	A	1	5
N0302	115	120	6	21.8	0.0	5.2	0.0	0.0	0.0	25.5	7.9	4.8	3.9	0.0	0.38	IND	OXV	A	1	3
N0302	120	125	6	20.6	0.0	3.1	2.0	0.0	0.0	33.4	8.8	1.0	4.1	0.0	0.38	IND	OXV	A	1	3
N0302	125	130	6	20.1	3.5	1.5	2.5	0.0	0.0	33.5	12.3	0.0	1.7	0.9	0.51	IND	OXV	A	1	3
N0302	130	133	6	19.9	5.9	0.8	2.5	0.0	0.0	32.2	14.5	0.0	0.0	1.4	0.9	IND	SUCC	A	1	5
N0306	129	130	5	15.4	0.0	8.4	0.0	0.1	0.1	27.0	10.1	1.1	7.0	0.0	1.23	IND	SUCC	QS	2	5
N0306	130	135	5	15.4	0.0	8.4	0.0	0.1	0.1	27.0	10.1	1.1	7.0	0.0	0.67	IND	SUCC	QS	2	4
N0308	101	106	6	21.3	0.0	3.7	0.0	0.2	0.2	25.6	0.0	14.3	0.1	0.0	1.22	IND	LIX	QS	1	5
N0308	106	110	6	31.2	0.0	4.9	0.8	0.2	0.2	24.1	5.0	7.7	5.6	0.0	1.22	IND	OXV	A	1	5
N0308	110	115	6	32.9	0.1	6.4	1.2	0.3	0.3	24.4	6.6	3.5	7.9	0.0	0.92	IND	OXV	A	1	5
N0308	115	119	6	30.6	0.4	8.0	1.3	0.5	0.5	25.7	6.5	0.3	8.5	0.0	1.07	IND	OXV	A	1	5
N0312	124	129	4	23.1	0.0	1.2	0.3	0.0	0.0	30.2	14.5	1.0	7.1	0.0	0.47	IND	SUCC	QS	1	3
N0312	129	130	4	23.1	0.0	1.2	0.3	0.0	0.0	30.2	14.5	1.0	7.1	0.0	0.47	IND	OXV	QS	1	3
N0319	99	104	6	8.9	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	45.1	1.4	8.9	0.0	0.0	0.75	IND	LIX	A	2	4
N0319	104	105	6	8.9	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	45.1	1.4	8.9	0.0	0.0	0.75	IND	LIX	A	2	4
N0319	135	140	6	13.9	0.0	1.6	0.0	0.0	0.0	39.2	12.8	0.1	6.4	0.0	0.89	IND	SUCC	QS	2	5
N0324	93	98	3	19.3	8.4	0.0	15.6	7.4	7.4	17.4	22.6	1.4	0.0	7.0	0.55	IND	SUCC	CL	1	3
N0324	98	99	3	19.3	8.4	0.0	15.6	7.4	7.4	17.4	22.6	1.4	0.0	7.0	0.55	IND	SUCC	CL	1	3
N0327	129	130	5	10.6	0.0	3.6	0.0	0.0	0.0	32.6	11.6	0.0	12.8	0.0	1.42	IND	SUCC	QS	2	6
N0327	130	135	5	10.6	0.0	3.6	0.0	0.0	0.0	32.6	11.6	0.0	12.8	0.0	1.88	IND	SUCC	QS	2	6
N0327	147	150	5	8.3	0.0	2.5	0.1	0.0	0.0	37.6	9.1	0.0	12.0	0.0	1.47	IND	HYP2	QS	2	6
N0327	150	153	5	8.3	0.0	2.5	0.1	0.0	0.0	37.6	9.1	0.0	12.0	0.0	1.5	IND	HYP2	QS	2	6
N0330	118	120	5	8.5	0.0	1.9	0.3	0.0	0.0	45.5	12.8	0.0	5.5	0.0	1.4	IND	SUCC	QS	2	6
N0330	120	125	5	8.7	0.0	2.0	0.2	0.0	0.0	45.3	13.1	0.0	5.7	0.0	2.34	IND	SUCV	QS	2	6
N0330	125	130	5	9.8	0.0	2.4	0.0	0.0	0.0	44.6	14.3	0.0	6.7	0.0	1.73	IND	HYP2	QS	2	6
N0518	116	120	4	25.3	0.0	1.8	1.2	0.0	0.0	24.4	7.5	3.2	9.4	0.0	0.88	IND	OXV	QS	1	5
N0518	120	125	4	33.8	0.0	4.8	1.9	0.7	0.7	26.3	3.3	2.4	12.5	0.0	0.68	IND	OXV	A	1	3
N0518	125	130	4	29.5	0.0	5.8	3.0	0.7	0.7	30.6	1.9	1.1	12.4	0.7	0.68	IND	OXV	A	1	3
N0518	130	134	4	14.6	0.0	4.4	3.9	0.0	0.0	35.2	4.0	0.0	9.2	1.9	0.68	IND	OXV	A	2	4
N0518	140	145	4	31.9	0.0	1.9	0.0	0.5	0.5	23.0	11.4	1.6	9.0	0.0	0.74	IND	SUCC	A	1	3
N0518	145	150	4	29.9	0.0	2.6	0.0	0.5	0.5	24.2	11.3	1.8	6.1	0.0	0.42	IND	SUCC	A	1	3
SPRD0664	130	132	5	18.9	0.0	0.6	0.1	0.0	0.0	35.9	3.3	8.2	4.5	0.0	0.95	IND	OXV	QS	1	5
SPRD0030	94	99	3	30.8	4.4	0.0	0.0	0.2	0.2	26.0	0.6	7.7	6.0	0.0	0.66	IND	LIX	A	1	3
SPRD0030	99	100	3	30.8	4.4	0.0	0.0	0.2	0.2	26.0	0.6	7.7	6.0	0.0	0.66	IND	OXV	A	1	3
SPRD0030	106	110	3	10.3	0.0	2.4	0.8	0.5	0.5	40.7	10.4	6.0	5.4	1.5	0.66	IND	OXV	QS	2	4
SPRD0030	110	115	3	10.7	0.4	2.7	0.3	0.5	0.5	35.1	12.7	3.3	5.8	0.6	0.37	IND	SUCC	QS	2	4
SPRD0030	115	120	3	10.6	0.4	2.9	0.0	0.4	0.4	29.7	14.4	1.4	7.5	0.0	0.37	IND	SUCC	QS	2	4
SPRD0030	120	124	3	10.0	0.2	2.9	0.0	0.4	0.4	27.2	14.6	1.4	9.6	0.0	1.18	IND	SUCC	QS	2	5
SPRD0092	98	100	5	10.4	1.6	0.5	1.3	0.0	0.0	31.7	3.3	4.8	3.5	0.9	0.54	IND	LIX	QS	2	4
SPRD0092	100	104	5	10.4	1.6	0.5	1.3	0.0	0.0	31.7	3.3	4.8	3.5	0.9	0.45	IND	OXV	QS	2	4
SPRD0092	110	115	5	6.1	1.8	0.0	1.8	0.0	0.0	42.3	0.8	6.4	4.2	2.2	0.72	IND	OXV	QS	3	4
SPRD0092	115	116	6	6.1	1.8	0.0	1.8	0.0	0.0	42.3	0.8	6.4	4.2	2.2	0.54	IND	OXV	QS	3	4
SPRD0152	119	120	6	9.1	0.0	2.2	0.0	0.2	0.2	39.8	11.8	0.0	10.6	0.0	2.05	IND	SUCC	QS	2	6
SPRD0152	120	125	6	9.1	0.0	2.2	0.0	0.2	0.2	39.8	11.8	0.0	10.6	0.0	2.13	IND	SUCC	QS	2	6
SPRD0152	125	130	5	14.0	0.0	3.0	0.0	0.0	0.0	34.7	10.8	0.3	9.8	0.0	1.54	IND	SUCC	QS	2	6
SPRD0155	114	119	5	4.0	0.0	1.5	0.0	0.7	0.7	41.6	4.1	10.1	2.2	0.0	0.53	IND	LIX	QS	3	4
SPRD0155	119	120	5	4.0	0.0	1.5	0.0	0.7	0.7	41.6	4.1	10.1	2.2	0.0	0.53	IND	LIX	QS	3	4
SPRD0155	138	140	6	15.6	0.0	3.7	0.0	0.0	0.0	31.3	11.5	0.1	7.5	0.0	0.63	IND	SUCC	A	2	4
SPRD0155	140	144	5	15.6	0.0	3.7	0.0	0.0	0.0	31.3	11.5	0.1	7.5	0.0	1.19	IND	SUCC	A	2	5
SPRD0157	140	145																		

