



UNIVERSIDAD DE CHILE  
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**EVALUACIÓN ESTADÍSTICA DE LOS FACTORES DE AJUSTE DE LA  
METODOLOGÍA DE MATHEWS Y SU IMPACTO EN EL DISEÑO EMPÍRICO DE  
CASERONES**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS**

**JOSÉ IGNACIO FUENZALIDA NAVARRETE**

**PROFESOR GUÍA:**

**JAVIER VALLEJOS MASSA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN**

**RAUL CASTRO RUIZ**

**XAVIER EMERY**

**SANTIAGO DE CHILE**

**MARZO, 2014**

## RESUMEN

El método empírico de diseño de excavaciones subterráneas de Mathews predice la estabilidad de un caserón en función de su tamaño y la competencia del macizo rocoso en un contexto minero. Una de las ventajas del método es que es simple de utilizar y se considera como una herramienta práctica, ampliamente utilizada en la industria para estudios conceptuales y de pre factibilidad. El objetivo de esta memoria es la evaluación estadística de los factores de ajuste del método y el impacto en el diseño empírico de caserones utilizando una base de datos que contiene un número suficiente de casos históricos (465) con información respecto al radio hidráulico, factores de ajuste, calidad de macizo rocoso y condición de estabilidad entre otros.

La metodología propuesta consiste en cuatro etapas:

1. Definir una matriz de contingencia que discrimina entre casos reales versus casos hipotéticos. Esta matriz permite construir indicadores estadísticos que miden el desempeño de la(s) frontera(s) que define(n) a los estados de clasificación (“Estable”, “Falla” y “Falla Mayor”). El indicador estadístico utilizado en este estudio es el PSS (Pierce Skill Score) el cual toma valores entre 0 para un clasificador totalmente aleatorio y 1 para un clasificador perfecto.
2. Proponer una serie de análisis a realizar que contemplan configuraciones de factores de ajustes propuestos que deben ser sometidos a la metodología. Cada análisis entrega por resultado indicadores de desempeños y una frontera de clasificación asociada.
3. Definir un criterio para seleccionar un nuevo factor, este consiste en escoger aquellos factores que mejoren el desempeño de la línea base, la cual queda definida al aplicar la metodología a las fronteras más recientes disponibles en la literatura.
4. Medir el impacto en el diseño empírico de caserones que tendrían nuevas propuestas de factores.

Un primer resultado del estudio indica que se deben agrupar los casos “Falla” y “Falla Mayor” en un solo estado de clasificación denominado “Inestables”. El indicador del estado “Falla” es deficiente en relación a los de los estados restantes y no permitiría su predicción. Un segundo resultado es que si ciertos factores no influyeran en el método, el desempeño que se obtiene sería el mismo que el de la línea base, lo que contradice la función de los factores de ajuste por tanto resulta indispensable encontrar mejoras al desempeño base.

Se encontraron cinco factores que aumentaron el desempeño base. De estos factores es clave destacar que son menos conservadores que los originales en su forma, sin embargo esto no resta un argumento suficiente para establecer que los diseños también lo serían. Por esta misma razón, se cuantificaron los cambios en radio hidráulicos admisibles. Para ello se simuló 1000 casos respetando las distribuciones originales de los *inputs* de método. Los resultados señalan que solamente una propuesta de factor (Nuevo Factor A) entrega radios hidráulicos en promedio un 20% mayores con una desviación estándar del 20% respecto a los que otorgaría la línea base. Por lo tanto los diseños son, en su mayoría, menos conservadores lo que implicaría un aumento de reservas en un yacimiento a explotarse mediante un método de excavaciones subterráneas sin soporte.

## ABSTRACT

Mathew's empiric design method of underground excavations predicts the stability for open stopes considering its dimensions and the quality of the rock mass. The advantages of the method are its simplicity and that is considered a practical design tool. It has been widely used by the industry for scope and prefeasibility studies. The main objective of this work is to complete a statistical study for the adjustment factors and its impact in the stope design. The database contains a sufficient quantity of empirical data (465) with information about the hydraulic radius, adjustment factors, rock quality designation and stability states among others.

The methodology consists in four steps:

1. Define a contingency matrix which discriminates between real and hypothetical data. This matrix allows calculating statistics indicators in order to measure the performance of the stability curves which, finally, defines the stability states ("Stable", "Failure" and "Major Failure"). The performance indicator chosen in this case, is the PSS (Pierce Skill Score), which takes values from 0 (worse than random classifier) and 1 (a perfect classifier).
2. Propose a scheme of analysis to be executed including the proposals of new adjustment factors that have to be put through the methodology. Each analysis reports the performance indicators and a stability curve.
3. Define a unique criterion to select a new adjustment factor that show an improvement compared to the base line's performance. Applying the proposed methodology to the recent stability curves, available in the literature, defined the base line.
4. Measure the impact of the new adjustment factors in the empirical stope design.

A first result indicates that two stability states "Failure"- "Major Failure" need to be clustered into one state called "Instable". The performance indicator of the state "Failure" is very deficient compared to the other two states and its prediction capacity remains uncertain. A second result demonstrates that if the adjustment factors were negligible in the method, its predictive capacity would have remained the same. This contradicts the use of these factors, then improving the performance indicator PSS rests indispensable.

A total of five adjustments factors improved the performance compared to the base line. It is important to remark that all of these new adjustments are less conservative than the original factors. Nevertheless, this argument is not sufficient to state that stope designs are more optimistic. For this reason, a simulation of large data (1000 cases) was performed in order to measure the variation in the admissible hydraulic radius. The result shows that only one adjustment factor (New Factor A) provides a larger admissible hydraulic radius (20% mean and 20 % standard deviation) compared to the base line. Then, the designs are, in its majority, less conservative, i.e., there is an increment of reserves for a mineral deposit exploited by underground excavations without support.

## AGRADECIMIENTOS

El presente trabajo de memoria se realizó en el marco del proyecto Innova Chile CORFO 11IDL2-10630: “Desarrollo de herramientas de diseño para minería subterránea selectiva en Chile”, desarrollándose por el Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile.

Quisiera agradecer principalmente a mi familia por el apoyo incondicional brindado a lo largo de toda mi vida universitaria, a mi papá por mostrarme lo importante que es que las ideas sean factibles, a mi mamá por mostrarme que el cariño se entrega sin nunca esperar algo a cambio, a mi hermano por mostrarme el crecimiento interior que existe en el debate de pensamientos y finalmente a mi hermana por mostrarme que uno debe ser espontáneo y natural.

A mi Tata por mostrarme la importancia del trabajo honesto y por todas las historias y reflexiones que siempre estuvo dispuesto a contarme.

A mis amigos y amigas de la vida, que desde pequeños y pequeñas hemos ido avanzando todos juntos al igual que lo hace una familia. Por el apoyo en los momentos difíciles y alegres, por la buena compañía y experiencias vividas.

A mis compañeros y compañeras de universidad, en especial a los más cercanos: Cheketun, Alfio, Sewa, Yerko Y, Yerko M., Sebita, Toñito, Carlos H., Kiwi, Juanito y Javier M.

A mis compañeros y compañeras del 2do Piso: Kimie, CC, Tania G, Perrito, Lore y a los Pesistas (Rolo y JL).

A mi profesor guía, Javier Vallejos, por haber guiado y leído esta memoria, por sus ideas y reflexiones acerca del trabajo hecho. También a los demás integrantes de la comisión por haber leído y comentado esta memoria.

A CODELCO por haberme becado y brindado apoyo económico, facilidad para obtener prácticas e invitaciones a eventos y seminarios durante toda la carrera.

A aquellos y aquellas que en este momento olvido nombrar, pero que sin duda fueron parte de este importante proceso.

*“Solo sé que nada sé”*

*-Sócrates*

## TABLA DE CONTENIDO

1	INTRODUCCIÓN.....	1
1.1	Generalidades.....	1
1.2	Motivación.....	2
1.3	Objetivos.....	8
1.3.1	Objetivos Generales.....	8
1.3.2	Objetivos Específicos.....	8
1.4	Alcances.....	8
1.5	Contenido de la Memoria.....	8
2	ANTECEDENTES Y MARCO TEÓRICO.....	10
2.1	Caracterización y calidad del macizo rocoso.....	10
2.2	Diseño empírico de caserones: Gráficos de Estabilidad y Factores de Ajuste.....	12
2.2.1	Gráficos de Estabilidad.....	14
2.2.2	Modificaciones y proposiciones de factores.....	22
2.3	Conclusiones del Marco Teórico.....	26
3	ANÁLISIS ESTADÍSTICO DE LAS BASES DE DATOS.....	27
3.1	Datos Anómalos.....	27
3.2	Datos No Pertinentes.....	27
3.3	Estados de Clasificación.....	27
3.4	Análisis Estadístico.....	27
3.5	Análisis Multivariable.....	31
4	METODOLOGÍA.....	37
4.1	Herramienta Estadística.....	37
4.1.1	Frontera -Curva de Clasificación.....	37
4.1.2	Indicadores de Desempeño.....	37
4.1.3	Optimización de Indicadores.....	39
4.1.4	Validación de los parámetros.....	40
4.2	Factores de ajuste propuestos.....	40
4.2.1	Factores de esfuerzos A.....	40
4.2.2	Factores por orientación de discontinuidades B.....	41
4.2.3	Factores de ajuste por gravedad C.....	42
4.3	Análisis Realizados.....	44
4.4	Criterio de selección frontera.....	44

4.5	Impacto en el diseño empírico de caserones.....	44
5	RESULTADOS .....	47
5.1	Levantamiento línea Base.....	47
5.2	Desempeño optimizado con los factores convencionales.....	48
5.3	Casos Base.....	51
5.4	Desempeño de las tendencias promedio.....	52
5.5	Desempeño de los factores propuestos.....	55
5.5.1	Factores A propuestos.....	55
5.5.2	Factores B propuestos.....	59
5.5.3	Factores C propuestos.....	64
5.6	IMPACTO DISEÑO MINERO .....	66
5.6.1	Variación en RH admisibles.....	67
6	ANALISIS DE RESULTADOS.....	69
7	CONCLUSIONES.....	74
7.1	Conclusiones Generales.....	74
7.2	Recomendaciones .....	75
8	REFERENCIAS .....	76
9	ANEXOS .....	78
9.1	Base de datos filtrada.....	78
9.2	Código numeros aleatorios .....	91
9.2.1	Factor A .....	91
9.2.2	Factor B .....	92
9.2.3	Factor C .....	93
9.2.4	Calidad Q' .....	94
9.3	Verificación de distribuciones simuladas.....	95

## ÍNDICES DE TABLAS

Tabla 1. Valores $Q'$ , UCS, B y C. ....	4
Tabla 2. Valores del esfuerzo principal inducido. ....	5
Tabla 3. Sistemas de Clasificación Macizo Rocoso. ....	10
Tabla 4. Clasificación Q de Macizo Rocoso. ....	11
Tabla 5. Desarrollo cronológico de los Gráficos de Estabilidad Cualitativos (Modificado de Suorenini(2010)). ....	13
Tabla 6. Valores para cada caso de relajación. ....	24
Tabla 7. Resumen estadísticas básicas base de datos. ....	27
Tabla 8. Matriz de Contingencia. ....	37
Tabla 9. Casos de análisis para cálculo de indicadores. ....	38
Tabla 10. Parámetros Desempeño Curvas Mawdesley (2001). ....	47
Tabla 11. Parámetros obtenidos dejando los estados “Estable” y “Falla Mayor” como casos positivos. ....	49
Tabla 12. Parámetros frontera obtenidos dejando el estado “Falla” como caso positivo. ....	50
Tabla 13. PSS de $A=B=C=1$ . ....	51
Tabla 14. PSS aislado total de factores. ....	51
Tabla 15. PSS aislado parcial. ....	52
Tabla 16. Desempeños de regresiones lineales. ....	52
Tabla 17. Desempeños de regresiones tipo potencia. ....	53
Tabla 18. Desempeño factores A propuestos con B y C convencionales. ....	55
Tabla 19. Desempeño factores A propuestos con $B=C=1$ . ....	56
Tabla 20. Desempeño factores A propuestos por población con B y C convencionales. ....	57
Tabla 21. Desempeños nuevo Factor A de esfuerzos. ....	58
Tabla 22. Desempeño factores B propuestos con A y C convencionales. ....	59
Tabla 23. Desempeño factores B propuestos con B y C convencionales. ....	60
Tabla 24. Desempeño factores B propuestos con $A=C=1$ . ....	61
Tabla 25. Desempeño factores B propuestos con $A=C=1$ . ....	62
Tabla 26. Desempeño factores B propuestos por población con A y C convencionales. ....	63
Tabla 27. Desempeño factores B propuestos por población con A y C convencionales. ....	63
Tabla 28. Desempeño factores C propuestos con A y B convencionales. ....	64
Tabla 29. Desempeño factores C propuestos con $A=B=1$ . ....	65
Tabla 30. Supuestos caso particular. ....	66
Tabla 31. Cambios en radio hidráulico admisible según frontera. ....	66



Tabla 32. VRHMP y DEVRMHP. para 1000 casos aleatorios. ....	67
Tabla 33. Línea base memoria.....	69
Tabla 34. Fronteras bajo la metodología propuesta.....	69
Tabla 35. Resultados más relevantes de los análisis realizados. ....	70
Tabla 36. Nueva Frontera. ....	73
Tabla 37. Test Estadístico $Q'$ . ....	97
Tabla 38. Test Estadístico Factor A. ....	97
Tabla 39. Test Estadístico Factor B.....	97
Tabla 40. Test Estadístico Factor C.....	97

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Dimensiones propuestas para el caserón en estudio. ....	2
Figura 2. Factores de ajuste para el número de estabilidad N (en naranja los valores utilizados para este ejercicio). ....	4
Figura 3. Curvas propuestas por Stewart and Forsyth (1995) para estimar esfuerzos inducidos en techo y paredes. ....	5
Figura 4. (a) Valores para el Factor A para la Pared y Techo. (b) Valores para el Número de Estabilidad para la Pared y Techo. ....	6
Figura 5. Gráfico de estabilidad de Mawdesley con frontera Estable-Falla-Falla Mayor .....	7
Figura 6. Diseño general de un gráfico de estabilidad: Ejes, Casos históricos y Frontera de Estabilidad. (Modificado de Mawdesley, 2002). ....	12
Figura 7. Gráfico Original con fronteras propuestas por Mathews et al. 1981. ....	14
Figura 9. Gráfico de Estabilidad Modificado (Potvin, 1988). ....	15
Figura 10. Modificaciones a los factores A, B y C propuestas por Potvin (1988). ....	16
Figura 11. Frontera definida por Nickson (1992). ....	17
Figura 12. Gráfico de Estabilidad propuesto por Hadjigeorgiou et al. (1995). (frontera en línea punteada) .....	17
Figura 13. Gráfico de estabilidad propuesto por Stewart and Forsyth (1995). ....	18
Figura 14. Fronteras propuestas por Suorenini (1998). ....	19
Figura 15. Último gráfico de estabilidad propuesto por Mawdesley (2002). ....	20
Figura 16. Gráfico de Estabilidad con líneas isoprobables “Estable”. ....	21
Figura 17. Gráfico de Estabilidad con líneas isoprobables “Falla”. ....	21
Figura 18. Gráfico de Estabilidad con líneas isoprobables “Falla Mayor”. ....	22
Figura 19. Propuesta Factor D. ....	23
Figura 20. MSF propuesto por Mitri. ....	25
Figura 21. Histograma Radio Hidráulico (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable). ....	28
Figura 22. Histograma Q´ de Barton (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable). ....	28
Figura 23. Histograma Factor A de esfuerzos (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable). ....	29
Figura 24. Histograma Factor B (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable). ....	29
Figura 25. Histograma Factor C (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable). ....	30
Figura 26. Histograma Número de Estabilidad (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable). ....	30
Figura 27. Gráficos de correlación entre las variables de entrada. ....	32
Figura 28. Gráficos de correlación entre variables de entrada. ....	33

Figura 29. Gráficos de correlación entre número de estabilidad y variables compuestas.....	34
Figura 30. Gráficos de correlación entre número de estabilidad y variables compuestas.....	35
Figura 31. Indicadores para estado Estable como estado positivo. ....	39
Figura 32. Factores A propuestos. ....	41
Figura 33. Factores B propuestos. ....	42
Figura 34. Factores C propuestos. ....	43
Figura 35. Resumen de Análisis de Desempeños realizados.....	46
Figura 36. Fronteras propuestas por Mawdesley, última actualización. ....	48
Figura 37. Fronteras obtenidas optimizando los estados “Estable” y “Falla Mayor”. ....	49
Figura 38. Fronteras obtenidas optimizando el estado “Falla”.....	50
Figura 39. Gráfico PSS para desempeños de regresiones lineales. ....	53
Figura 40. Gráfico PSS para desempeños de regresiones tipo potencia.....	54
Figura 41. Gráfico PSS para los factores A propuestos con B y C convencionales.....	55
Figura 42. Gráfico PSS para los factores A propuestos con B=C=1.....	56
Figura 43. Máximos por población en factores A propuestos.....	57
Figura 44. Factor A de Esfuerzos propuesto. ....	58
Figura 45. Gráfico PSS para los factores B propuestos con B y C convencionales. ....	59
Figura 46. Gráfico PSS para los factores B propuestos con B y C convencionales. ....	60
Figura 47. Gráfico PSS para los factores B propuestos con A=C=1.....	61
Figura 48. Gráfico PSS para los factores B propuestos con A=C=1.....	62
Figura 49. Gráfico PSS para los factores C propuestos con A y C convencionales.....	64
Figura 50. Gráfico PSS para los factores C propuestos con A=B=1.....	65
Figura 51. Variación en RH admisibles para 1000 casos aleatorios. ....	68
Figura 52. Factor A seleccionados. ....	70
Figura 53. Factores C seleccionados. ....	71
Figura 54. Variación en RH admisibles para 1000 casos aleatorios. ....	72
Figura 55. Gráfico de Estabilidad propuesto. ....	73
Figura 56. Gráficos cuantil contra cuantil. ....	95

# 1 INTRODUCCIÓN

## 1.1 Generalidades

Un caserón en minería se define como una excavación que es utilizada como unidad básica de explotación con o sin entrada de personal. Toda excavación subterránea está bajo la influencia de un campo de esfuerzos que podrá, dadas ciertas condiciones, hacer que se vuelva inestable y eventualmente falle, provocando una sobre excavación en sus paredes y/o techo. En términos del negocio minero la sobre excavación se traduce en dilución generando pérdidas económicas, aumento en la cantidad de soporte en la base de los caserones aumentando los costos de producción, bajas en la productividad por interferencias operacionales y, por último y lo más importante, se generarán condiciones riesgosas para los operadores.