Tabla N° 2 : Datos de las Parcelas Campaña 4 - PAD de Oxidos

Campaña	Parcela	Modulo	TMS	CuT %	CuS %	Sol. (CuS/CuT)	CO3 %	% 100#	I2''%	calidad 1	calidad 2	calidad 3	Dias Humectación	kg/T Acido	kg/T Refino	m3	RL (m3/T)
4	17	33	63329.839	1.35	0.89	0.66	0.49	18.02	77.16	24.86	75.14	0	20	15.7	25.0	139,028	0.872
4	17	34	96026.255	1.84	1.35	0.73	0.40	12.78	71.81	40.89	59.11	0	29	12.3	25.1		
4	18	35	96810.522	1.11	0.75	0.67	0.46	14.82	72.11	44.26	55.74	0	27	12.5	25.6	140580	0.731
4	18	36	95380.483	1.29	0.72	0.56	0.29	13.85	72.37	57.14	42.86	0	27	27.1	53.2		
4	19	37	95704.407	1.31	0.90	0.69	0.42	17.27	73.80	59.26	40.74	0	28	15.8	39.1	132,396	0.710
4	19	38	90743.635	1.40	0.97	0.69	0.52	19.80	72.57	45.65	54.35	0	115	16.1	39.2		
4	20	39	95394.273	1.82	1.33	0.73	0.38	15.48	71.18	16.22	83.78	0	21	15.6	36.1	133528	0.687
4	20	40	98920.946	1.62	1.01	0.62	0.32	15.25	70.96	11.25	88.75	0	20	16.1	38.7		
4	21	41	103434.42	1.23	0.80	0.66	0.21	13.49	69.34	51.35	45.95	2.70	20	16.7	35.9	105,849	0.543
4	21	42	91609.788	1.48	0.61	0.41	0.27	14.30	69.79	49.23	50.77	0.00	20	17.1	31.4		
4	22	43	93740.409	1.53	0.83	0.54	0.26	17.74	69.26	25.51	55.28	19.21	47	17.5	35.9	94940	0.489
4	22	44	100277.05	1.49	0.67	0.45	0.26	17.58	70.90	15.22	76.85	7.91	47	17.6	38.3		
4	23	45	86260	1.35	0.73	0.54	0.30	14.36	64.60	32.31	66.04	1.67	20	17.8	38.2	74,210	0.427
4	23	46	87424	1.67	0.96	0.58	0.35	16.04	64.90	32.00	9.00	59.00	20	17.6	31.3		
4	24	47	99950	1.74	0.86	0.50	0.26	14.27	62.70	37.00	4.00	59.00	19	17.0	32.6	72116	0.363
4	24	48	98479	1.43	0.90	0.63	0.30	11.39	61.70	17.00	72.00	11.00	18	15.7	32.3		
4	25	49	99597	1.24	0.60	0.48	0.25	14.58	69.10	19.00	80.00	1.00	25	13.9	38.3	40,808	0.204
4	25	50	100657	1.30	0.67	0.52	0.43	14.71	69.10	13.00	81.00	6.00	25	12.1	37.2		
4	26	51	96675	1.42	0.94	0.66	0.49	13.44	67.70	32.94	61.12	5.94	22	18.0	33.8	1,324	0.007
4	26	52	97475	1.35	0.86	0.64	0.63	16.11	60.60	58.65	41.24	0.11	23	17.4	29.1		
4	27	53	95182	1.49	0.85	0.57	0.65	11.67	63.70	53.59	44.74	1.68	21	18.3	25.5	0	0.000
4	27	54	97866	1.32	0.95	0.72	0.62	11.90	63.40	35.04	64.01	0.95	30	18.3	24.9		
4	28	55	91750	1.43	0.86	0.60	0.58	13.30	66.40	9.71	90.29	0.00	30	18.2	25.8	479,201	2.482
4	28	56	101342	1.30	0.79	0.61	0.51	15.96	68.30	24.33	75.67	0.00	28	18.4	34.6		
4	29	57	102017	1.27	0.61	0.48	0.67	14.08	62.50	34.79	53.14	12.07	29	18.1	37.8	645,118	3.324
4	29	58	92043	1.17	0.58	0.50	0.65	14.57	62.60	26.88	68.93	4.19	20	18.4	21.7		
4	30	59	100480	1.30	0.66	0.51	0.62	13.01	62.50	45.87	47.41	6.72	20	18.4	23.3	606,084	2.975
4	30	60	103215	1.39	0.81	0.58	0.76	13.50	63.70	53.45	30.52	16.03	20	18.0	26.5		
4	31	61	106787	1.51	0.69	0.46	0.30	12.70	60.80	4.98	61.41	33.61	20	18.3	24.1	752,376	3.569
4	31	62	104034	1.65	0.73	0.44	0.22	11.53	61.00	12.21	64.70	23.09	20	18.4	20.4		
4	32	63	97167	1.36	0.73	0.54	0.21	15.52	65.20	37.94	62.06	0.00	23	18.3	21.9	502,120	3.052
4	32	64	67353	1.22	0.65	0.53	0.21	14.10	63.60	40.77	59.23	0.00	23	18.1	17.1		

Tabla N° 3 : Cíneticas de Recuperación de Cobre (%)

Tiempo	Parcelas Oxidos / Recuperaciones (%)					
Días	18	19	20	28	30	31
1	0.99	0.11	0.43	0.37	0.14	0.12
2	1.78	0.25	0.87	0.57	0.53	0.32
3	2.19	0.35	1.42	1.01	1.09	0.52
4	2.50	0.54	2.35	1.39	1.70	0.95
5	2.82	0.66	4.02	1.64	2.47	1.71
6	3.05	0.80	7.27	1.68	3.67	2.69
7	3.38	1.08	10.62	2.09	5.10	3.87
8	4.00	1.50	13.42	2.70	6.68	6.27
9	5.33	2.42	14.56	2.78	8.94	8.89
10	6.22	3.05	14.73	2.95	10.88	11.05
11	7.52	3.42	17.02	2.98	12.46	13.76
12	8.48	4.10	19.22	3.22	13.80	15.22
13	9.58	4.46	21.38	3.31	15.16	16.27
14	10.62	4.81	22.93	3.49	16.39	17.34
15	11.74	5.26	24.58	3.69	17.79	18.31
16	12.79	6.02	25.86	5.00	18.88	19.38
17	13.82	6.48	27.20	7.10	19.84	20.41
18	14.81	7.15	28.69	9.67	20.28	21.49
19	15.79	7.68	30.21	11.89	20.68	22.63
20	16.63	8.23	31.76	13.91	21.07	24.46
21	17.55	8.65	33.20	15.53	21.52	26.31
22	18.52	9.04	34.45	17.35	21.90	27.98
23	19.47	9.44	35.79	18.79	22.33	29.61
24	20.23	9.94	37.06	20.26	22.80	31.07
25	20.94	10.50	38.28	21.57	23.35	32.52
26	21.61	11.09	39.33	22.64	24.05	33.82
27	22.33	11.55	40.42	23.69	24.80	35.13
28	22.94	11.93	41.41	24.73	25.40	36.19
29	23.53	12.52	42.41	25.80	26.01	37.27
30	24.19	12.95	43.35	27.01	26.59	38.04
31	24.86	13.34	44.32	27.93	27.14	38.86
32	25.50	13.83	45.22	28.80	27.68	39.72
33	26.14	14.45	46.15	29.61	28.21	40.62
34	26.78	15.04	46.92	30.54	28.69	41.33
35	27.42	15.46	47.60	31.40	29.17	42.13
36	28.02	15.85	48.28	32.26	29.57	42.77
37	28.63	16.38	48.96	33.10	30.03	43.47
38	29.22	17.20	49.62	33.97	30.47	44.30
39	29.67	18.13	50.35	34.67	30.91	45.08
40	30.18	19.08	50.35	35.42	31.31	45.72
41	30.70	19.99	50.98	36.13	31.79	46.35

42	31.24	20.90	51.63	36.73	32.20	46.99
43	31.38	21.72	52.30	37.30	32.62	47.64
44	31.38	22.54	52.83	37.85	32.99	48.32
45	31.39	23.38	53.39	38.38	33.38	49.05
46	31.43	24.21	53.90	39.04	33.76	49.64
47	31.45	24.97	54.46	39.68	34.12	50.30
48	31.48	25.73	55.05	40.35	34.50	50.86
49	31.52	25.73	55.63	40.93	34.90	51.39
50	31.52	26.47	56.19	41.15	35.31	51.86
51	31.89	26.74	56.69	41.65	35.74	52.31
52	32.31	26.99	57.04	42.24	36.13	52.70
53	32.74	27.39	57.46	42.81	36.54	53.10
54	33.19	27.91	57.89	43.37	36.92	53.40
55	33.68	28.37	58.32	43.93	37.28	53.77
56	34.15	28.88	58.71	44.47	37.61	54.03
57	34.56	29.51	59.04	45.03	37.93	54.34
58	35.17	30.09	59.30	45.59	38.22	54.71
59	35.82	30.66	59.58	46.08	38.54	55.10
60	35.96	31.18	59.86	46.56	38.74	55.41
61	36.08	31.74	60.12	46.93	39.04	55.71
62	36.49	32.31	60.37	47.40	39.23	56.03
63	36.96	32.79	60.65	47.88	39.49	56.34
64	37.45	33.27	60.83	48.21	39.78	56.63
65	37.89	33.78	60.97	48.48	40.09	56.94
66	38.29	34.17	61.14	48.75	40.36	57.12
67	38.59	34.54	61.31	49.08	40.56	57.31
68	38.89	34.93	61.45	49.49	40.76	57.46
69	39.17	35.28	61.67	49.90	40.96	57.67
70	39.44	35.62	61.89	50.28	41.16	57.90
71	39.71	35.97	62.13	50.58	41.37	58.12
72	39.95	36.39	62.27	50.91	41.66	58.35
73	40.23	36.58	62.40	51.23	41.93	58.57
74	40.47	36.81	62.53	51.49	42.09	58.81
75	40.68	37.08	62.66	51.73	42.23	59.06
76	40.86	37.41	62.79	51.96	42.40	59.26
77	41.03	37.72	62.91	52.21	42.56	59.46
78	41.17	38.03	63.05	52.47	42.75	59.68
79	41.30	38.33	63.18	52.70	42.93	59.91
80	41.46	38.61	63.39	52.89	43.12	60.14
81	41.72	38.88	63.60	53.07	43.31	60.18
82	41.96	39.14	63.81	53.28	43.48	60.32
83	42.14	39.39	64.01	53.51	43.65	60.47
84	42.35	39.63	64.18	53.75	43.80	60.60
85	42.54	39.86	64.37	53.91	43.94	60.73

86	42.78	40.09	64.53	54.11	44.12	60.77
87	43.00	40.31	64.69	54.29	44.31	60.87
88	43.21	40.56	64.85	54.50	44.50	60.92
89	43.43	40.83	64.94	54.71	44.67	60.96
90	43.65	41.08	65.05	54.92	44.80	61.13
91	43.87	41.34	65.18	55.16	44.86	61.33
92	44.07	41.60	65.34	55.35	44.96	61.50
93	44.26	41.84	65.48	55.59	45.02	61.63
94	44.45	42.07	65.59	55.77	45.01	61.79
95	44.54	42.30	65.73	55.77	45.01	61.94
96	44.67	42.51	65.86	55.91	45.19	62.10
97	44.77	42.75	65.98	56.05	45.41	62.27
98	44.88	42.89	66.07	56.16	45.55	62.41
99	44.92	43.05	66.23	56.25	45.77	62.57
100	44.99	43.24	66.35	56.37	45.95	62.73
101	45.06	43.44	66.41	56.50	46.16	62.90
102	45.13	43.60	66.47	56.63	46.27	63.03
103	45.25	43.74	66.49	56.74	46.40	63.16
104	45.33	44.01	66.50	56.87	46.53	63.29
105	45.56	44.26	66.55	57.03	46.66	63.42
106	45.79	44.49	66.61	57.19	46.82	63.55
107	46.01	44.62	66.69	57.35	46.98	63.67
108	46.09	44.73	66.87	57.54	47.11	63.83
109	46.15	44.87	67.08	57.64	47.23	63.94
110	46.21	45.00	67.25	57.75	47.44	64.03
111	46.28	45.10	67.42	57.87	47.67	64.13
112	46.33	45.21	67.56	57.99	47.88	64.23
113	46.39	45.33	67.70	58.08	48.07	64.33
114	46.45	45.55	67.84	58.17	48.23	64.44
115	46.59	45.73	67.98	58.24	48.38	64.55
116	46.77	45.89	68.11	58.31	48.52	64.66
117	46.95	46.05	68.22	58.39	48.67	64.78
118	47.13	46.23	68.32	58.44	48.81	64.88
119	47.33	46.45	68.42	58.51	48.96	64.98
120	47.51	46.67	68.49	58.61	49.13	65.07
121	47.73	46.82	68.56	58.70	49.31	65.15
122	47.90	46.98	68.58	58.81	49.50	65.24
123	48.07	47.09	68.62	58.91	49.70	65.32
124	48.26	47.23	68.65	58.99	49.87	65.39
125	48.45	47.36	68.69	59.09	50.04	65.47
126	48.57	47.48	68.72	59.18	50.18	65.54
127	48.68	47.58	68.81	59.28	50.32	65.63
128	48.79	47.65	68.88	59.38	50.40	65.70
129	48.87	47.74	68.96	59.46	50.47	65.78

130	48.99	47.83	69.06	59.55	50.55	65.86
131	49.11	47.92	69.17	59.66	50.64	65.95
132	49.17	48.08	69.28	59.78	50.72	66.04
133	49.31	48.24	69.36	59.89	50.82	66.12
134	49.42	48.35	69.43	59.98	50.89	66.19
135	49.52	48.45	69.52	60.07	51.00	66.27
136	49.62	48.55	69.58	60.17	51.10	66.32
137	49.73	48.66	69.67	60.27	51.21	66.38
138	49.82	48.77	69.76	60.36	51.32	66.44
139	49.93	48.89	69.83	60.44	51.42	66.50
140	50.07	49.01	69.92	60.52	51.52	66.55
141	50.22	49.10	69.95	60.62	51.61	66.61
142	50.29	49.19	70.01	60.71	51.67	66.67
143	50.37	49.28	70.07	60.80	51.74	66.73
144	50.47	49.37	70.14	60.90	51.81	66.79
145	50.55	49.47	70.24	61.00	51.88	66.69
146	50.65	49.62	70.34	61.09	51.95	66.67
147	50.81	49.73	70.44	61.19	52.04	66.66
148	50.98	49.82	70.51	61.30	52.12	66.74
149	51.12	49.95	70.59	61.40	52.18	66.81
150	51.24	50.09	70.67	61.49	52.26	66.88
151	51.35	50.21	70.75	61.59	52.39	67.04
152	51.45	50.33	70.83	61.69	52.48	67.30
153	51.50	50.46	70.91	61.77	52.59	67.59
154	51.58	50.55	70.99	61.86	52.65	67.68
155	51.69	50.61	71.06	61.92	52.72	67.75
156	51.79	50.67	71.09	61.99	52.78	67.80
157	51.91	50.75	71.16	62.05	52.95	67.83
158	52.01	50.83	71.23	62.12	53.15	67.92
159	52.11	50.92	71.32	62.17	53.39	68.00
160	52.21	51.01	71.38	62.23	53.54	68.06
161	52.32	51.09	71.44	62.30	53.69	68.13
162	52.45	51.17	71.49	62.37	53.81	68.19
163	52.56	51.23	71.54	62.44	53.93	68.24
164	52.66	51.30	71.59	62.49	54.06	68.29
165	52.74	51.39	71.65	62.53	54.19	68.35
166	52.81	51.49	71.71	62.58	54.30	68.41
167	52.90	51.59	71.76	62.61	54.43	68.46
168	53.01	51.68	71.81	62.64	54.62	68.51
169	53.13	51.76	71.85	62.69	54.65	68.56
170	53.21	51.85	71.90	62.73	54.66	68.61
171	53.29	51.92	71.96	62.77	54.83	68.77
172	53.37	52.00	72.01	62.82	54.99	68.89
173	53.44	52.07	72.08	62.88	55.15	69.02