La inestabilidad en excavaciones debido a los métodos mineros de extracción subterránea es un hecho que ocurre debido a múltiples factores. Estos se pueden clasificar en dos grandes grupos:

**-Condición inicial:** Existe un campo de esfuerzos in-situ anterior a la acción minera que determinará a qué tipo de esfuerzos se someterán las excavaciones. A esto se le debe agregar la condición geológica del yacimiento que incluye: la orientación y cantidad de sets de discontinuidades predominantes, calidad y cantidad de alteraciones, características de la roca intacta, entre otros.

**-Condición inducida por la actividad minera:** El tamaño, la forma y la orientación de la excavación cambiarán el estado de esfuerzos iniciales lo que inducirá un nuevo estado de esfuerzos que afectarán la estabilidad de la excavación.

Otras dos variables que son más difíciles de considerar son el tiempo (cómo se comportará la excavación durante su periodo de servicio) y el daño inducido por la tronadura.

La necesidad de contar con una herramienta o metodología de diseño que incorpore todos estos factores resulta entonces clave en el negocio minero. El primer autor en proponer una metodología de diseño empírico fue Mathews et al. (1981), la cual consistía en relacionar una medida de la calidad del macizo rocoso en un contexto minero con una medida de superficie de las paredes para predecir su estabilidad. La base de datos que utilizó contenía 26 casos de estudio de tres minas diferentes.

Posteriormente, Potvin (1988) modificó ciertos parámetros de entrada del método empírico y amplió la base de datos a 175 casos de estudio para 34 minas diferentes. Nickson (1992), Hadjigeorgiou (1995), Stewart (1995), Trueman (2000) y Mawdesley (2001) han dedicado su trabajo a ampliar la base de datos y proponer nuevos ajustes tales como agregar soporte, modificar o incluir nuevos factores y utilizar herramientas estadísticas para delimitar las fronteras del gráfico.

Dado que se trata de modelos empíricos, estos están limitados a ser usados en las condiciones geotécnica/geológicas/mineras en las cuales las bases de datos fueron adquiridas. Y a su vez existen casos en donde los métodos actuales no son capaces de integrar todos los posibles escenarios en los cuales se requiere construir la(s) excavación(es).

## 1.2 Motivación

Se presenta como ejemplo el diseño de un caserón aislado con las dimensiones presentadas en la Figura 1. El ancho del caserón queda dado por el ancho del cuerpo a explotar y el alto por la operatividad de la perforación y distancia entre niveles para una operación Sub Level Stopping. El macizo rocoso donde se encuentra inserto este caserón presenta una calidad según el índice  $Q'$  de Barton de 28, una resistencia a la compresión uniaxial de 100 [MPa] y está intersectado por discontinuidades sub verticales tanto en el techo como la pared. El modelo de esfuerzos in-situ queda descrito en las Ec.1, 2 y 3.

$$\text{Esfuerzo vertical } (\sigma_v) = 0.026 \left[ \frac{\text{MPa}}{\text{m}} \right] * \text{Profundidad}[\text{m}] \quad \text{Ec. 1}$$

$$\sigma_{E-W} = \text{Esfuerzo horizontal} = K * \sigma_v, \quad K = 2 \quad \text{Ec. 2}$$

$$\sigma_{N-S} = \sigma_v \quad \text{Ec. 3}$$

El objetivo de este ejercicio es evaluar el impacto de la profundidad en dos paredes del caserón: el techo y la pared colgante. Para ello se utilizará el método empírico de Mathews dejando los factores B y C fijos, esto pondrá en evidencia el efecto que tiene la profundidad en el factor A de esfuerzos.

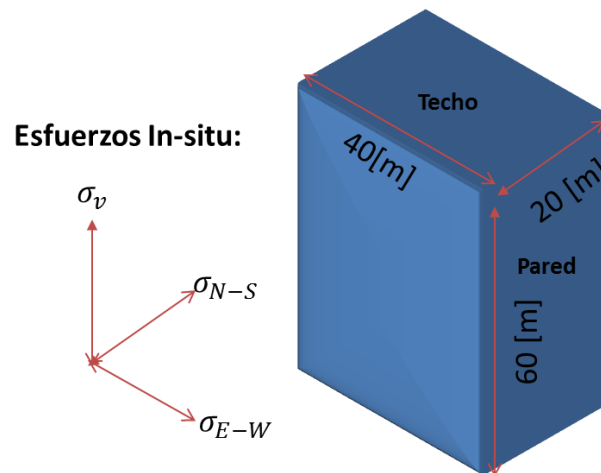


Figura 1. Dimensiones propuestas para el caserón en estudio.

El método utiliza el número de estabilidad  $N$  queda definido según la Ec.1.

$$N = Ax Bx Cx Q' \quad \text{Ec. 4}$$

Donde:

- $A$  : Factor de esfuerzos que representa inestabilidades en las paredes de la excavación debido a esfuerzos compresivos altos relativo a la resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta. Varía entre 0.1 a 1.0.
- $B$  : Factor de orientación de discontinuidades. Representa la influencia de la orientación de discontinuidades relativo a la superficie de la excavación. Varía

entre 0.3 a 1.0.

$C$  : Factor de ajuste por gravedad. Representa la influencia de la gravedad en la estabilidad de la superficie de la excavación. Varía entre 1 a 8.

$Q'$  : Índice de Barton modificado (Barton et al., 1974) dado por:

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

Donde:

$RQD$  : Rock Quality Designation (Deere et al., 1976).

$J_n$  : Ajuste por número de sistemas de discontinuidades.

$J_r$  : Ajuste por rugosidad de discontinuidades.

$J_a$  : Ajuste por alteración de discontinuidades.

Los valores y formas de los factores de corrección se presentan en la Figura 2.

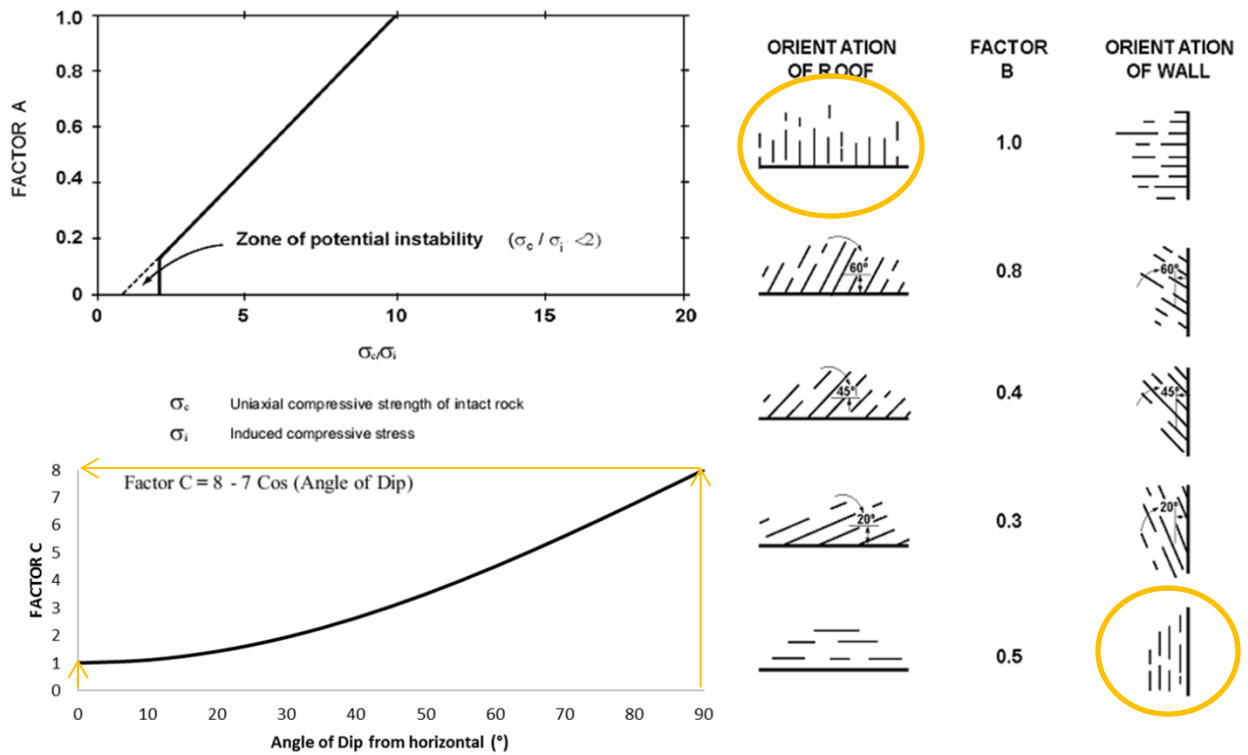


Figura 2. Factores de ajuste para el número de estabilidad N (en naranja los valores utilizados para este ejercicio).

El resto de las variables que intervienen en el método son dejadas constantes y con los valores dispuestos en la Tabla 1.

Tabla 1. Valores Q', UCS, B y C.

Supuestos	
Q' de Barton	28
UCS	100 MPa
Factor B (Estructuras Verticales)	
Techo	1
Pared	0.5
Factor C	
Techo	1
Pared	8

La variable que falta para calcular el factor A es el esfuerzo inducido en las paredes, para ello se utilizan las curvas propuestas por Stewart y Forsyth (1995), las cuales tienen como inputs de entrada la relación entre las dimensiones del caserón y los esfuerzos in-situ.

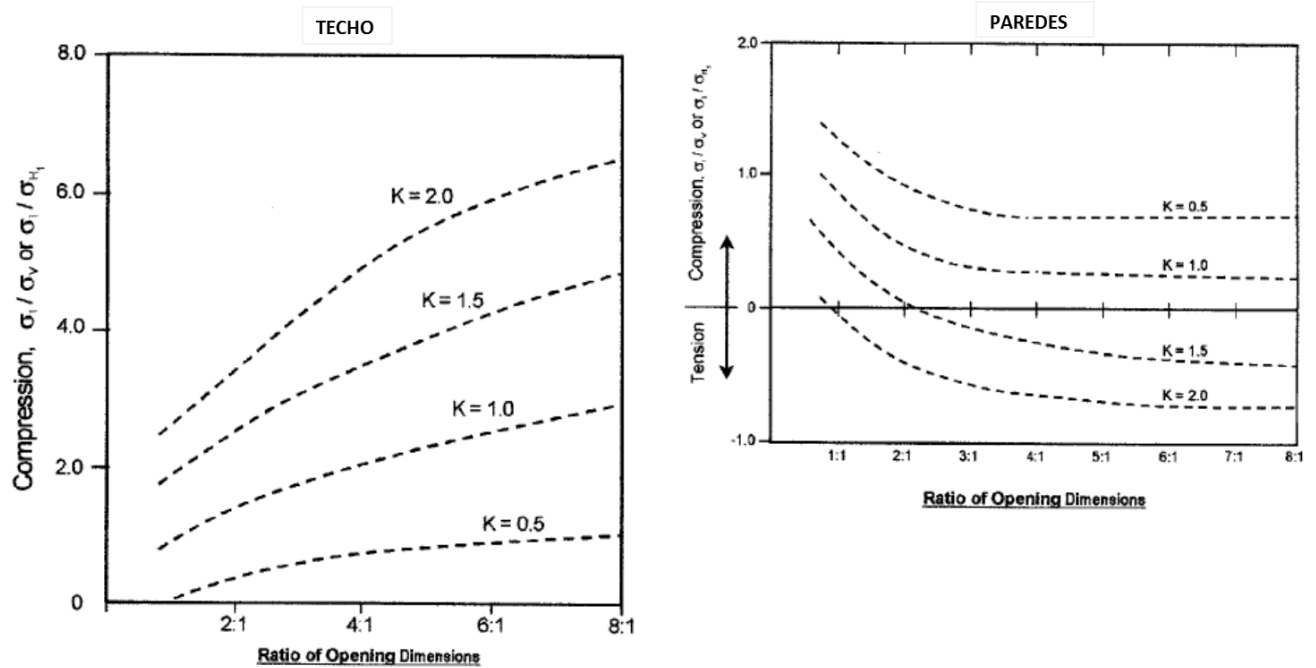


Figura 3. Curvas propuestas por Stewart and Forsyth (1995) para estimar esfuerzos inducidos en techo y paredes.

Este cálculo se realiza para profundidades de 100-250-500-750-1000-1500 [m] y así se obtiene el valor del esfuerzo inducido en la mitad de la pared y el techo. Estos valores se detallan en la Tabla 2.

Tabla 2. Valores del esfuerzo principal inducido.

Superficie	Pared	Techo
Razón H/L	3	2
K	2	2
Profundidad [m]	$\sigma_1$ inducido [MPa]	
100	-1.56	10.4
250	-3.9	26
500	-7.8	52
750	-11.7	78
1000	-15.6	104
1500	-23.4	156

Las paredes se encuentran en un estado de relajación con valores del esfuerzo principal inducido que van desde los -1.56 hasta los -23.4 [MPa]. Para el caso del techo el valor del esfuerzo inducido aumenta de 10.4 a 156 [MPa], lo que representa estados cada vez más compresivos.



Luego es posible calcular la razón ( $UCS/\sigma_{1-inducido}$ ) y así obtener el factor A. En los casos donde la razón ( $UCS/\sigma_{1-inducidos}$ ) es menor a 2 se utilizó un valor del factor A igual a 0.1. Para los casos de relajación se utilizó un valor del factor A igual 1.

Los resultados se presentan en la Figura 4.

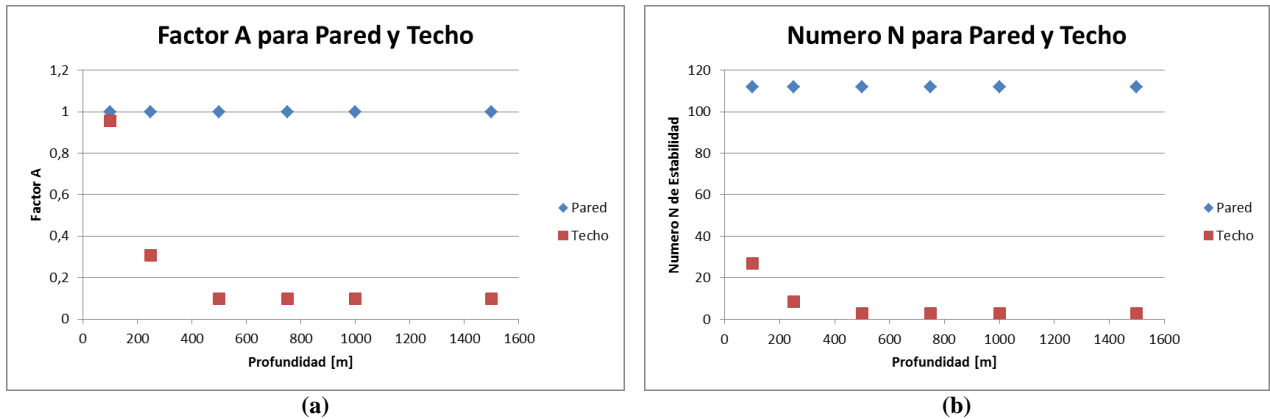


Figura 4. (a) Valores para el Factor A para la Pared y Techo. (b) Valores para el Número de Estabilidad para la Pared y Techo.