174	53.50	52.15	72.13	62.93	55.27	69.09
175	53.57	52.24	72.17	62.96	55.38	69.15
176	53.67	52.33	72.21	63.02	55.46	69.22
177	53.76	52.43	72.25	63.04	55.54	69.22
178	53.85	52.52	72.31	63.08	55.55	69.22
179	53.93	52.60	72.38	63.14	55.55	69.22
180	54.01	52.68	72.44	63.20	55.55	69.22
181	54.09	52.75	72.50	63.26	55.55	69.22
182	54.14	52.83	72.56	63.32	55.55	69.22
183	54.20	52.91	72.63	63.39	55.55	69.22
184	54.27	52.99	72.69	63.51	55.55	69.22
185	54.34	53.07	72.75	63.61	55.55	69.22
186	54.41	53.13	72.81	63.71	55.55	69.22
187	54.49	53.20	72.85	63.77	55.55	69.22

Anexo N ° 3:

Norma ASTM – “ Standard Test Method for determination of the Point Load Strength Index of Rock”



Standard Test Method for Determination of the Point Load Strength Index of Rock¹

This standard is issued under the fixed designation D 5731; the number immediately following the designation indicates the year of original adoption or, in the case of revision, the year of last revision. A number in parentheses indicates the year of last reapproval. A superscript epsilon (ϵ) indicates an editorial change since the last revision or reapproval.

1. Scope *

1.1 This test method covers the guidelines, requirements, and procedures for determining the point load strength index of rock. Specimens in the form of rock cores, blocks, or irregular lumps can be tested by this test method. This test method can be performed in the field or laboratory because the testing machine is portable. This is an index test and is intended to be used to classify and characterize rock.

1.2 This test method applies to hard rock (compressive strength over 15 MPa (2200 psi)).

1.3 All observed and calculated values shall conform to the guidelines for significant digits and rounding established in Practice D 6026.

1.3.1 The method used to specify how data are collected, calculated, or recorded in this standard is not directly related to the accuracy to which the data can be applied in design or other uses, or both. How one applies the results obtained using this standard is beyond its scope.

1.4 The values stated in the SI units are to be regarded as standard.

1.5 *This standard does not purport to address all of the safety concerns, if any, associated with its use. It is the responsibility of the user of this standard to establish appropriate safety and health practices and determine the applicability of regulatory limitations prior to use.*

2. Referenced Documents

2.1 ASTM Standards:

D 653 Terminology Relating to Soil, Rock, and Contained Fluids²

D 2216 Test Method for Laboratory Determination of Water (Moisture) Content of Soil and Rock²

D 2938 Test Method for Unconfined Compressive Strength of Intact Rock Core Specimens²

D 3740 Practice for Minimum Requirements for Agencies Engaged in the Testing and/or Inspection of Soil and Rock

as Used in Engineering Design and Construction²
D 5079 Practices for Preserving and Transporting Rock Core Samples²

D 6026 Practice for Using Significant Digits in Geotechnical Data³

E 18 Test Methods for Rockwell Hardness and Rockwell Superficial Hardness of Metallic Materials⁴

2.2 ISRM Standard:

Suggested Methods for Determining Point Load Strength⁵

3. Terminology

3.1 For definitions of terms used in this test method refer to Terminology D 653.

3.2 Definitions of Terms Specific to This Standard:

3.2.1 *point load strength index*—an indicator of strength (see 9.1) obtained by subjecting a rock specimen to an increasingly concentrated point load, applied through a pair of truncated, conical platens, until failure occurs.⁵

4. Summary of Test Method

4.1 This index test is performed by subjecting a rock specimen to an increasingly concentrated load until failure occurs by splitting the specimen. The concentrated load is applied through coaxial, truncated conical platens. The failure load is used to calculate the point load strength index and to estimate the uniaxial compressive strength.

5. Significance and Use

5.1 The uniaxial compression test (see Test Method D 2938) is used to determine compressive strength of rock specimens, but it is a time-consuming and expensive test that requires specimen preparation. When extensive testing is required for preliminary and reconnaissance information, alternative tests such as the point load test can be used in the field to reduce the time and cost of compressive strength tests.

¹ This test method is under the jurisdiction of ASTM Committee D18 on Soil and Rock and is the direct responsibility of Subcommittee D18.12 on Rock Mechanics.

Current edition approved Nov. 10, 2002. Published January 2003. Originally approved in 1995. Last previous edition approved in 1995 as D 5731-95.

² *Annual Book of ASTM Standards*, Vol 04.08.

³ *Annual Book of ASTM Standards*, Vol 04.09.

⁴ *Annual Book of ASTM Standards*, Vol 03.01.

⁵ "Suggested Methods for Determining Point Load Strength", International Society for Rock Mechanics Commission on Testing Methods, *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. and Geomechanical Abstr.*, Vol 22, No. 2, 1985, pp. 51-60.

*A Summary of Changes section appears at the end of this standard.

5.2 The point load strength test is used as an index test for strength classification of rock materials. The test results should not be used for design or analytical purposes.

5.3 This test method is performed to determine the point load strength index ($I_s(50)$) of rock specimens, and the point load strength anisotropy index ($I_a(50)$) that is the ratio of point load strengths on different axes that result in the greatest and least values.

5.4 Rock specimens in the form of either core (the diametral and axial tests), cut blocks (the block test), or irregular lumps (the irregular lump test) are tested by application of concentrated load through a pair of truncated, conical platens. Little or no specimen preparation is required. However, the results can be highly influenced by how the specimen is treated from the time it is obtained until the time it is tested. Therefore, it may be necessary to handle specimens in accordance with Practice D 5079.

NOTE 1—The quality of the result produced by this standard is dependent upon the competence of the personnel performing it, and the suitability of the equipment and facilities used. Agencies that meet the criteria of Practice D 3740 are generally considered capable of competent and objective testing and sampling. Users of this standard are cautioned that compliance with Practice D 3740 does not in itself assure reliable results. Reliable results depend on many factors; Practice D 3740 provides a means of evaluating some of those factors.

6. Apparatus

6.1 *General*—A point load tester (see Fig. 1) consists of a loading system typically comprised of a loading frame, platens, a measuring system for indicating load, P , (required to break the specimen), and a means for measuring the distance, D , between the two platen contact points. The equipment shall be resistant to shock and vibration so that the accuracy of readings is not adversely affected by repeated testing.

6.2 *Loading System:*

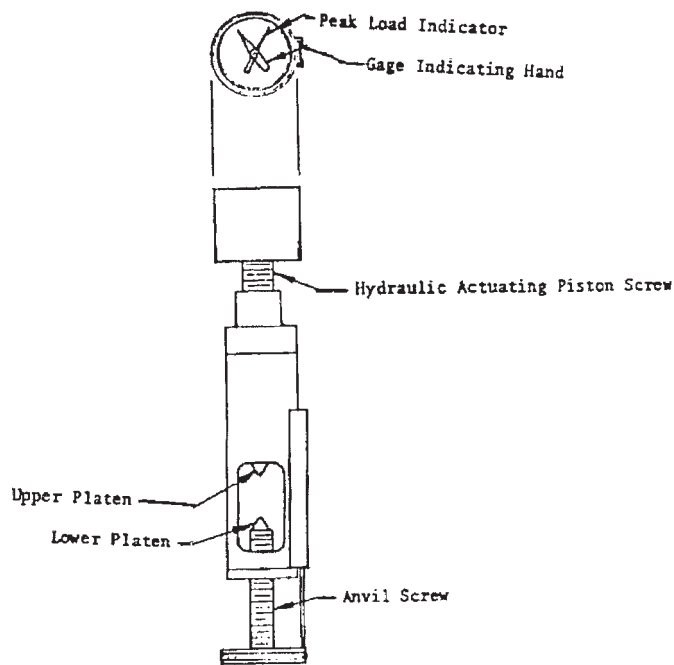


FIG. 1 An Example of a Loading System

6.2.1 The loading system shall have a loading frame with a platen-to-platen clearance that allows testing of rock specimens in the required size range. Typically, this range is within 30 to 85 mm so that an adjustable distance is available to accommodate both small and large specimens.

6.2.2 The loading capacity shall be sufficient to break the largest and strongest specimens to be tested.

6.2.3 The test machine shall be designed and constructed so that it does not permanently distort during repeated applications of the maximum test load, and so that the platens remain coaxial within ± 0.2 mm throughout testing. No spherical seat or other nonrigid component is permitted in the loading system. Loading system rigidity is essential to avoid slippage when specimens of irregular geometry are tested.

6.2.4 Truncated, conical platens, as shown on Fig. 2, are to be used. The 60° cone and 5-mm radius spherical platen tip shall meet tangentially. The platens shall be of hard material (Rockwell 58 HRC, as explained in Test Method E 18) such as tungsten carbide or hardened steel so they remain undamaged during testing.

6.3 *Load Measuring System:*

6.3.1 A load measuring system, for example a load cell or a hydraulic pressure gage, that will indicate failure load, P , required to break specimen. The system should conform to the requirements of 6.3.2-6.3.4.

6.3.2 Measurements of failure load, P , shall be to a precision of $\pm 5\%$ or better of full-scale load-measuring system, irrespective of the size and strength of specimen that is tested.

6.3.3 Failure is often sudden and a peak load indicator is required so the failure load can be recorded after each test.

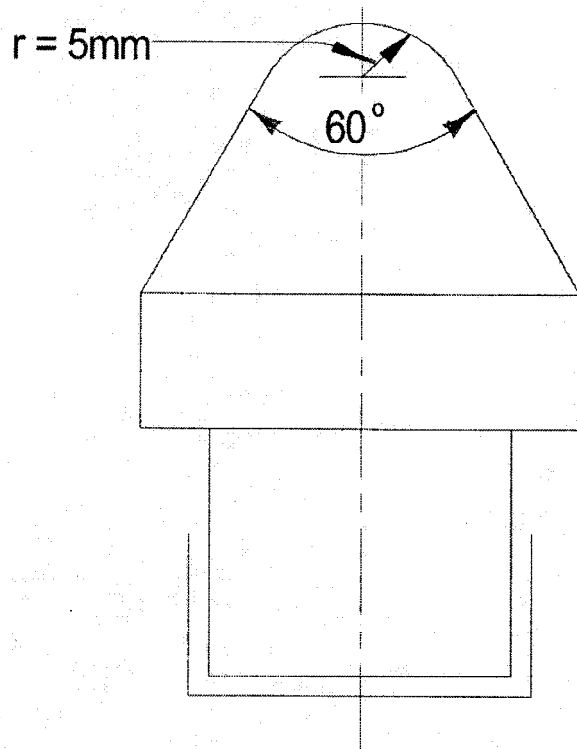


FIG. 2 Platen Dimensions

6.3.4 The system should be capable of using interchangeable measuring devices in order to be consistent with the estimated strength of rock (point load strength of rock is usually an order of magnitude lower than the compressive strength of rock).

6.4 Distance Measuring System:

6.4.1 The distance measuring system, a vernier direct reading scale, should connect to the loading frame for measuring the distance, D , between specimen-platen contact points and conform to requirements 6.4.2 and 6.4.3.

6.4.2 Measurements of D shall be to an accuracy of $\pm 2\%$ or better of distance between contact points, irrespective of the size and strength of specimen that is tested.

6.4.3 The measuring system shall allow a check of the “zero displacement” value when the two platens are in contact and should include a zero adjustment.

6.4.4 An instrument such as a caliper or a steel rule is required to measure the width, W , (with an accuracy of $\pm 5\%$) of specimens for all but the diametral test.

6.5 Miscellaneous Items—Diamond saw, chisels, towels, marking pens, and plotting paper.

7. Test Specimens

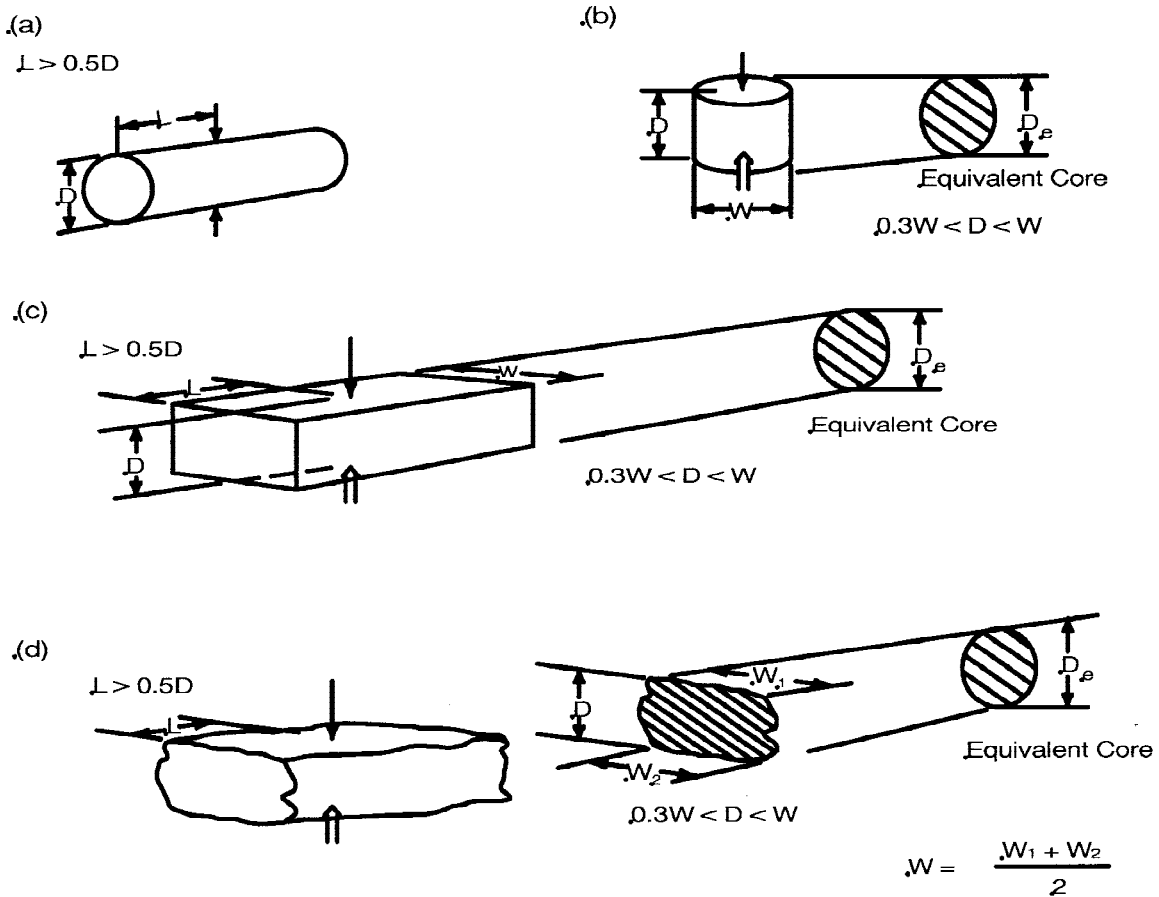
7.1 Sampling—Rock samples are grouped on the basis of both rock type and estimated strength. When testing core or block specimens at least ten specimens are selected. When testing irregular-shaped specimens obtained by other means at least 20 specimens are selected. Specimens in the form of core are preferred for a more precise classification.

7.2 Dimensions—The specimen’s external dimensions shall not be less than 30 mm and not more than 85 mm with the preferred dimension about 50 mm.

7.3 Size and Shape—The size and shape requirements for diametral, axial, block, or irregular lump testing shall conform with the recommendations shown on Fig. 3. The sides of the specimens shall be free from abrupt irregularities that can generate stress concentrations. No specimen preparation is required.

7.4 Water Content—Using Test Method D 2216, determine the water content of each specimen after testing since it can affect the value of the point load strength.

7.5 Marking and Measuring Specimens—The specimens shall be properly marked and measured.



NOTE 1—Legend: L = length, W = width, D = depth or diameter, and D_e = equivalent core diameter (see 9.1).

FIG. 3 Load Configurations and Specimen Shape Requirement for (a) the Diametral Test, (b) the Axial Test, (c) the Block Test, and (d) the Irregular Lump Test⁵

7.5.1 *Marking*—The desired test orientation of the specimen shall be indicated by marking lines on the specimen. These lines are used for centering the specimen in the testing machine, and to ensure proper orientation during testing. These lines may also be used as reference lines for measuring thickness and diameter.