El número de estabilidad en el caso de la pared es constante y no cambia a medida que se aumenta en profundidad. En el caso del techo, desde la profundidad de 500 [m] la razón ( $UCS/\sigma_1$ ) es menor a 2, lo que entrega un valor de A constante igual a 0.1, por lo tanto el número de estabilidad no disminuye su valor pasada esta profundidad.

Para completar el ejercicio se deben calcular los radio hidráulicos respectivos para luego graficar los pares  $(x,y) = (\text{Número de Estabilidad}, \text{Radio Hidráulico})$  en el Gráfico de Estabilidad y analizar en qué zona recaen.

$$RH_{Pared} = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} = \frac{40 * 60}{40 * 2 + 60 * 2} = 12 [m] \tag{Ec. 5}$$

$$RH_{Techo} = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} = \frac{40 * 20}{40 * 2 + 20 * 2} = 6,7 [m] \tag{Ec. 6}$$

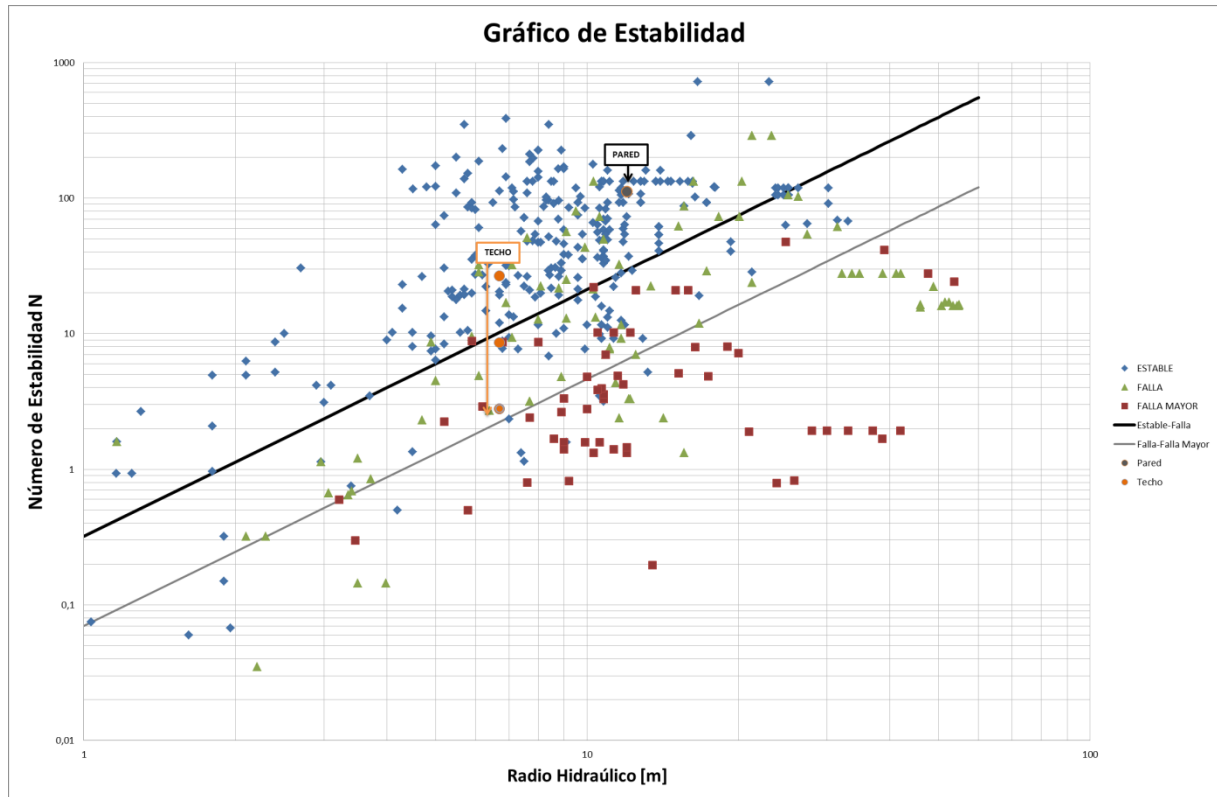


Figura 5. Gráfico de estabilidad de Mawdesley con frontera Estable-Falla-Falla Mayor .

El gráfico plantea que el techo será estable a 100 [m] de profundidad, luego a medida que se avanza en profundidad el techo es clasificado como “Falla”. La condición no pasa a “Falla Mayor” ya que el número de estabilidad se queda estancado a los 500 [m]. Esto sugiere recomendar la revisión del diseño o estudiar la posibilidad de fortificación.

Eventualmente podría ser que el factor A de esfuerzos esté sobre castigando a las razones de esfuerzos ( $UCS/\sigma_1$ ) y por lo tanto, predice diseños inestables cuando en realidad podrían no serlo. El factor A llega a su valor mínimo cuando se alcanza un valor de ( $UCS/\sigma_1$ ) de dos, es decir cuando el esfuerzo inducido es un 50% de la resistencia a la compresión uniaxial. Esto podría ser un poco conservador.

En el caso de la pared, esta recae en la misma zona y es clasificada como estable para toda profundidad analizada a pesar de estar sometida a mayores esfuerzos de relajación. Esto es una contradicción ya que indica que el diseño es independiente de la profundidad. El método tiene una posible limitante en este sentido.

Por lo tanto el factor A presenta posibles limitantes al momento de diseñar excavaciones. En su forma, tanto función como dominio ( $[UCS/\sigma_1]$ ), el factor A en algunos casos no logra incorporar el efecto de la profundidad.

## **1.3 Objetivos**

### **1.3.1 Objetivos Generales**

Estudiar y evaluar mediante herramientas estadísticas el desempeño y la significancia de los factores de ajuste A, B y C en el número de estabilidad N de Mathews para el diseño empírico de caserones.

### **1.3.2 Objetivos Específicos**

- Recolectar y uniformizar una base de datos de estabilidad empírica cualitativa.
- Desarrollar una metodología estadística que permita establecer fronteras de estabilidad y evaluar su desempeño.
- Proponer nuevos factores de ajuste A, B y C y evaluar su impacto en la frontera de estabilidad y en el diseño empírico de caserones.

## **1.4 Alcances**

Esta memoria se centra en el uso de bases de datos de estabilidad empírica existentes que cuentan con información proveniente de minas subterráneas estadounidenses, canadienses y australianas. La validez de un método empírico y el análisis estadístico realizado en esta memoria están limitados a los rangos de las variables que componen la base de datos. Esta metodología es apropiada para estudios de ingeniería conceptual y pre-factibilidad por lo que se necesitan de mediciones locales y específicas del sitio para verificar y validar las tendencias promedios. Adicionalmente, en este trabajo se estudiarán casos de estabilidad cualitativa de caserones y sin soporte.

## **1.5 Contenido de la Memoria**

Capítulo 1: Introducción al tema que trata la memoria. Se presentan los objetivos, alcances y una motivación.

Capítulo 2: Se define el estado del arte para el diseño empírico de caserones: caracterización de la calidad del macizo rocos, gráficos de estabilidad y modificaciones o proposiciones de factores de ajuste.

Capítulo 3: Se presenta la base de datos utilizada para cumplir los objetivos de la memoria. Se realizan análisis univariable y multivariable para buscar correlaciones entre los inputs del método.

Capítulo 4: Se define la metodología utilizada en esta memoria, se definen los indicadores de desempeño para medir la capacidad predictiva del método empírico y como se utilizan estos indicadores para definir una frontera de estabilidad y analizar el impacto de los factores de ajuste. Adicionalmente se definen variables para medir el impacto que tendrían nuevas proposiciones de fronteras en el diseño empírico de caserones.

Capítulo 5: Se presentan los resultados obtenidos al aplicar la metodología a la base de datos.

Capítulo 6: Se analizan y sintetizan los resultados más relevantes obtenidos en el capítulo 5. Se argumenta la opción de utilizar un nuevo factor A de esfuerzos como también un nuevo gráfico de estabilidad.

Capítulo 7: Conclusiones finales de la memoria y recomendaciones para trabajos futuros.

## 2 ANTECEDENTES Y MARCO TEÓRICO

El marco teórico se compone de tres etapas, la primera está relacionada con la descripción de la calidad del macizo rocoso, la segunda introduce el diseño empírico de caserones y los gráficos de estabilidad y finalmente se presentan modificaciones o proposiciones de los factores de ajustes.

### 2.1 Caracterización y calidad del macizo rocoso.

En lo que se refiere al uso de la mecánica de rocas para el diseño empírico de caserones es necesario dejar definido que conceptos son utilizados. Los gráficos de estabilidad, posteriormente explicados, utilizan definiciones de la competencia o calidad del macizo rocoso.

La competencia o calidad del macizo rocoso se mide a través de los sistemas de clasificación, dentro de los cuales se pueden citar:

Tabla 3. Sistemas de Clasificación Macizo Rcoso.

Sistema	Autor	Descripción
<b>RQD (Rock Quality Designation)</b>	(Deere et al., 1967).	Mide largos de trozos recuperados mayores a 10 cm, dividido por el largo total del testigo.
<b>RMR (Rock Mass Rating)</b>	(Bieniawski, 1973, 1974, 1976, 1978, 1979, 1989).	Integra sumas de puntajes por: UCS, RQD, espaciamiento, condición y orientación de discontinuidades y aguas subterráneas.
<b>MRMR (Mining Rock Mass Rating)</b>	(Laubscher, 1977, 1984, 1990, 1994; Laubscher y Jakubec, 2000).	Agrega al sistema anterior esfuerzos in-situ e inducidos y efectos de tronadura y alteración por exposición y meteorización.
<b>GSI (Geological Strength Index)</b>	(Hoek, 1994; Hoek et al., 1995; Marinos and Hoek, 2001).	Desarrollado para escalar la resistencia del macizo rocoso de acuerdo al criterio Hoek&Brown.
<b>Q (Rock Tunneling Index)</b>	(Barton et al., 1974; Grimstand y Barton, 1993; Barton, 2002).	Detallado a continuación.

El sistema utilizado en el método empírico de Mathews es el sistema Q que fue propuesto para desarrollar túneles en obras civiles. El valor de Q queda definido según la Ec. 7.

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) * \left(\frac{J_r}{J_a}\right) * \left(\frac{J_w}{SRF}\right) \quad \text{Ec. 7}$$

Donde,

- RQD: Designación de la calidad de roca definida por Deere et al. (1967).
- Jn: Coeficiente asociado al número de set de estructuras en el macizo rocoso. También incorpora el número de random sets de discontinuidades.
- Jr: Coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras en el macizo rocoso.
- Ja: Coeficiente asociado al grado de alteración de las estructuras en el macizo rocoso.
- Jw: Coeficiente asociado a la condición de aguas en las estructuras en el macizo rocoso.
- SRF: Factor asociado al efecto de la condición de esfuerzos subterráneos en el macizo rocoso.

Los valores de Q varían de 0.001 hasta 1000 en una escala logarítmica y están relacionados con la calidad del macizo rocoso como se explicita en la Tabla 4.

**Tabla 4. Clasificación Q de Macizo Rocosos.**

<b>Rango Q</b>		<b>Macizo Rocosos</b>
0.001	0.01	Excepcionalmente Pobre
0.01	0.1	Extremadamente Pobre
0.1	1	Muy Pobre
1	4	Pobre
4	10	Regular
10	40	Bueno
40	100	Muy Bueno
100	400	Extremadamente Bueno
400	1000	Excepcionalmente Bueno

El primer término (RQD/Jn) se refiere al grado de fracturamiento y tamaño de bloques del macizo rocoso, el segundo término (Jr/Ja) se refiere a la resistencia al corte entre bloques y el último término (Jw/SRF) a los esfuerzos activos. Como los esfuerzos activos supuestamente son distintos en túneles que para caserones se redefine el Q y se propone el Q', donde ambos términos Jw y SRF son igualados a 1.

El Q' es la medición de calidad de macizo rocoso utilizada para la metodología de Mathews.

## 2.2 Diseño empírico de caserones: Gráficos de Estabilidad y Factores de Ajuste.

El método del gráfico de estabilidad es un método empírico simple, el cual tiene como idea principal que el tamaño de una superficie pueda ser relacionado con la competencia del macizo rocoso para predecir su estabilidad (Mawdesley, 2002). Gráficamente esto se ve en la Figura 6.

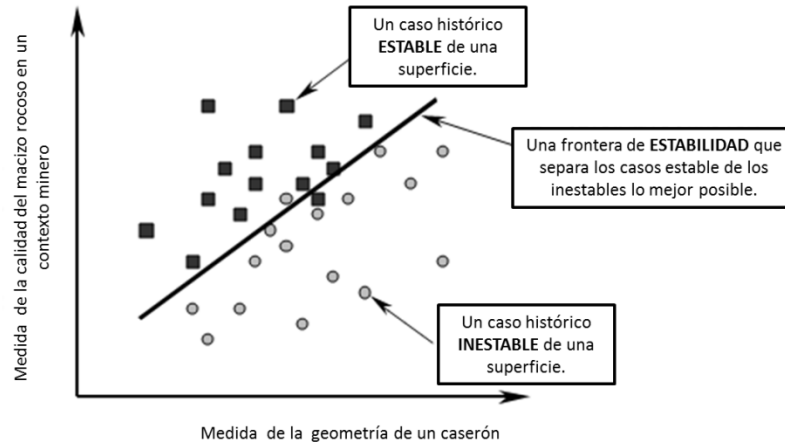


Figura 6. Diseño general de un gráfico de estabilidad: Ejes, Casos históricos y Frontera de Estabilidad. (Modificado de Mawdesley, 2002)

En el eje vertical se tiene una medida de la calidad del macizo rocoso en un contexto minero, esto se refiere a que la clasificación del macizo rocoso utilizada debe ir acompañada de los factores mineros más influyentes. Estos se denominan factores de ajuste y serán detallados más adelante pues han sido definidos de distinta manera según el autor.

En el eje horizontal se tiene una medida de la geometría de la excavación. Una forma de medir esta geometría expuesta, y probablemente la más utilizada, es el radio hidráulico que queda definido según la Ec. 8.

$$RH [m] = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} \quad \text{Ec. 8}$$

Las deficiencias de esta definición están asociadas a geometrías complejas, a que no incorpora la orientación espacial y que existen casos donde superficies de diferentes largo y ancho tienen igual radio hidráulico.

Los casos históricos vienen de la base de datos utilizada para definir la frontera. En su primera versión el gráfico contaba con 26 casos, la última base de datos adquirida cuenta con 485 casos provenientes de distintas minas de diferentes países. La definición de la estabilidad del caserón es cualitativa en el sentido que cuando los autores adquirieron la información definieron las características que debían cumplir los caserones para ser clasificados como tal.

Finalmente el gráfico tiene una(s) frontera(s) que divide las zonas de acuerdo a los estados de clasificación definidos. En su primera versión la frontera fue definida intuitivamente y una década después se utilizó una herramienta estadística para validar las fronteras propuestas.

La definición de las medidas utilizadas en el eje vertical, de las fronteras propuestas y herramientas estadísticas ocupadas para establecerlas son descritas a continuación. Se presentan los gráficos de estabilidad manera cronológica según lo presentado en la Tabla 5.

Tabla 5. Desarrollo cronológico de los Gráficos de Estabilidad Cualitativos (Modificado de Suorenini(2010)).