7.5.2 *Measuring*—Measure each dimension of a specimen at three different places, and calculate the averages.

8. Procedure

8.1 *Diametral Test:*

8.1.1 Core specimens with length/diameter ratio greater than one are suitable for diametral testing.

8.1.2 Insert a specimen in the test device and close the platens to make contact along a core diameter. Ensure that the distance, *L*, between the contact points and the nearest free end is at least 0.5 times the core diameter (see Fig. 3(a)).

8.1.3 Determine and record the distances *D* and *L* (see Fig. 3).

8.1.4 Steadily increase the load such that failure occurs within 10 to 60 s, and record failure load, *P*. The test should be rejected if the fracture surface passes through only one platen loading point (see Fig. 4(d)).

8.1.5 The procedures in 8.1.2-8.1.4 are repeated for each specimen of the rock type.

8.2 *Axial Test:*

8.2.1 Core specimens with length/diameter ratio of 1/3 to 1 are suitable for axial testing (see Fig. 3(b)). Suitable specimens can be obtained by saw-cutting or chisel-splitting.

8.2.2 Insert a specimen in the test machine and close the platens to make contact along a line perpendicular to the core end faces (in the case of isotropic rock, the core axis, but see 8.4 for anisotropic rock).

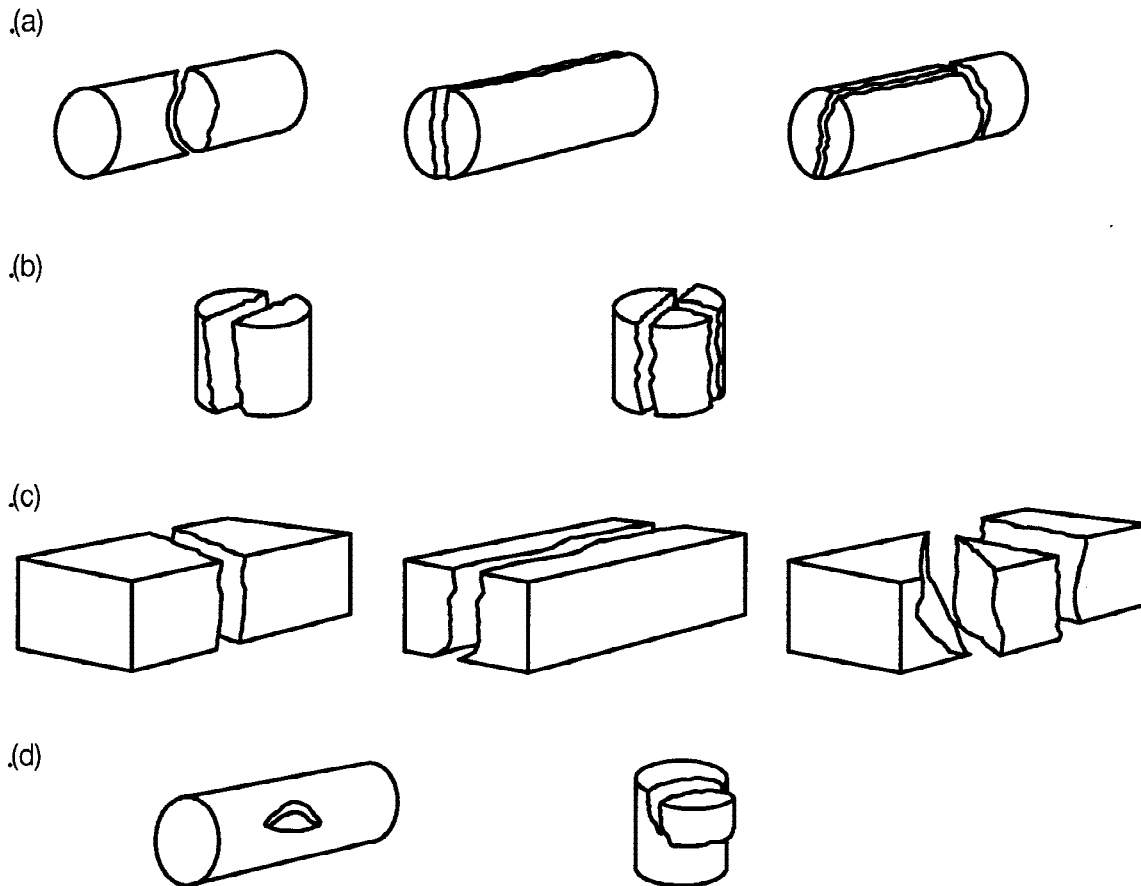
8.2.3 Record the distance, *D*, between platen contact points (see Fig. 3). Record the specimen width, *W*, perpendicular to the loading direction, with an accuracy of ±5 %.

8.2.4 Steadily increase the load such that failure occurs within 10 to 60 s, and record the failure load, *P*. The test should be rejected if the fracture surface passes through only one loading point (see Fig. 4(e)).

8.2.5 Procedures 8.2.2-8.2.4 are repeated for each test specimen of the rock type.

8.3 *Block and Irregular Lump Tests:*

8.3.1 Rock blocks or lumps, 30 to 85 mm, and of the shape shown in Fig. 3(c) and (d) are suitable for the block and the



NOTE 1—(a) Valid diametral tests; (b) valid axial tests; (c) valid block tests; (d) invalid core test; and (e) invalid axial test (point load strength index test).

FIG. 4 Typical Modes of Failure for Valid and Invalid Tests⁵

irregular lump tests. The ratio, D/W , should be between $1/3$ and 1, preferably close to 1. The distance L should be at least $0.5W$.

8.3.2 Insert a specimen in the testing machine and close the platens to make contact with the smallest dimension of the lump or block, away from edges and corners (see Fig. 3(c) and (d)).

8.3.3 Record the distance D between platen contact points. Record the smallest specimen width, W , perpendicular to the loading direction. If the sides are not parallel, then calculate W as $(W_1 + W_2)/2$ as shown on Fig. 3. This width, W , is used in calculating point load strength index irrespective of the actual mode of failure (see Fig. 3 and Fig. 4).

8.3.4 Steadily increase the load such that failure occurs within 10 to 60 s, and record the failure load, P . The test should be rejected if the fracture surface passes through only one loading point (see examples for other shapes in Fig. 4(d) or (e)).

8.3.5 Procedures 8.3.2-8.3.4 are repeated for each test specimen in the sample.

8.4 Anisotropic Rock:

8.4.1 When a rock sample is shaly, bedded, schistose, or otherwise observably anisotropic, it should be tested in directions that will give the greatest and least strength values, in general, parallel and normal to the planes of anisotropy.

8.4.2 If the sample consists of core drilled through weakness planes, a set of diametral tests may be completed first, spaced at intervals that will yield pieces that can then be tested axially.

8.4.3 Strongest test results are obtained when the core axis is perpendicular to the planes of weakness; therefore, when possible, the core should be drilled in this direction. The angle between the core axis and the normal to the direction of least strength should preferably not exceed 30° .

8.4.4 For measurement of the point load strength index (I_s) value in the direction of least strength, ensure that load is applied along a single weakness plane. Similarly, when testing for the I_s value in the direction of greatest strength, ensure that the load is applied perpendicular to the direction of least strength.

8.4.5 If the sample consists of blocks or irregular lumps, it should be tested as two subsamples, with load first applied perpendicular to, then along the observable planes of weakness. Again, the required minimum strength value is obtained when the platens make contact and are loaded to failure along a single plane of weakness.

8.5 If significant platen penetration occurs, the dimension D to be used in calculating point load strength should be the value D' measured at the instant of failure, that will be smaller than the initial value suggested in 8.1.3, 8.2.3, and 8.3.3. The error in assuming D to be its initial value is negligible when the specimen is large or strong. The dimension at failure may always be used as an alternative to the initial value and is preferred.

8.6 *Water Content*—Follow Test Method D 2216 to determine the water content of each rock specimen and report the moisture condition (see Section 10).