<b>Periodo</b>	<b>Desarrollos</b>	<b>Autor</b>
<b>1980-1985</b>	Introducción del Gráfico de Estabilidad: 25 casos históricos.	Mathews et al.
<b>1985-1990</b>	Calibración de factores de ajuste y fronteras: 175 casos históricos.	Potvin.
<b>1990-1995</b>	Redefinición de zonas de transición. Primera definición parcial estadística de las fronteras.	Nickson.
<b>1995-2000</b>	Redefinición de las zonas de transición.	Stewart y Forsyth.
	Segunda definición parcial estadística de las fronteras.	Hadjigeorgoiu et al.
	Primer análisis completo estadístico usando herramientas bayesianas.	Suorenini.
	Incorporación de Factor D de daño por esfuerzos inducidos.	Sprott et al.
<b>2000-2005</b>	Expansión de los casos de la base de datos a 400.	Mawdesley et al.
	Segundo análisis estadístico completo usando regresión logística.	Mawdesley
<b>2005-a la fecha</b>	Modelamiento Numérico para validar Factor de Ajuste B.	Bewick y Kaiser
	Modificación del Factor de ajuste A de esfuerzos.	Mitri



### 2.2.1 Gráficos de Estabilidad

El primer gráfico de estabilidad (Mathews et al., 1981) es el resultado de un estudio que intentaba predecir la estabilidad de excavaciones para profundidades mayores a 1000 [m]. El principal objetivo del estudio fue determinar si existía relación entre las propiedades del macizo rocoso, la profundidad a la cual se realizaban las labores mineras y la máxima superficie estable. La base de datos contaba con 26 casos obtenidos de una mina australiana y dos minas canadienses. El gráfico de estabilidad original cuenta con 3 estados de estabilidad separados por 2 zonas de transición como se aprecia en Figura 7.

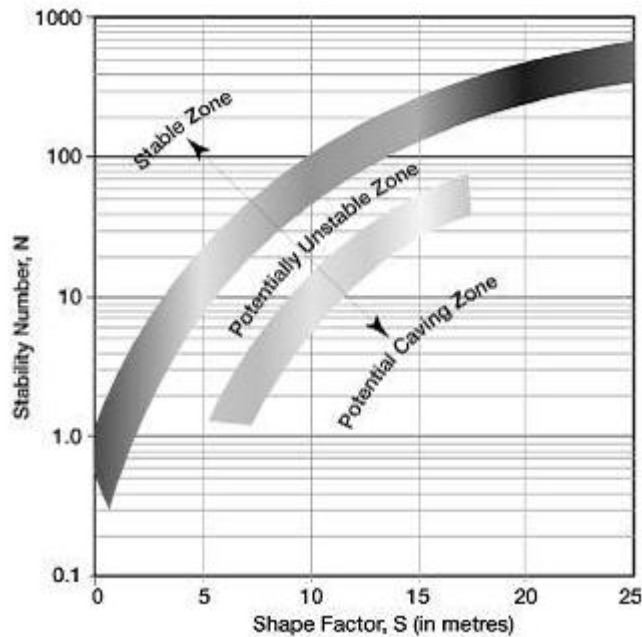


Figura 7. Gráfico Original con fronteras propuestas por Mathews et al. 1981.

Los tres estados de clasificación fueron definidos como,

- **Estable** (*Stable Zone*): La excavación se mantendrá en buen estado sin soporte.
- **Inestable** (*Potentially Unstable Zone*): La excavación presentará fallas localizadas pero tenderá a formar arcos estables. Modificando el diseño o agregando soporte podría reducir su riesgo.
- **Caving** (*Caving Zone*): La excavación fallará y no podrá estabilizarse antes de ser rellenada por completo.

En el eje horizontal la medida de la geometría de la superficie es el radio hidráulico y en el eje vertical el número de estabilidad N, que fue detallado en la sección 1.2.

La primera modificación que sufre el gráfico de estabilidad original es la hecha por Potvin (1988) que agrega más casos de estudio (de 26 casos pasa a 175) y modifica la forma en que se calcula el número de estabilidad N propuesto por Mathews. Potvin plantea cambiar la forma de calcular el

factor A, el factor B y el factor C, denominando el número de estabilidad modificado  $N'$ . Los estados de clasificación utilizados son los mismos que fueron definidos por Mathews. Las zonas de transición se reducen a una, la cual hace referencia al estado inestable.

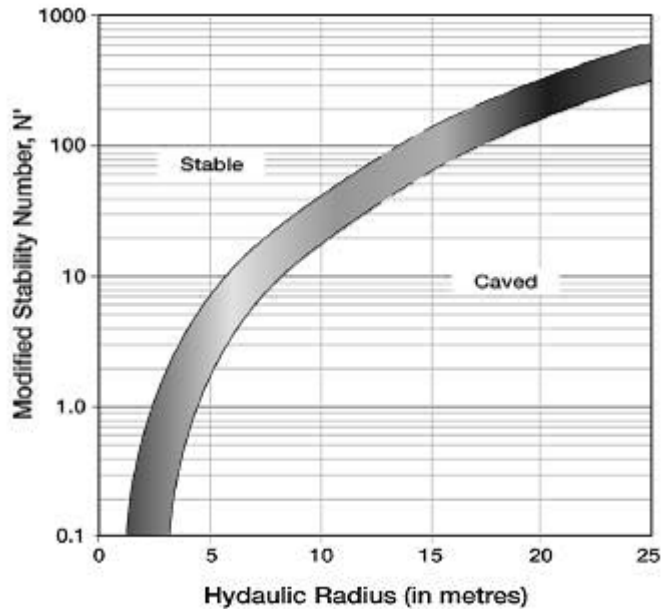


Figura 8. Gráfico de Estabilidad Modificado (Potvin, 1988).

Las modificaciones realizadas a los factores de corrección son:

- **Factor A:** La modificación al factor A es de igualar a 0.1 el valor del factor para toda razón ( $UCS/\sigma_{1-inducido}$ ) menor a 2.
- **Factor B:** Se cambian los rangos de ángulos donde obtiene valores el factor y agrega variantes si existen diferencias entre los rumbos de las discontinuidades y las paredes. El valor mínimo del factor B pasa de 0.3 a 0.2.
- **Factor C:** Incorpora los modos de falla (*slabbing*, *gravity fall* y *sliding*). En el caso de *sliding* el factor C considera el manto de la estructura crítica y tiene una forma distinta al factor C original, para los demás modos de falla se plantea adicionalmente que una pared vertical es 4 veces más estable que una horizontal.

Estos cambios se observan en la Figura 9.

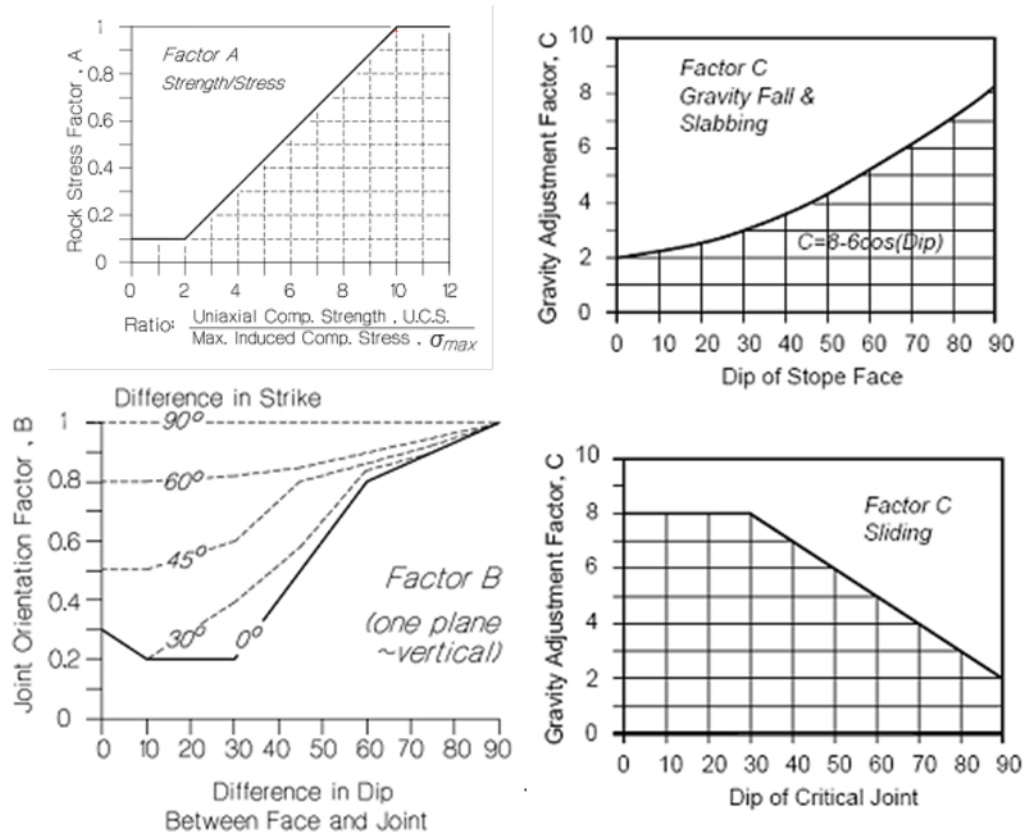


Figura 9. Modificaciones a los factores A, B y C propuestas por Potvin (1988).

El hecho de haber reducido las zonas de transición implicaría un nivel de precisión mayor que no quedó garantizado por Potvin. (Stewart and Forsyth, 1995).

Posteriormente Nickson (1992) agrega 13 casos no soportados a la base de datos y fue el primer autor en utilizar una herramienta estadística (distancia de Malahanobis) para establecer una frontera. Los resultados fueron coherentes con las fronteras propuestas por Potvin, gráficamente se observa en la Figura 10. Adicionalmente propuso un método para agregar soporte a las excavaciones.

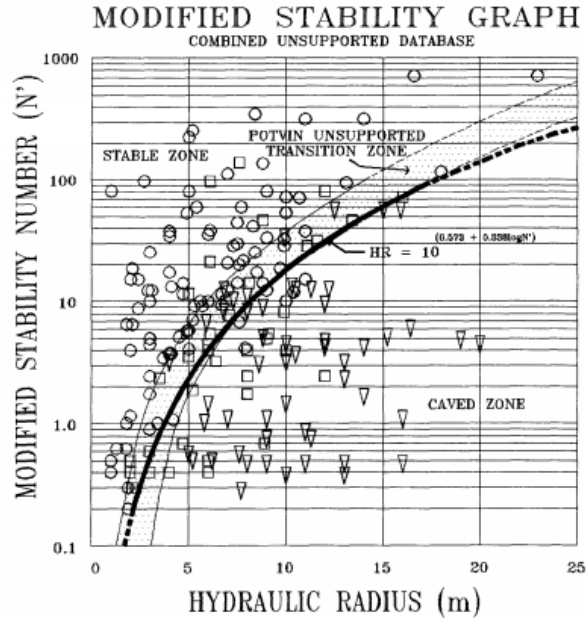


Figura 10. Frontera definida por Nickson (1992).

El gráfico de estabilidad modificado fue actualizado posteriormente por Hadjigeorgiou et al. (1995) agregando 29 casos más, haciendo un total de 228 casos. Esta base de datos fue analizada utilizando el método de análisis discriminante. Este estudio incluyó casos de caserones con soporte.

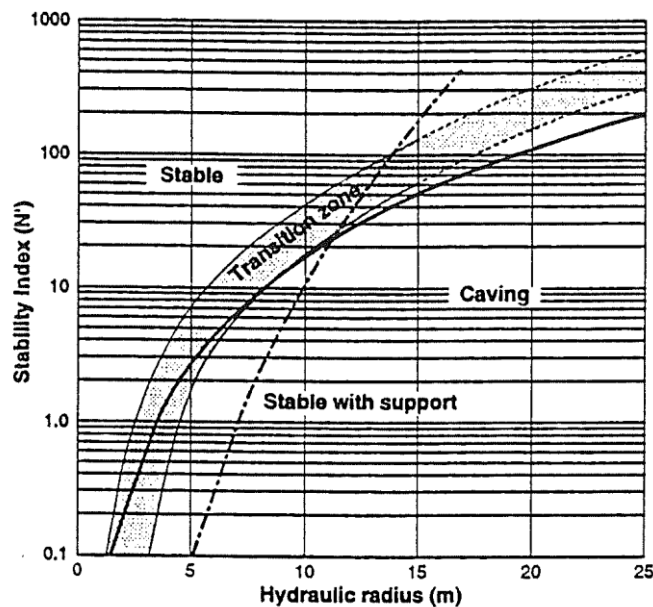


Figura 11. Gráfico de Estabilidad propuesto por Hadjigeorgiou et al. (1995). (frontera en línea punteada)

La siguiente actualización volvió a utilizar el número de estabilidad  $N$  y fue hecha por Stewart y Forsyth (1995). Estos autores introducen cuatro nuevos estados de clasificación:

- Potencialmente Estable: Las superficies son esencialmente auto-soportadas con mínima dilución (10%).
- Potencialmente Inestable: Las superficies requerirán soporte. El grado de soporte determinará las fallas asociadas. La dilución estimada es de 10-30%.
- Potencial Colapso Mayor: Las superficies requerirán un grado de soporte mayor y extenso. La dilución estimada superará el 30%.
- Potencial Caving: Las superficies presentarán caving, no se autosoportará bajo ninguna condición y sólo podrá ser estabilizado hasta que el vacío sea rellenado.

Lo interesante de esta propuesta es que las definiciones cualitativas se traducen en un término cuantitativo como es la dilución, mejorando la precisión y confiabilidad del método. El gráfico de estabilidad se observa en la Figura 12. Existen algunas zonas de transición más amplias que otras y esto se debe a la subjetividad de algunos casos.

Otro aspecto positivo es la inclusión del término *caving* propiamente como tal y no como lo había sido anteriormente.

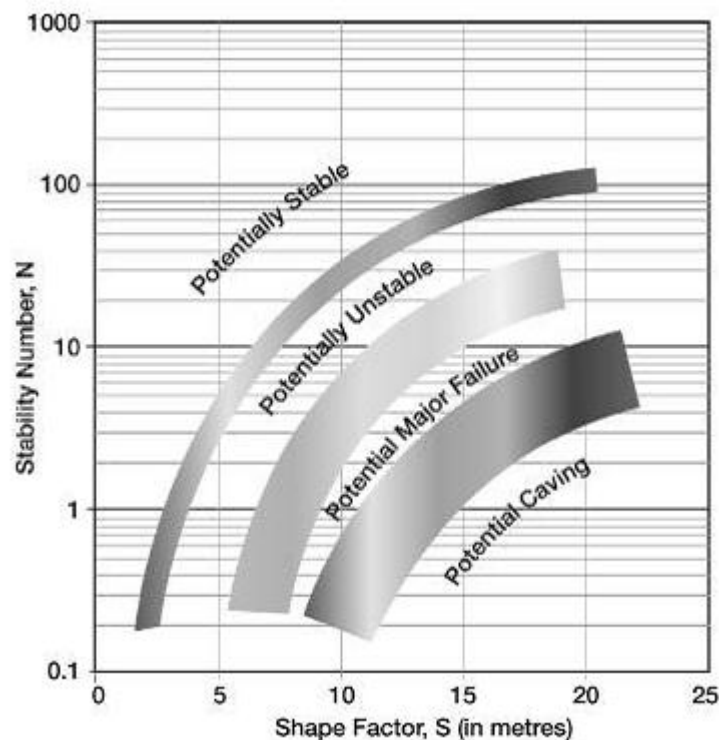


Figura 12. Gráfico de estabilidad propuesto por Stewart and Forsyth (1995).

Posteriormente Suorineni (1998) ocupa la función de verosimilitud para definir la frontera de estabilidad, utilizando el número de estabilidad modificado  $N'$ . Esta frontera queda definida según la Ec. 9.

$$RH = 10^{(0.4905 - 2 \log(\Delta) + 0.3738 \log(N'))} \quad \text{Ec. 9}$$

Donde  $\Delta$  es la razón de verosimilitud da la razón entre las probabilidades de ser estable o inestable. Una razón de verosimilitud igual a 1 tiene igual probabilidad de ser estable o inestable. Cabe destacar que las fronteras encontradas por Potvin y Nickson son similares a la que se obtiene si la razón de verosimilitud fuera 1. Gráficamente se observa a continuación,

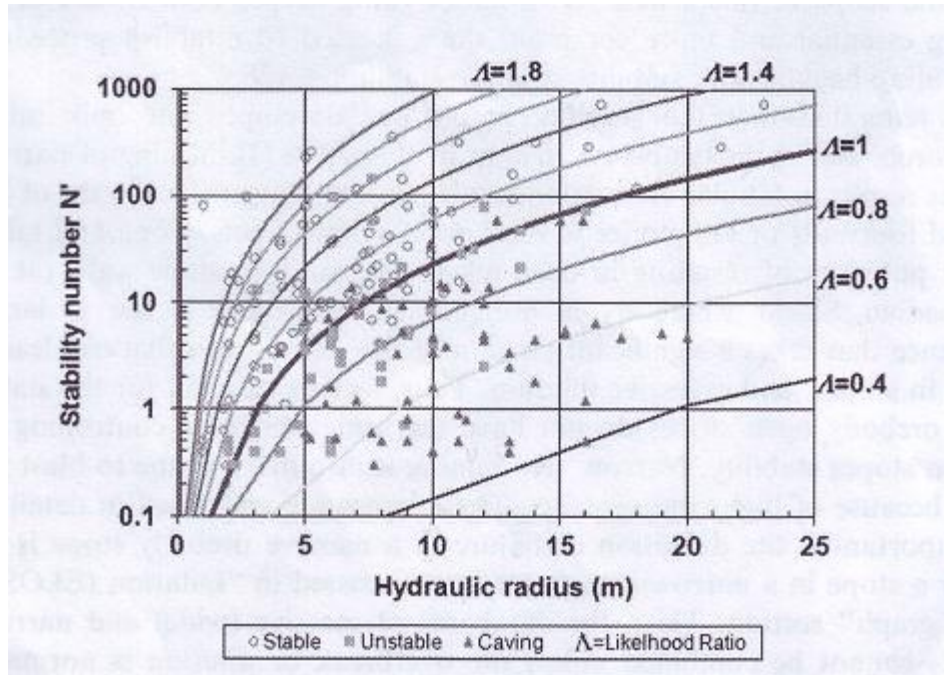


Figura 13. Fronteras propuestas por Suorenini (1998).

El número de estabilidad modificado  $N'$  propuesto por Potvin no mejora significativamente la precisión de los análisis de estabilidad y es más complicado de calcular que el número de estabilidad original  $N$ . (Stewart and Forsyth, 1995; Trueman et al, 2000).

La última proposición de gráfico de estabilidad utilizando el número  $N$  fue hecha por Mawdesley (2001) utilizando regresión logística para una base de datos de 485 casos no soportados volviendo a las definiciones de estabilidad utilizadas por Mathews. Cabe destacar que el estado inestable queda denominado como “Falla”. Las fronteras quedan definidas según las Ec. 10 y Ec. 11.

$$\text{Frontera Estable – Falla: } N = 0.32 * RH^{1.82} \quad \text{Ec. 10}$$

$$\text{Frontera Falla – Falla mayor: } N = 0.07 * RH^{1.82} \quad \text{Ec. 11}$$

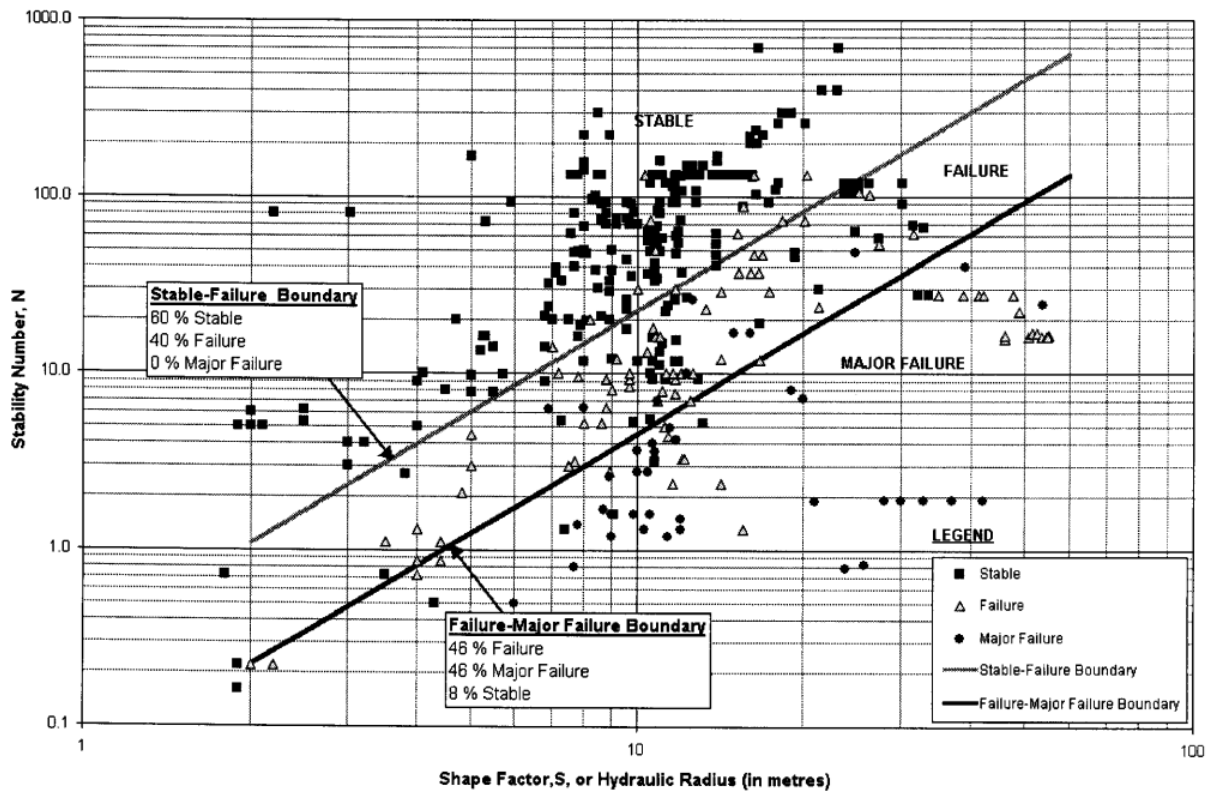


Figura 14. Último gráfico de estabilidad propuesto por Mawdesley (2002).

Notar que ambas curvas son paralelas (en escala log-log) y fueron establecidas así porque entregan una mejor definición de las zonas de transición (Mawdesley, 2002).

Estas curvas fueron propuestas para los siguientes valores asignados de probabilidad:

- Estado “Estable” : 1-0.6
- Estado “Falla”: 0.6-0.4
- Estado “Falla Mayor”: 0.4-0

Estas son las curvas que establecen la línea base para esta memoria por dos razones, son las últimas propuestas en la literatura y la segunda, y lo más importante, han sido calibradas con una amplia base de datos.

Adicionalmente con la regresión logística es posible obtener fronteras de isoprobabilidad como se presentan a continuación.

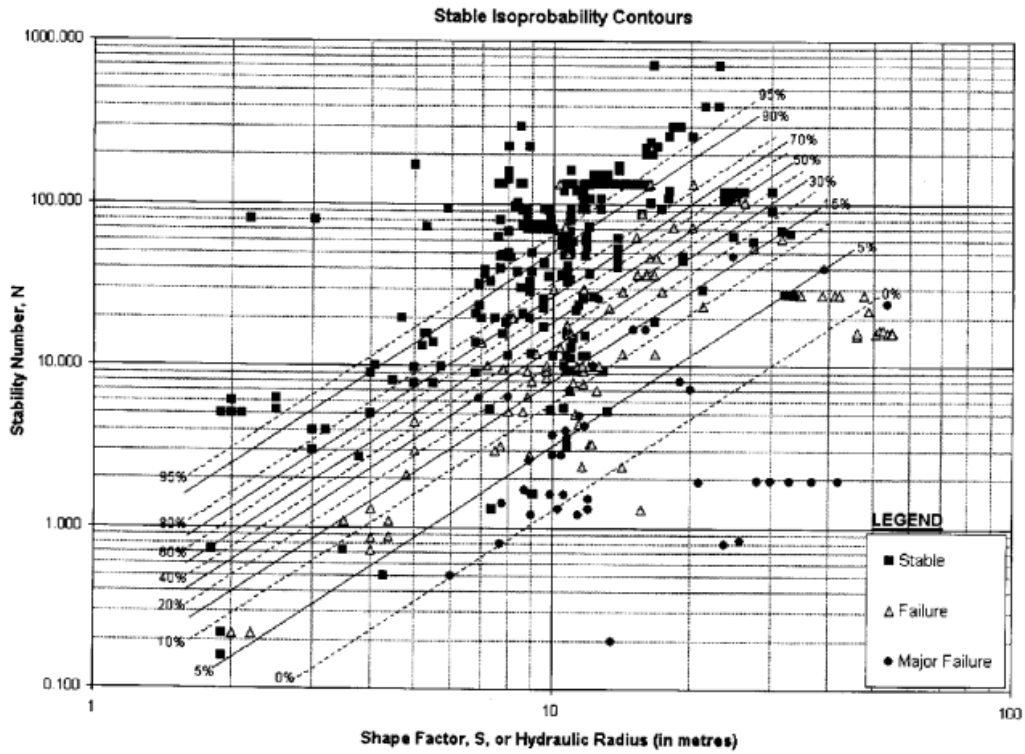


Figura 15. Gráfico de Estabilidad con líneas isoprobables “Estable”.

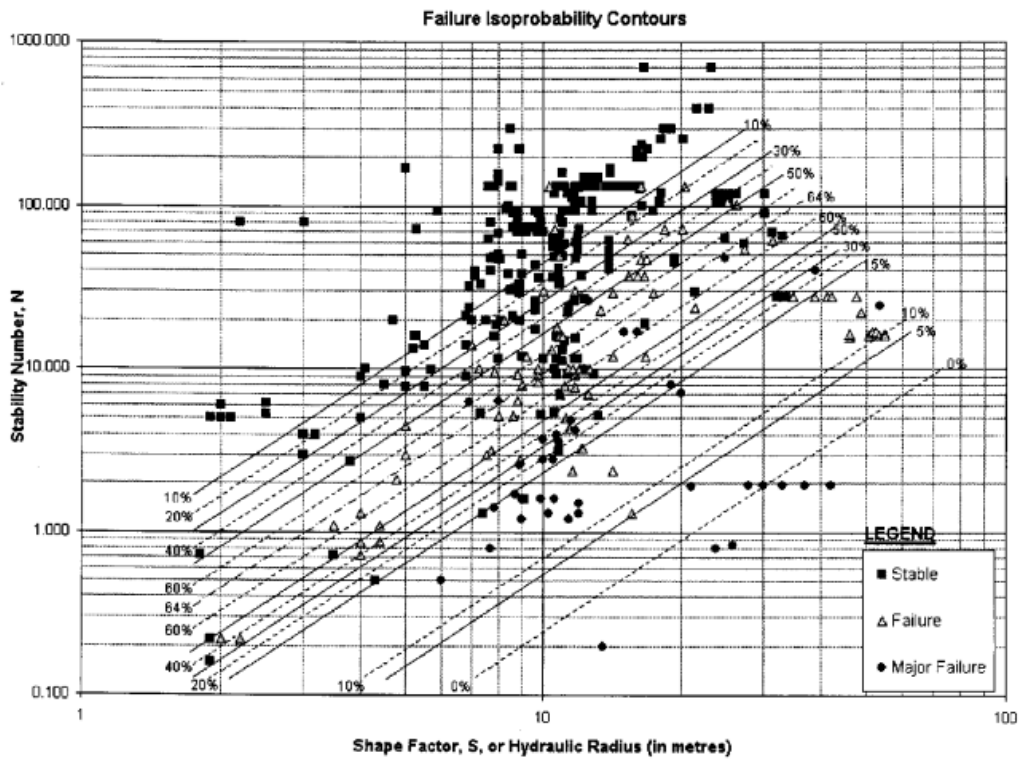


Figura 16. Gráfico de Estabilidad con líneas isoprobables “Falla”.



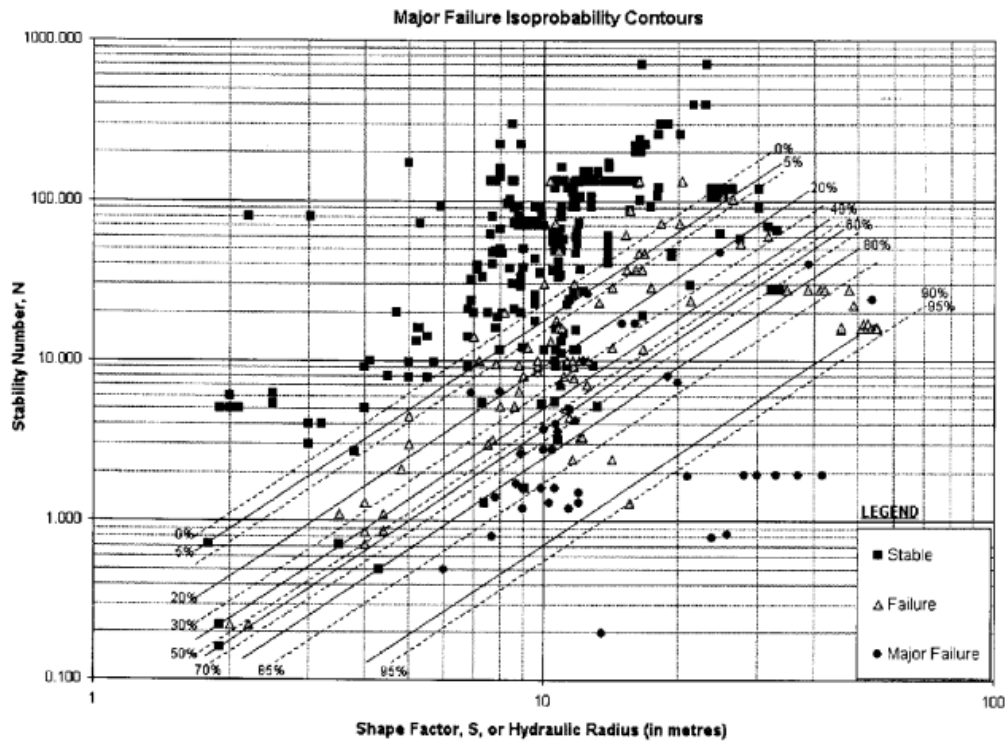


Figura 17. Gráfico de Estabilidad con líneas isoprobables “Falla Mayor”.

### 2.2.2 Modificaciones y proposiciones de factores.

Adicionalmente a la propuesta de estados de clasificación y fronteras, también se intentaron incorporar nuevos factores o modificaciones de algunos. Salvo en algunos casos se probó su efectividad pero con un bajo número de casos, ya que necesitan de mayor información para ser calculados. Con la información que existe en la base de datos solamente dos de ellos será posible someterlo a la metodología posteriormente. Las modificaciones y proposiciones se presentan en orden cronológico.

#### Sprott (1999)

El autor propone un factor D que represente a los estados en los cuales se ha superado el RMS (rockmass strength) anterior a la extracción. Este factor D está directamente relacionado con el *Extra Stress Deviator*, que queda definido como el “stope stress deviator” menos el “in-situ stress deviator” según lo definido en la Ec. 12.

$$\text{Extra Stress Deviator} = (\sigma_1 - \sigma_3) - (P_1 - P_3) \tag{Ec. 12}$$

Donde,

- $(\sigma_1 - \sigma_3)$  = Esfuerzos inducidos principales mayor y menor.
- $(P_1 - P_3)$  = Esfuerzos in-situ principales mayor y menor.

La idea es ajustar con un factor la calidad de macizo rocoso  $Q'$  según el comportamiento del macizo en el régimen post-peak. Si la resistencia del macizo es distinta de un caserón a otro, el indicador debería normalizarse por el UCS.

Este indicador fue graficado versus el radio hidráulico y luego calibrado para definir zonas de transición con casos de estudio, al lado derecho se incorpora la relación lineal que existe entre el los valores del factor D y el indicador. Gráficamente esto se ve en la Figura 18.

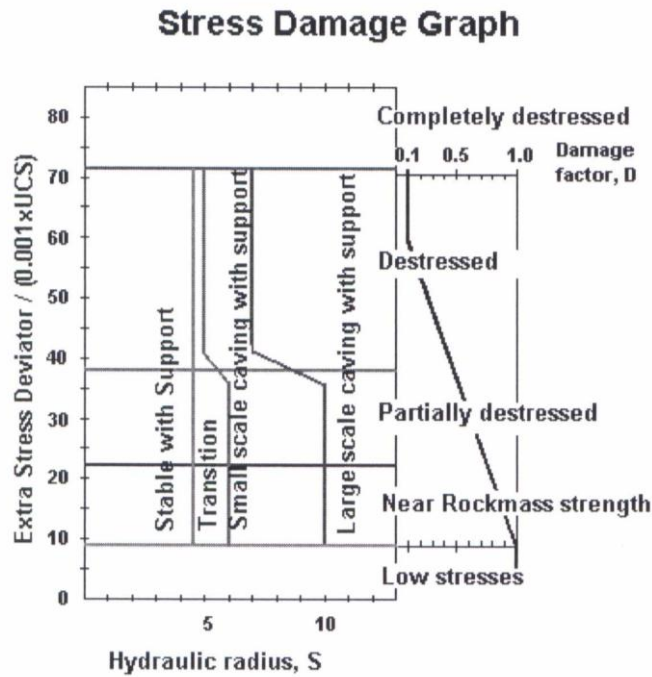


Figura 18. Propuesta Factor D.