9. Calculation

9.1 *Uncorrected Point Load Strength Index*—The uncorrected point load strength I_s is calculated as:

$$I_s = P/D_e^2, \text{ MPa} \quad (1)$$

where:

P = failure load, N,

D_e = equivalent core diameter = D for diametral tests (see Fig. 3), m, and is given by:

$D_e^2 = D^2$ for cores, mm^2 , or

$D_e^2 = 4A/\pi$ for axial, block, and lump tests, mm^2 ;

where:

$A = WD$ = minimum cross-sectional area of a plane through the platen contact points (see Fig. 3).

NOTE 2—If significant platen penetration occurs in the test, such as when testing weak sandstones, the value of D should be the final value of the separation of the loading points, D' . Measurements of core diameter, D , or specimen width, W , made perpendicular to the line joining the loading points are not affected by this platen penetration and should be retained at the original values. The modified values of D_e can be calculated from:

$$D_e^2 = D \times D' \text{ for cores} = 4/\pi W \times D' \text{ for other shapes} \quad (2)$$

9.2 Size Correction Factor:

9.2.1 I_s varies as a function of D in the diametral test, and as a function of D_e in axial, block, and irregular lump tests, so that a size correction must be applied to obtain a unique point load strength value for the rock sample and one that can be used for purposes of rock strength classification.

9.2.2 The size-corrected point load strength index, $I_{s(50)}$, of a rock specimen is defined as the value of I_s that would have been measured by a diametral test with $D = 50$ mm.

9.2.3 When a precise rock classification is essential, the most reliable method of obtaining $I_{s(50)}$ is to conduct diametral tests at or close to $D = 50$ mm. Size correction is then unnecessary. For example, in case of diametral tests on NX, core diameter = 54 mm and size correction to $D = 50$ mm is not necessary. Most point load strength tests are in fact performed using other specimen sizes or shapes. In such cases, the size correction described in 9.2.4 or 9.2.5 must be applied.

9.2.4 The most reliable method of size correction is to test the specimen over a range of D or D_e values and to plot graphically the relation between P and D_e . If a log-log plot is used, the relation is a straight line (see Fig. 5). Points that deviate substantially from the straight line may be disregarded (although they should not be deleted). The value of $I_{s(50)}$ corresponding to $D_e^2 = 2500 \text{ mm}^2$ ($D_e = 50$ mm) can be obtained by interpolation and use of the size-corrected point load strength index calculated as shown in 9.2.5.

9.2.5 When neither 9.2.3 nor 9.2.4 is practical (for example when testing single-sized core at a diameter other than 50 mm or if only a few small pieces are available), size correction may be accomplished using the formula:

$$I_{s(50)} = F \times I_s \quad (3)$$

The “Size Correction Factor F ” can be obtained from the chart in Fig. 6, or from the expression:

$$F = (D_e/50)^{0.45} \quad (4)$$

For tests near the standard 50-mm size, only slight error is introduced by using the approximate expression:

$$F = \sqrt{(D_e/50)} \quad (5)$$

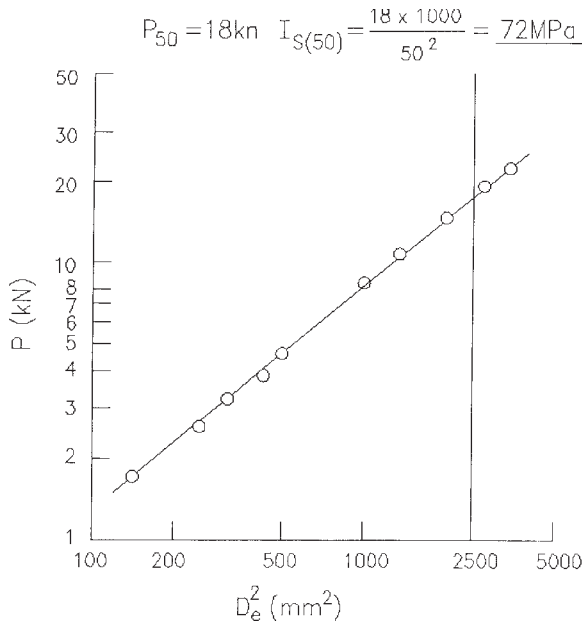


FIG. 5 Procedure for Graphical Determination of $I_{s(50)}$ from a Set of Results at D_e Values Other Than 50 mm⁵

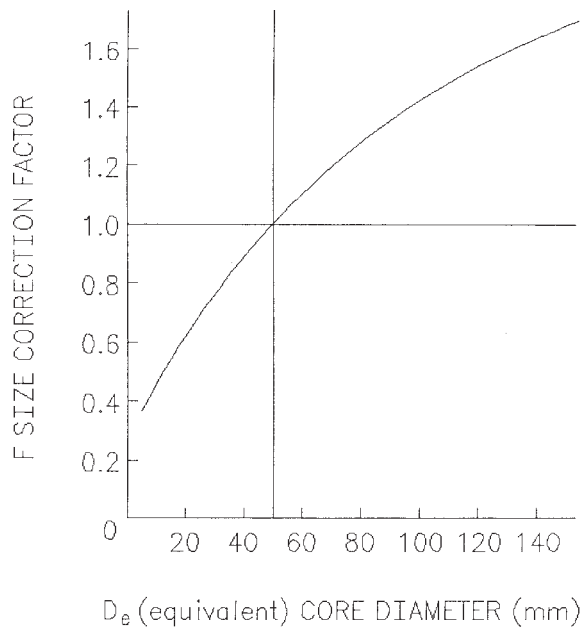


FIG. 6 Size Correction Factor Chart⁵

instead of using the procedure outlined on Fig. 5.

9.3 Mean Value Calculation:

9.3.1 Mean values of $I_{s(50)}$, as defined in 9.3.2, are to be used when classifying samples with regard to their point load strength and point load strength anisotropy indices.

9.3.2 The mean value of $I_{s(50)}$ is to be calculated by deleting the two highest and two lowest values from the ten, or more, valid tests, and calculating the mean of the remaining values. If significantly fewer specimens are tested, only the highest and lowest values are to be deleted and the mean calculated from those remaining.

9.4 Point Load Strength Anisotropy Index—The strength anisotropy index $I_{a(50)}$ is defined as the ratio of mean $I_{s(50)}$

values measured perpendicular and parallel to planes of weakness, that is, the ratio of greatest to least point load strength indices. See Fig. 7⁶.

9.5 Estimation of Compressive Strength—The estimated uniaxial compressive strength can be obtained by using Fig. 6 or using the following formula:

$$\delta_{uc} = C I_{s(50)} \tag{6}$$

where:

- δ_{uc} = uniaxial compressive strength,
- C = factor that depends on site-specific correlation between δ_{uc} and $I_{s(50)}$, and
- $I_{s(50)}$ = corrected point load strength index.

9.5.1 If site-specific correlation factor “C” is not available, use the generalized value of “C” shown in Table 1.

TABLE 1 Generalized Value of “C”^A

Core Size, mm	Value of “C” (Generalized)
20	17.5
30	19
40	21
50	23
54	24
60	24.5

^A From ISRM Suggested Methods.⁵

9.5.2 If any specimen in a rock type gives a value 20 % under the average, it should be examined for defects.

10. Report

10.1 A typical report (example shown in Fig. 8) may include the following:

10.1.1 Source of sample including project name, location, and, if known, storage environment. The location may be specified in terms of borehole number and depth of specimen from the collar of the hole,

10.1.2 Physical description of sample including rock type and location and orientation of discontinuities, such as, apparent weakness planes, bedding planes, schistosity, or large inclusions, if any,

10.1.3 Date of sampling and testing,

10.1.4 General indication of the moisture condition of test specimens at the time of testing, such as, saturated, as received, laboratory air dry, or oven dry. In some cases, it may be necessary to report the actual water content as determined in accordance with Test Method D 2216,

10.1.5 Average thickness and average diameter of the test specimen,

10.1.6 The maximum applied load “P”,

10.1.7 The distance “D” or D’, or both, if required,

10.1.8 Direction of loading (parallel to or normal to plane of weakness),

10.1.9 The number of specimens tested,

10.1.10 The calculated uncorrected (I_s) and corrected $I_{s(50)}$ point load strength index values,

⁶ D’Andrea, D.V., Fisher, R.L., and Fogelson, D.E., Prediction of Compressive Strength of Rock from Other Rock Properties, U.S. Bureau of Mines Rep. Invest., 6702, 1965.