El factor D es incorporado en el  $Q'$  y toma valores entre 0.1 y 1, por lo tanto puede modificar el número de estabilidad hasta en un orden de magnitud. Se define el  $Q'$  modificado,

$$Q'_{Modificado} = \left( \frac{RQD}{J_n} \right) * D * \left( \frac{J_r}{J_a} \right) \quad \text{Ec. 21}$$

La diferencia con el factor A, es que el factor A considera los esfuerzos posterior a la extracción minera, el factor D está el caserón “sólido” anterior a la extracción minera. La forma de ocuparlo es calcular el factor D previa obtención de los esfuerzos y luego incorporarlo en el  $Q'$  para que sea incorporado en el número de estabilidad N. Con el radio hidráulico se grafica el punto y se ve a que valor, siguiendo la horizontal, está asociado. Se reconocen cuatro condiciones: “desestresado”, “parcialmente desestresados”, “cerca de la resistencia del macizo rocoso” y “bajos stresses”. Las zonas toman valores desde 0.1 para la condición más adversa y 1 para la condición más favorable.

Este factor no es posible evaluarlo pues no es posible restituir la condición de esfuerzos in-situ para los casos de la base de datos.

### Stewart (2001)

Su trabajo se centró en cuantificar el efecto de los estados de relajación en excavaciones, para ello definió 3 tipos de estados de relajación: Relajación Parcial, Relajación Total y Relajación Tangencial.

- Relajación Parcial: Está definido cuando el modelamiento lineal elástico tridimensional otorga valores para  $\sigma_3$  menores a 0.2MPa mientras  $\sigma_2$  y  $\sigma_1$  exceden los 0.2Mpa.
- Relajación Total: Está definido cuando el modelamiento lineal elástico tridimensional otorga valores para  $\sigma_3$  y  $\sigma_2$  menores a 0.2MPa.
- Relajación Tangencial: Está definido cuando el modelamiento lineal elástico tridimensional otorga al menos un valor para un esfuerzo principal menor a 0.2MPa y su dirección diverge en menos de 20° de la paralela a la pared de la excavación.

Mediante métricas de clasificación compara valores que deberían ser dados para el factor A en los casos de los tipos de esfuerzos anteriormente definidos, llega a la conclusión que para los estados de relajación total y tangencial el factor A debe ser fijado a 0.7 en vez de 1. La Tabla 6 resume sus conclusiones.

Tabla 6. Valores para cada caso de relajación.

Criterio	Valor Factor A
Relajación Parcial	1
Relajación Total	0.7
Relajación Tangencial	0.7

El problema para medir el impacto de esta propuesta es que no se cuenta con información para distinguir el estado de relajación de los casos de la base de datos.

### Mitri (2010)

El trabajo de Mitri considera proponer un nuevo factor de esfuerzos llamado MSF, *máximum stress factor*, que se define según la Ec. 13.

$$MSF = \frac{\sigma_{1max}}{UCS} \quad \text{Ec. 13}$$

Donde,

- $\sigma_{1max}$  = Máximo esfuerzo inducido principal mayor.
- $UCS$  = Resistencia a la compresión uniaxial.

Para evaluarlo se usa una función del tipo exponencial con un valor máximo para una razón de 0.3, y se reduce a 0.1 hacia ambos costados, penalizando bastante los estados de relajación en comparación al factor de ajuste original. La curva tiene la siguiente forma presentada en la Figura 19.

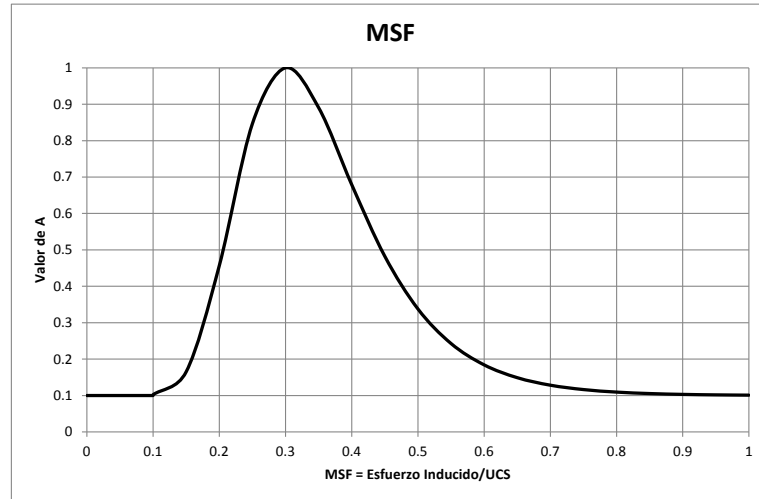


Figura 19. MSF propuesto por Mitri.

Finalmente hace un caso estudio para una base con 5 datos, lo cual resta insuficiente para validar la propuesta. Este factor será sometido a la metodología.

### Bewick y Kaiser (2009)

Se realizó un estudio de modelamiento numérico para validar las formas de los Factores B propuestos por Mathews y Potvin. El modelo incorpora estudiar las variables tales como las propiedades de las discontinuidades y los estados de esfuerzos. Se utilizó el software Phase 2D. La definición del factor B por modelamiento numérico es la siguiente:

$$\text{Factor B Modelamiento Numérico} = \left( \frac{d_{\sigma_3\beta}}{d_{\sigma_3\beta=90}} \right)^{-1}$$

Donde,

- $d_{\sigma_3\beta}$  = Distancia, medida perpendicularmente a la pared, para el contorno  $\sigma_3 = 0.5$  [Mpa] dado cierto ángulo de orientación de la discontinuidad  $\beta$ .
- $d_{\sigma_3\beta=90}$  = Distancia, medida perpendicularmente a la pared, para el contorno  $\sigma_3 = 0.5$  [Mpa] para el ángulo  $\beta = 90^\circ$  (estructuras perpendiculares a la pared).

Se normaliza por la distancia cuando existen estructuras perpendiculares porque se asume que esta condición tiene muy poca influencia en la estabilidad del caserón y por lo tanto es la condición más favorable. (Mathews (1981) y Potvin (1988)).

Los resultados son una serie de curvas y gráficos obtenidas para distintas condiciones de las variables que consideraron. Dentro de las conclusiones más importantes se pueden mencionar:

- La forma del Factor B es posible obtenerla con modelamiento numérico 2D para los ángulos  $\beta$  entre  $45^\circ$  y  $90^\circ$  en la pared colgante. Para el resto de los ángulos la resistencia entre estructuras necesita ser considerada pues no es la orientación de estas la que controla el desconfinamiento.

- Los mecanismos que controlan la forma del Factor B pueden agruparse entonces en dos zonas:
  - Confinamiento en las estructuras ( $\sigma_3$ ): Para los ángulos  $\beta$  entre  $45^\circ$  y  $90^\circ$ .
  - Resistencia del Macizo entre estructuras: Para los ángulos  $\beta$  entre  $0^\circ$  y  $45^\circ$ .
- Esto sugiere que si los bloques de roca que rodean al caserón son altamente competentes el factor B propuesto por Mathews y Potvin sería muy conservador pues la zona de bajo confinamiento se sitúa cercana a la excavación (para los ángulos  $\beta$  entre  $0^\circ$  y  $45^\circ$ ). Si los bloques no son competentes entonces la resistencia del macizo entre estructuras es quien controla el mecanismo.
- Las propiedades de las estructuras que más influenciaron la forma del Factor B son el ángulo de fricción y la razón de esfuerzos.

Se seleccionaron 5 curvas derivadas del modelamiento numérico para ser sometidas a la metodología, las cuales se presentan en la sección 4.2.2.

### 2.3 Conclusiones del Marco Teórico

El método empírico del gráfico de estabilidad de Mathews ha sido utilizado vastamente tanto por la academia como por la industria durante los últimos 30 años. Su simpleza hace de él una herramienta fácil de usar en etapas conceptuales y de pre-factibilidad en un proyecto. De la revisión bibliográfica se encontró que diversos autores han intentado introducir mejoras tales como:

- Eliminar subjetividades al momento de definir los estados de clasificación, como por ejemplo, que el término *caving* sea usado propiamente como tal.
- Utilizar diferentes herramientas estadísticas para delimitar fronteras o para predecir el riesgo asociado a un cierto estado de clasificación.
- Incluir nuevos factores de ajuste o modificar algunos de ellos.

El gran problema radica en la falta de consenso en la literatura que ha existido tanto como en la cantidad de información que necesita el método como en la definición de los estados de clasificación, de las fronteras y los factores de ajuste. A todo esto se le debe sumar que no se ha medido el impacto que puedan tener estas nuevas definiciones en el diseño empírico de caserones.

Esto puede conllevar a confusiones respecto a que fronteras o factores de ajuste utilizar al momento de proponer un diseño. Esta memoria entonces propone una metodología rigurosa que sea capaz de medir y comparar la capacidad predictiva del método y de sus factores de ajuste, y que a su vez, mida el eventual impacto en el diseño empírico de caserones.

### 3 ANALISIS ESTADÍSTICO DE LAS BASES DE DATOS

La base de datos original cuenta con un total de 485 datos. Primero se detectaron datos anómalos y luego se efectuó un filtro respecto a datos no pertinentes al estudio. La base de datos cuenta con información respecto a: Fuente, Mina, Pared de Estudio, Radio Hidráulico, Número de Estabilidad, Factor A, Factor B, Factor C, Q' de Barton, Jr, Ja, Jn, RQD, Estado de clasificación y Comentarios.

#### 3.1 Datos Anómalos

Se enmascaran un total de 4 datos: existen 3 datos cuyo valor del Factor A era menor a 1 (0.04, 0.06 y 0.08 respectivamente) y un dato cuyo valor del Factor C era mayor a 8 (9.01). Como se encuentra en el caso del N de Mathews, el Factor A nunca es menor que 0.1 y el Factor C nunca es mayor que 8.

#### 3.2 Datos No Pertinentes

Los datos clasificados como caving representan un total de 16. Estos son enmascarados pues representan casos históricos de minas block/panel caving y no deben ser considerados para establecer fronteras Estable-Falla-Falla Mayor en minería selectiva.

La base de datos contiene finalmente 465 datos.

#### 3.3 Estados de Clasificación

La autora distingue entre tres estados de clasificación, según lo definido por Mathews (1981):

- Estable (*Stable*): La excavación se mantendrá en buen estado sin soporte.
- Falla (*Failure*): La excavación presentará fallas localizadas pero tenderá a formar arcos estables. Modificando el diseño o agregando soporte podría reducir su riesgo.
- Falla Mayor (*Major Failure*): La excavación fallará y no podrá estabilizarse antes de ser rellenada con soporte.

#### 3.4 Análisis Estadístico

Se presenta a continuación una tabla que contiene información estadística básica respecto a las variables incluidas en la base de datos de Mawdesley. Se omiten las variables RQD, Jn, Jr, Ja porque están incluidas en el sistema de clasificación del macizo rocoso Q'.

Tabla 7. Resumen estadísticas básicas base de datos.

	RH [m]	Q'	A	B	C	N
<b>Mínimo</b>	1.0	0.4	0.1	0.3	1.0	0.04
<b>Máximo</b>	54.9	90.0	1.0	1.0	8.0	720.0
<b>Promedio</b>	12.1	28.2	0.6	0.5	5.6	56.0
<b>Desv. estándar</b>	9.5	15.8	0.3	0.2	3.0	75.1
<b>Datos</b>	465					

Los respectivos histogramas son,

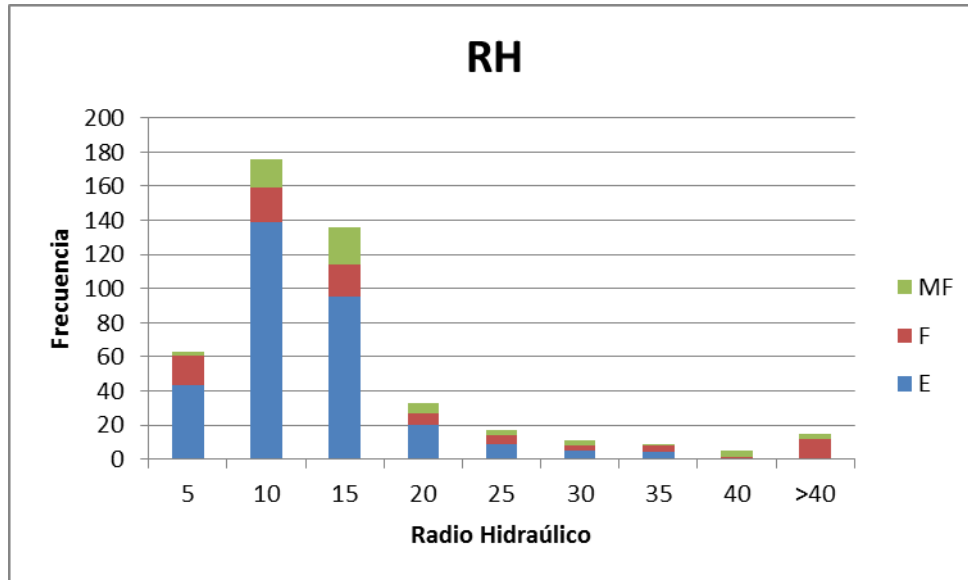


Figura 20. Histograma Radio Hidráulico (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable).

Existe una gran concentración de datos entre los intervalos 5-20 [m]. La condición “Estable” desaparece a medida que aumenta el radio hidráulico.

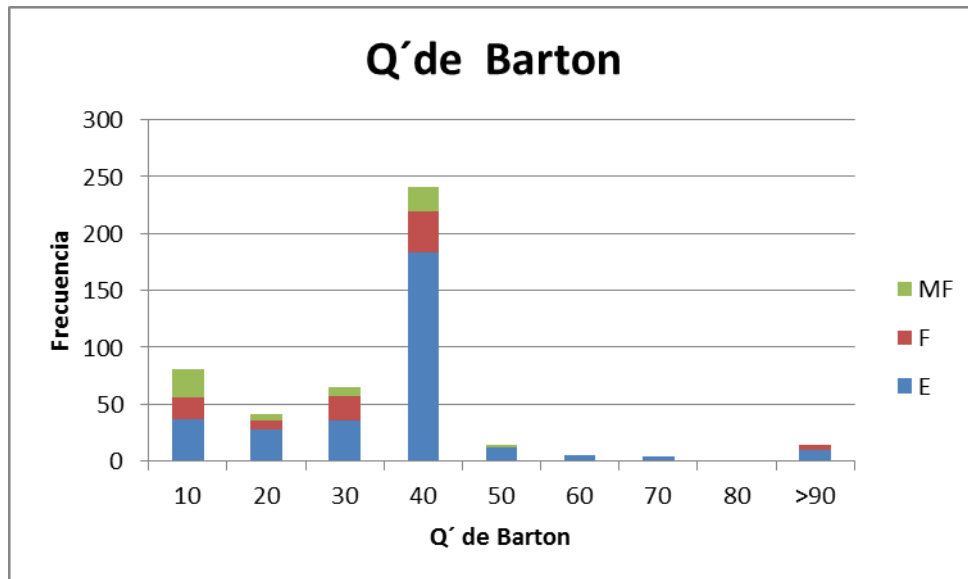


Figura 21. Histograma Q' de Barton (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable).

La concentración de datos ocurre en la clase 40, que representa un macizo rocoso de calidad buena según el sistema de clasificación. Las condiciones de “Falla” y “Falla Mayor” aparecen principalmente a medida que se disminuye la calidad del macizo, excepto algunos casos de “Falla” que aparecen en la cola de la distribución.

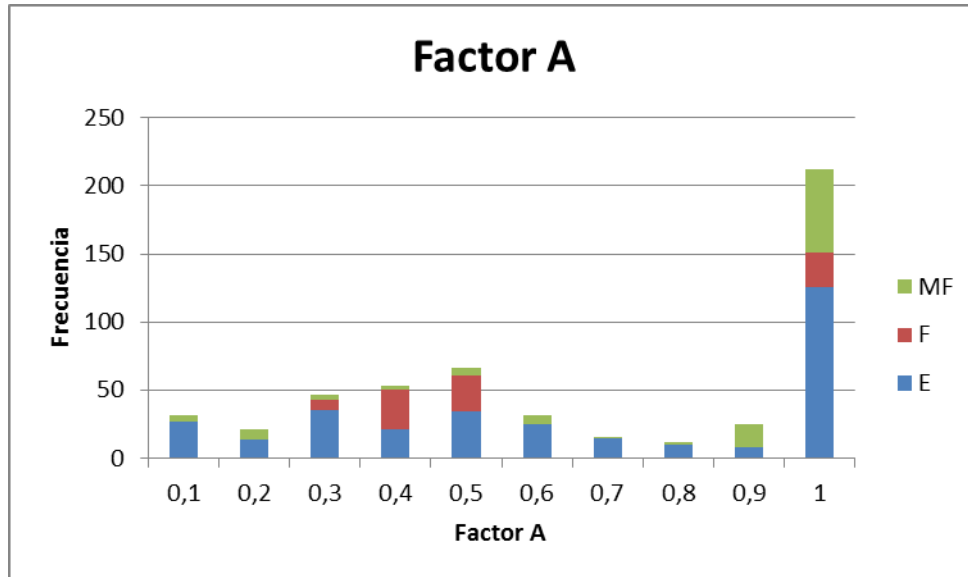


Figura 22. Histograma Factor A de esfuerzos (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable).

La mayoría de los datos está en la clase de valor 1. Esto se debe a casos existentes con zonas de relajación y zonas de bajos esfuerzos. Los casos “Estable” y “Falla” están distribuidos de manera cuasi uniforme hacia el resto de las clases y los casos “Falla Mayor” están concentrados entre las clases 0.3-0.5.

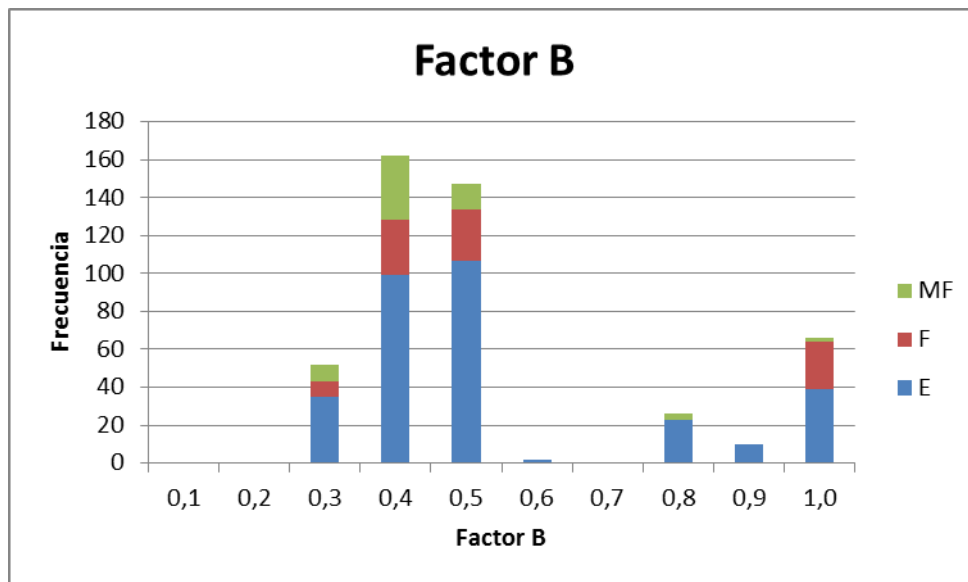


Figura 23. Histograma Factor B (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable).

Las orientaciones de las discontinuidades respecto a la superficies de estudio están concentradas en las clases 0.3-0.4 que representan ángulos entre 10° y 50°. Otra concentración ocurre para ángulos entre 70° y 90°, es decir, estructuras cuasi perpendiculares a la pared de estudio. No se aprecia una relación clara entre el valor de B y la condición de la pared de estudio.



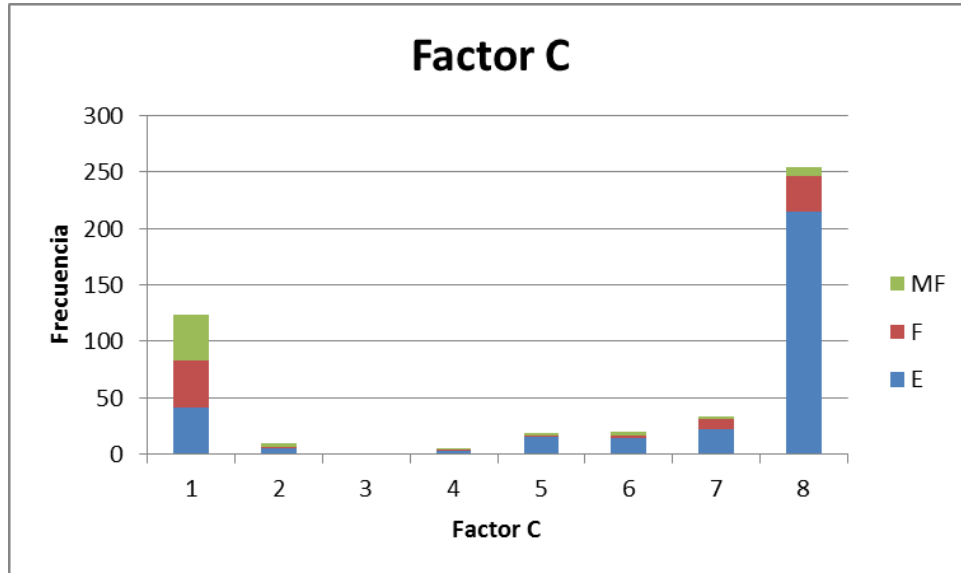


Figura 24. Histograma Factor C (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable).

La concentración de datos ocurre para las clases 1 ó 8. Esto se debe a que los manteos de las superficies son cercanos a la horizontal (techos) o cercanos a la vertical (paredes). Respecto a la condición, los casos “Estables” están concentrados en la clase de valor 8, los casos “Falla” están concentrados entre las clases de valor 8 ó 1 y los casos “Falla Mayor” en la clase de valor 1.

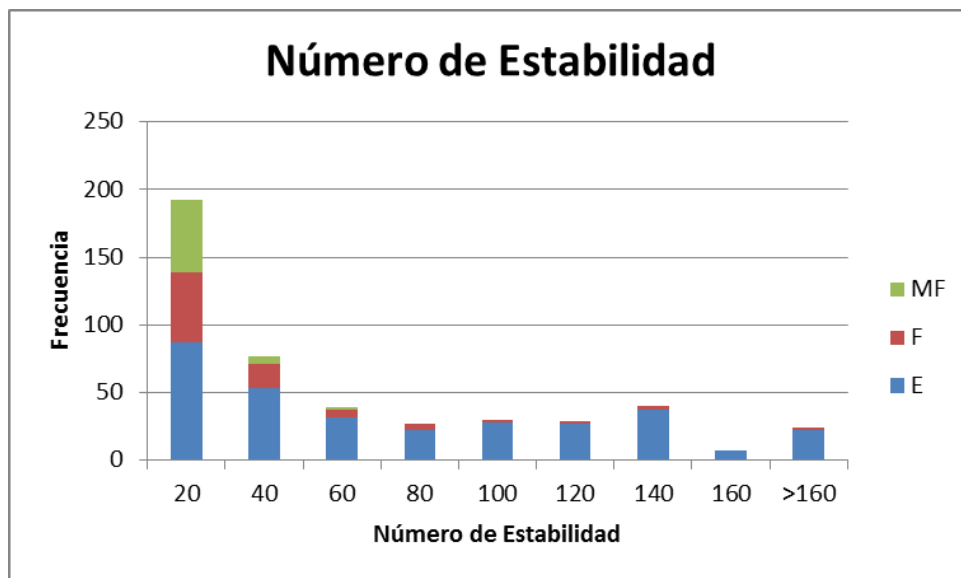


Figura 25. Histograma Número de Estabilidad (MF=Major Failure, F=Failure, E=Stable).

La mayoría de los casos están en la clase de valor 20, los casos “Estables” se distribuyen de manera cuasi uniforme entre las clases [60->160] (excepto la clase 160 que presenta la menor cantidad de casos). Los casos “Falla” que van disminuyendo a medida que aumenta el número de estabilidad. Los casos “Falla Mayor” desaparecen a partir de la clase de valor 80.

### 3.5 Análisis Multivariable

A continuación se presenta un análisis multivariable que tiene básicamente dos objetivos: el primero es detectar y analizar las correlaciones entre las variables que componen el número de estabilidad N para buscar posibles propuestas de factores de ajuste y el segundo objetivo es encontrar valores promedios para los factores de ajuste mediante regresiones. El análisis se divide en dos casos:

- **Variables de entradas:** Se presentan los gráficos de correlación entre las variables de entrada.
- **Variables compuestas:** Se presentan gráficos que se componen entre el número de estabilidad y una composición compuesta de las variables de entradas. Se realizan regresiones lineales y de tipo potencia para encontrar tendencias promedio. Los valores encontrados en la regresión serán testeados como posibles factores más adelante.



Figura 26. Gráficos de correlación entre las variables de entrada.

En la Figura 26 no se aprecian correlaciones o dependencias significativas entre las variables de entrada de manera individual. A continuación se busca encontrar correlaciones entre una variable de entrada y las otras restantes agrupadas.



Figura 27. Gráficos de correlación entre variables de entrada.

En la Figura 27 tampoco es posible encontrar correlaciones o dependencias significativas. Sin embargo, existen dos comentarios que recalcar:

- En el primer gráfico de correlación las condiciones de inestabilidad no aparecen para valores de BC sobre cuatro dada cualquier condición de esfuerzos. Esta aglomeración de puntos azules indica que existen algunas paredes verticales con estructuras horizontales o casi horizontales que no se verían afectadas por los esfuerzos.
- En el segundo gráfico vuelve a aparecer esta zona antes descrita pero solamente en el cuadrante superior derecho lo que desmiente que sea para cualquier condición de esfuerzos. Sino que solamente para bajas y medianas condiciones de esfuerzos.

Las evidencias no restan suficientes para la proposición de un factor de ajuste debido a la poca cantidad de datos que existe en la zona de aglomeración anteriormente descrita.

A continuación se presentan los gráficos de variables compuestas.

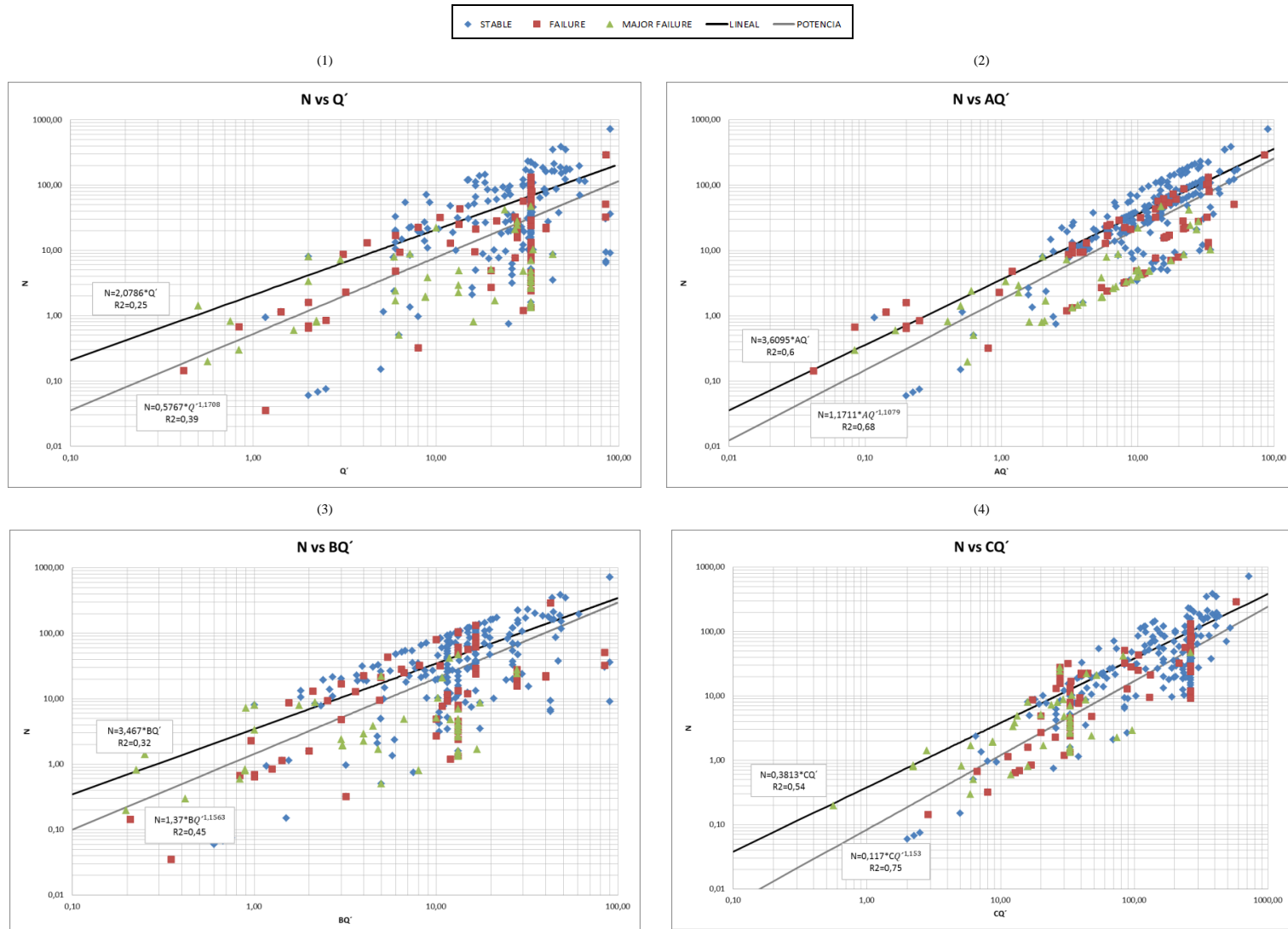


Figura 28. Gráficos de correlación entre número de estabilidad y variables compuestas.

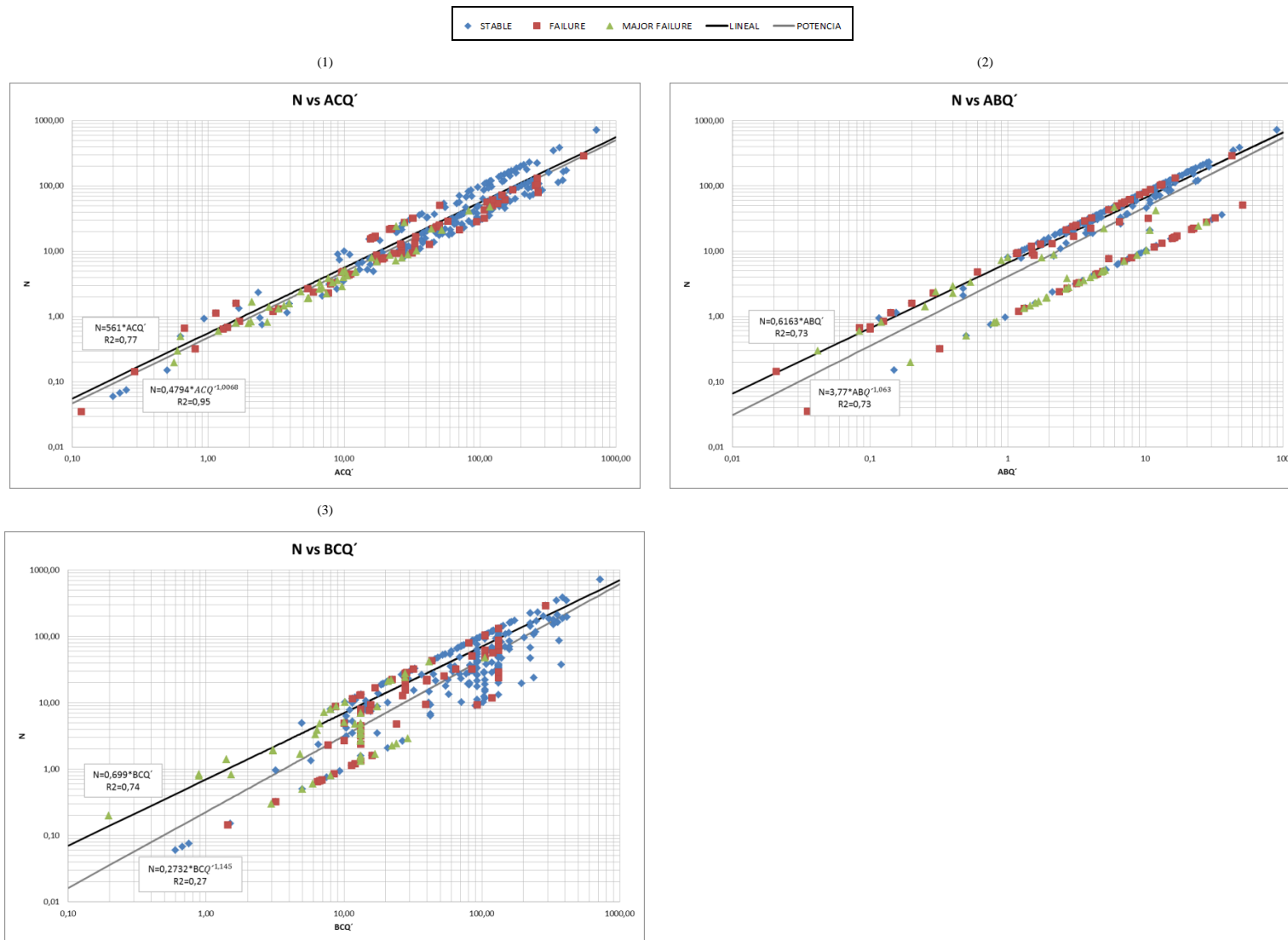


Figura 29. Gráficos de correlación entre número de estabilidad y variables compuestas.