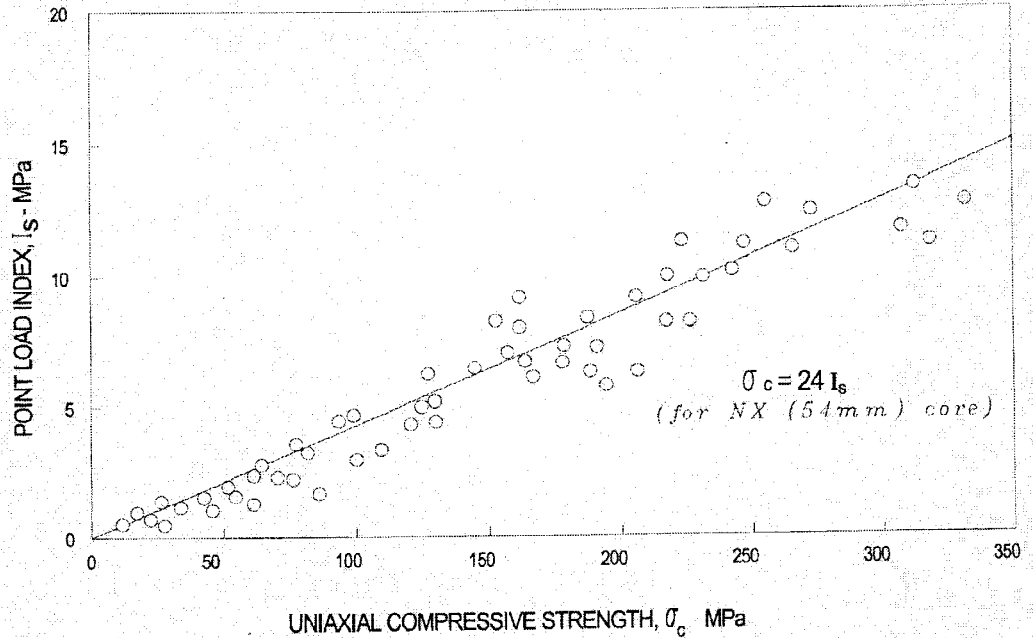


FIG. 7 Relationship Between Point Load Strength Index and Uniaxial Compressive Strength from 125 Tests On Sandstone, Quartzite, Marikana, Norite, and Belfast Norite⁶

10.1.11 The estimated value of uniaxial compressive strength (δ_{uc}),

10.1.12 The calculated value of strength anisotropy index ($I_{a(50)}$), and

10.1.13 Type and location of failure, including any photographs of the tested specimens before and after the test.

11. Precision and Bias

11.1 *Precision*—Due to the nature of rock materials tested by this test method, multiple specimens that have uniform physical properties have not been produced for testing. Since specimens that would yield the same test results have not been tested, Subcommittee D18.12 cannot determine the variation between tests since any variation observed is just as likely to be due to specimen variation as to operator or testing variation. Subcommittee D18.12 welcomes proposals to resolve this problem and would allow for development of a valid precision statement.

11.2 *Bias*—There is no accepted reference value for this test method; therefore, bias cannot be determined.

12. Keywords

12.1 compressive strength; index test; point load; rock

Sample Details

Point Load Test

Date 11/17/83

1 block sample from Gamblethorpe Opencast site.

Fine grained pale grey Coal Measures sandstone with numerous coaly streaks along horizontal bedding planes.

Specimens 1-6 chisel cut blocks, air-dried 2 weeks;
7-10 sawn blocks, air-dried 2 weeks;
11-15 cores, air-dried 2 weeks;
16-20 cores, air-dried 2 weeks;
- tested in laboratory.

No.	Type	W (mm)	D(mm)	P (kN)	D ₂ ² (mm ²)	D ₁ (mm)	I _a	F	I _{a(50)}
1	i ⊥	30.4	17.2	2.687	666	25.8	4.03	0.75	
2	i ⊥	16	8	0.977	163	12.8	5.99	0.54	3.24
3	i ⊥	19.7	15.6	1.962	391	19.8	5.02	0.66	3.31
4	i ⊥	35.8	18.1	3.641	825	28.7	4.41	0.765	3.46
5	i ⊥	42.5	29	6.119	1569	39.6	3.90	0.875	3.49
6	i ⊥	42	35	7.391	1872	43.3	3.95	0.935	
7	b ⊥	44	21	4.600	1176	34.3	3.91	0.84	
8	b ⊥	40	30	5.940	1528	39.1	3.88	0.89	
9	b ⊥	19.5	15	2.040	372	19.3	5.48	0.655	
10	b ⊥	33	16	2.87	672	25.9	4.27	0.75	
11	d //	-	49.93	5.107	-	-	-	-	
12	d //	-	49.88	4.615	-	-	-	-	
13	d //	-	49.82	5.682	-	-	-	-	
14	d //	-	49.82	4.139	-	-	-	-	
15	d //	-	49.86	4.546	-	-	-	-	1.83
16	d //	-	25.23	1.837	-	-	2.89	0.74	2.14
17	d //	-	25.00	1.891	-	-	3.02	0.735	2.22
18	d //	-	25.07	2.118	-	-	3.37	0.735	
19	d //	-	25.06	1.454	-	-	2.32	0.735	
20	d //	-	25.04	1.540	-	-	2.46	0.735	1.81


d - diametral; a - axial; b - block; i - irregular lump test; ⊥ - perpendicular; // - parallel to planes of weakness.	<table border="1"> <tr> <td>Mean I_{a(50)} ⊥</td> <td>3.38</td> </tr> <tr> <td>Mean I_{a(50)} //</td> <td>1.98</td> </tr> <tr> <td>I_{a(50)}</td> <td>1.71</td> </tr> </table>	Mean I _{a(50)} ⊥	3.38	Mean I _{a(50)} //	1.98	I _{a(50)}	1.71
Mean I _{a(50)} ⊥	3.38						
Mean I _{a(50)} //	1.98						
I _{a(50)}	1.71						

FIG. 8 Test Record⁵

SUMMARY OF CHANGES

In accordance with Committee D18 policy, this section identifies the location of changes to this standard since the last edition (1995) that may impact the use of this standard.

- | | |
|--|---|
| (1) Add Practice D 3740, Practice D , and Test Method E 18 to Referenced Document section.
(2) Added Section 2.2, ISRM standard.
(3) Added Section 3.1 referencing Terminology D 653 and renumbered subsections accordingly.
(4) In Section 5, added a new Note 1 which references Practice D 3740 and renumbered subsequent notes.
(5) Deleted parenthetical statement from title of Figures 1, 2, 5, and 6.
(6) Corrected spelling of equivalent in Figures 3b, 3c, and 3d.
(7) Corrected labeling of Figures 3c and 3d. | (8) Added footnote 3 to Figure 3
(9) In Section 8.4.1 corrected spelling of shaly
(10) Redrafted Figures 4a, 4b, 4c, and 4d.
(11) In Section 9.5.1 deleted exact from first sentence
(12) Added missing outline numbering , 9.5.2, for last sentence in Section 9.5.1.
(13) In Section 10.1.2, changed sentence to read"....schistosity, or large inclusions, if any."
(14) Deleted Note 1 from Figure 6
(15) Corrected number in Figure 7 from 42 to 24, expanded title, deleted note, and added reference. |
|--|---|

 **D 5731 – 02**

ASTM International takes no position respecting the validity of any patent rights asserted in connection with any item mentioned in this standard. Users of this standard are expressly advised that determination of the validity of any such patent rights, and the risk of infringement of such rights, are entirely their own responsibility.

This standard is subject to revision at any time by the responsible technical committee and must be reviewed every five years and if not revised, either reapproved or withdrawn. Your comments are invited either for revision of this standard or for additional standards and should be addressed to ASTM International Headquarters. Your comments will receive careful consideration at a meeting of the responsible technical committee, which you may attend. If you feel that your comments have not received a fair hearing you should make your views known to the ASTM Committee on Standards, at the address shown below.

This standard is copyrighted by ASTM International, 100 Barr Harbor Drive, PO Box C700, West Conshohocken, PA 19428-2959, United States. Individual reprints (single or multiple copies) of this standard may be obtained by contacting ASTM at the above address or at 610-832-9585 (phone), 610-832-9555 (fax), or service@astm.org (e-mail); or through the ASTM website (www.astm.org).