En los primeros cuatro gráficos (Figura 28) no se observan que las regresiones se ajusten bien a los datos pues existe bastante dispersión.

En el primer gráfico (N vs ACQ') de la Figura 29 existen buenas correlaciones, un R2 de 0,77 para la regresión lineal y de 0,95 para la regresión de tipo potencia. Esto indica que es posible encontrar factores de ajuste promedio que podrían reemplazar al factor B. Estos valores deben ser sometidos a la metodología para cuantificar el impacto en la capacidad predictiva del método empírico. El segundo gráfico se observan dos agrupaciones claras, esto se explica por la distribución de valores del factor C. En el tercer gráfico las regresiones son deficientes dada la dispersión de los datos.

## 4 METODOLOGÍA

### 4.1 Herramienta Estadística

La herramienta estadística para evaluar el desempeño de los factores de ajustes se describe a continuación. En la primera parte se define la frontera o curva de clasificación, los indicadores de desempeño, el cálculo y la optimización de estos utilizando la base de datos y finalmente como se validan.

#### 4.1.1 Frontera -Curva de Clasificación.

La frontera es la que clasifica los estados de estabilidad. Al tratarse de un gráfico log-log la curva de función tipo potencia queda definida como una recta de pendiente  $a$  e intercepto  $\log(b)$ .

$$\begin{aligned} \text{Frontera: } N &= bRH^a \\ \text{Log}(N) &= a * \text{Log}(RH) + \log(b) \end{aligned} \quad \text{Ec. 14}$$

#### 4.1.2 Indicadores de Desempeño

Se utiliza como métrica de clasificación la matriz de contingencia. Este método permite calcular el indicador de desempeño que servirá para determinar las curvas que mejor clasifican los estados de estabilidad. Para ello se definen 4 variables según la matriz de contingencia que se observa en la Tabla 8 :

**TP:** El modelo predice el estado positivo y el caso real es positivo.

**FP:** El modelo predice el estado positivo y el caso real es negativo.

**TN:** El modelo predice el estado negativo y el caso real es negativo.

**FN:** El modelo predice el estado negativo y el caso real es positivo.

Tabla 8. Matriz de Contingencia.

		Estado Real	
		Positivo	Negativo
Predicción Modelo	Positivo	TP	FP
	Negativo	FN	TN
		P	N

Luego se definen las siguientes métricas de contingencia:

$$TPR = \frac{TP}{TP + FN} = \frac{TP}{P} \quad \text{Ec. 15}$$

$$FPR = \frac{FP}{FP + TN} = \frac{FP}{N} \quad \text{Ec. 16}$$



TPR (*True Positive Rate*) define el porcentaje de casos positivos que fueron correctamente clasificados, siendo esta la razón de verdaderos positivos. Análogamente, FPR (*False Positive Rate*) define el porcentaje de casos negativos mal clasificados, siendo esta la razón de falsos positivos. Un clasificador perfecto debería obtener valores  $TPR = 1$  y  $FPR = 0$ .

Para medir la efectividad del método de clasificación se definen dos indicadores de desempeño:

- PSS (*Pierce Skill Score*) propuesto por Pierce (1884), que queda definido según la Ec. 17.

$$PSS = TPR - FPR \quad \text{Ec. 17}$$

En el caso de un clasificador perfecto el PSS tendrá valor igual a 1 y peor que un clasificador aleatorio un valor igual a 0.

- ACC (*Accuracy*) que define el porcentaje total de aciertos del modelo de predicción, que queda definido según la Ec. 18.

$$ACC = \frac{(TP + TN)}{(TP + FP + TN + FN)} = \frac{(TP + TN)}{P + N} \quad \text{Ec. 18}$$

Se elige el PSS como indicador principal porque, en términos de predicción, es el indicador que permite delimitar fronteras asegurando que los casos positivos estarán bien predichos al mismo tiempo que se reducen los casos negativos mal predichos. Por lo tanto entrega robustez al modelo de predicción. El ACC es elegido como indicador secundario por ser un indicador muy global.

Para poder calcular estos indicadores es necesario definir tres casos de análisis. Esto ocurre ya que se tienen tres estados y no dos como se presentó anteriormente. Los tres casos se presentan en la Tabla 9.

Tabla 9. Casos de análisis para cálculo de indicadores.

Caso	Estado Positivo	Estado Negativo
1	“Estable”	“Falla” + “Falla Mayor”
2	“Falla”	“Falla Mayor” + “Estable”
3	“Falla Mayor”	“Falla” + “Estable”

La lógica para el caso uno de los análisis (Tabla 9) es:

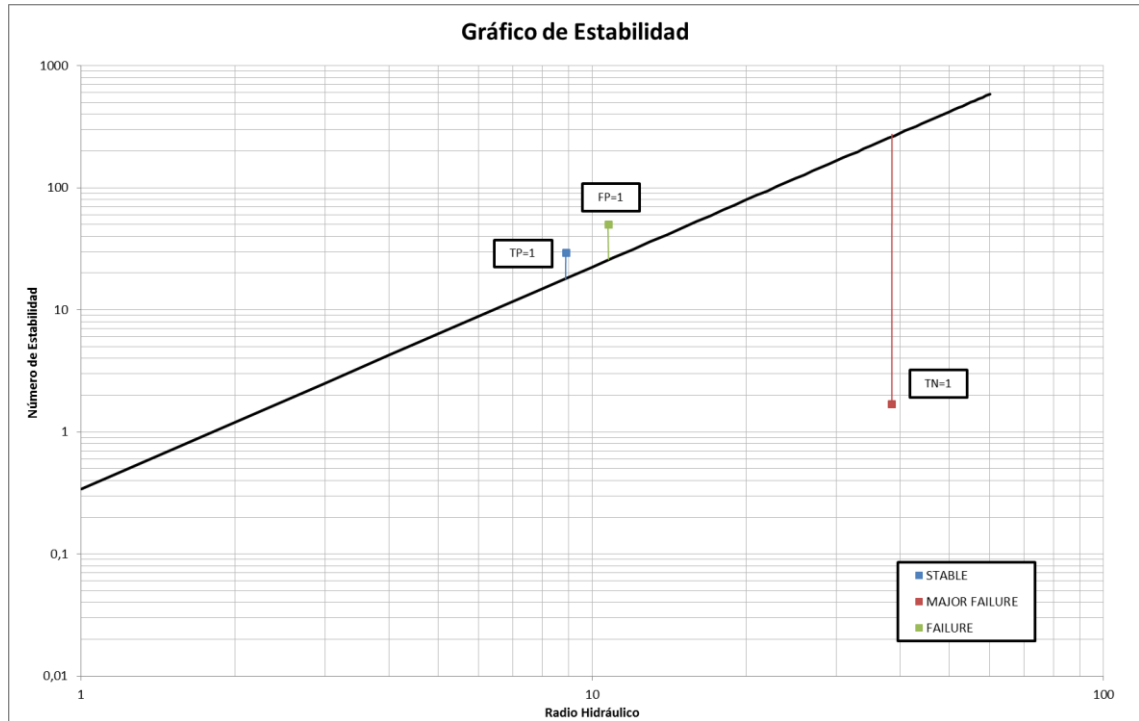


Figura 30. Indicadores para estado Estable como estado positivo.

El modelo predice un estado “Estable” si está sobre la curva, si el estado real también es “Estable”, entonces el valor de TP es igual 1. De igual forma se asignan los TN. Para el cálculo de los FP, el valor 1 se otorga cuando el estado real es “Falla” o “Falla Mayor” pero el modelo lo clasifica como “Estable”, es decir, estos puntos están por sobre la frontera.

Se procede sobre la totalidad de la la base de datos y se calculan las razones TPR y FPR y con estos valores es posible calcular el PSS. El indicador ACC se calcula utilizando los valores TP y TN.

Esto se replica para los otros dos casos de análisis descritos en la Tabla 9.

#### 4.1.3 Optimización de Indicadores.

Se optimiza el indicador PSS para obtener la frontera de clasificación. Esto se logra mediante la búsqueda de los parámetros  $a$  y  $b$  de la frontera que maximicen el indicador PSS, por lo tanto el problema a resolver queda definido como,

$$\begin{aligned} & \max PSS \\ & a^1 < a_1 < a^2 \\ & b^1 < b_1 < b^2 \end{aligned} \tag{Ec. 19}$$

Donde los parámetros  $a^i, b^i$  representan el intervalo en donde se busca la solución y  $a_i, b_i$  representan la pendiente y el intercepto de la frontera de clasificación (ver Ec. 14).

Para el caso en que se deja el estado “Falla” como estado positivo el problema queda definido como,

$$\begin{aligned}
 & \max \quad PSS \\
 & a_1^1 < a_1 < a_1^2 \\
 & a_2^1 < a_2 < a_2^2 \\
 & b_1^1 < b_1 < b_1^2 \\
 & b_2^1 < b_2 < b_2^2 \\
 & a_1 = a_2
 \end{aligned}
 \tag{Ec. 20}$$

Donde los parámetros  $a^i, b^i$  representan el intervalo en donde se busca la solución y  $a_i, b_i$  representan la pendiente y el intercepto de las fronteras respectivas.

El máximo es buscado mediante la opción *Solver-Evolutionary* de Excel, el rango de búsqueda de los parámetros es determinado arbitrariamente cuidando que sea coherente con lo observado en los gráficos.

#### 4.1.4 Validación de los parámetros

Se validan los parámetros encontrados, y se repite el procedimiento para los diferentes factores de ajuste propuestos.

### 4.2 Factores de ajuste propuestos.

Las propuestas de factores vienen de dos fuentes principalmente: por un lado de la recopilación bibliográfica efectuada y por el otro de propuestas exploratorias basadas en el conocimiento teórico de cada factor. Cada factor es presentando de manera matemática a pesar de tener un sentido físico en la mayoría de los casos. El primer análisis es ver si existen mejoras en el desempeño, de serlo, se discute lo que sería el significado físico aplicado al diseño empírico de caserones.

Para aplicar estos factores de ajuste y como se especificó en la sección 3, la base de datos contiene información respecto al valor de los factores de ajuste y no del dominio (razón de esfuerzos  $[UCS/\sigma_1]$ , ángulo entre pared y discontinuidades  $[\beta^\circ]$  y manteo de la pared) sobre el cual fueron calculados. Para obtener este dominio con la totalidad de la base de datos se aplica la función inversa a los valores de los factores de ajuste y luego se aplican los factores de ajustes propuestos sobre el dominio restituido. Como en algunos factores no es posible reconstituir toda la información del dominio se procedió como se explica a continuación. Cabe destacar que este cálculo no es necesario realizarlo cuando el factor de ajuste propuesto es una función compuesta del factor de ajuste original.

#### 4.2.1 Factores de esfuerzos A.

Los factores de esfuerzos A a evaluar son siete:

1. **Factor original Mathews:** Función constante igual a 0.1 hasta la razón  $(UCS/\sigma_1)$  igual a 2 y luego asciende linealmente hasta 1 para la razón  $(UCS/\sigma_1)$  igual a 10. En casos de relajación, el valor asignado es igual a 1.
2. **Factor A = 1:** Función constante igual 1 para toda razón  $(UCS/\sigma_1)$ .

3. **Factor  $A^{0.5}$ ,  $A^{0.25}$ ,  $A^{0.1}$** : Función compuesta que eleva a la potencia indicada el factor A original.
4. **Factor  $A = (1/[2*SRF])$**  : Función que propone la forma del factor *Rock Stress* del Q de Barton (Barton, 2002).
5. **Factor A Mitri, Mitri Modificado 1 y 2** : Función propuesta por Mitri que considera el peak ( $A=1$ ) para la razón ( $UCS/\sigma_1$ ) igual a 10/3 y luego un descenso exponencial hacia ambos lados con un valor de 0.1. De igual forma se generan otras dos funciones con peaks para las razones ( $UCS/\sigma_1$ ) iguales a 5 y 7 respectivamente.

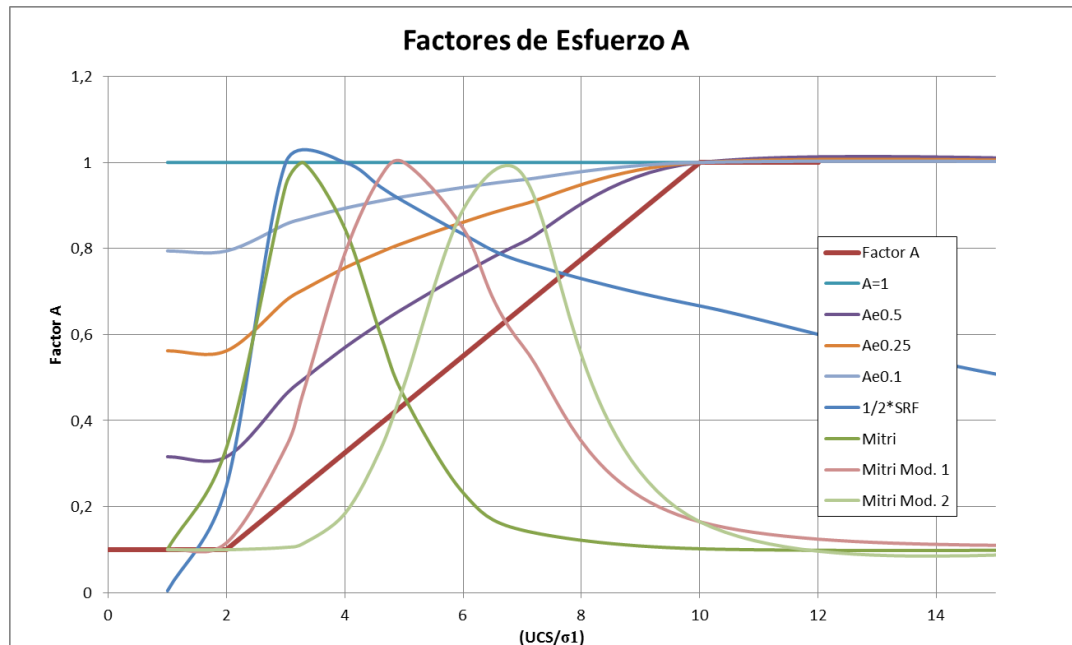


Figura 31. Factores A propuestos.

El dominio a restituir es la razón ( $UCS/\sigma_1$ ). Esto se subdivide en dos procesos:

-Factor  $A \in (0.1 - 1)$ : En este caso es posible obtener la razón ( $UCS/\sigma_1$ ) pues en este intervalo la función propuesta por Mathews es biyectiva y por lo tanto la relación inversa existe.

-Factor  $A = 0.1 \vee A = 1$ : Como la función no es inyectiva en los intervalos donde  $(UCS/\sigma_1) \in [0 - 2] \vee [10 - \infty)$  no es posible obtener la razón. En este caso se otorga el valor 2 o 10 respectivamente a la razón ( $UCS/\sigma_1$ ).

#### 4.2.2 Factores por orientación de discontinuidades B.

Los factores por orientación de discontinuidades B a evaluar son diez:

1. **Factor original B de Mathews**: Función lineal descendiente para los ángulos entre  $0^\circ - 20^\circ$  y luego lineal creciente con diferentes pendientes entre  $20^\circ - 45^\circ$ ,  $45^\circ - 60^\circ$  y  $60^\circ - 90^\circ$ .

2. **Curvas B1, B2, B3, B4-B5:** Funciones obtenidas de la literatura (Bewick y Kaiser (1999)). Estas fueron derivadas del modelamiento numérico para diferentes condiciones y características de las discontinuidades.
3. **Factor B de Potvin:** Función lineal decreciente para los ángulos entre 0°-10° después constante entre 10°-20° y lineal creciente con diferentes pendientes entre 30°-60° y 60°-90°.
4. **B=1:** Función constante igual a 1 para todo ángulo.
5. **Factor  $B^{0.5}$  -  $B^{0.25}$ :** Función compuesta que eleva a la potencia indicada el factor B original.

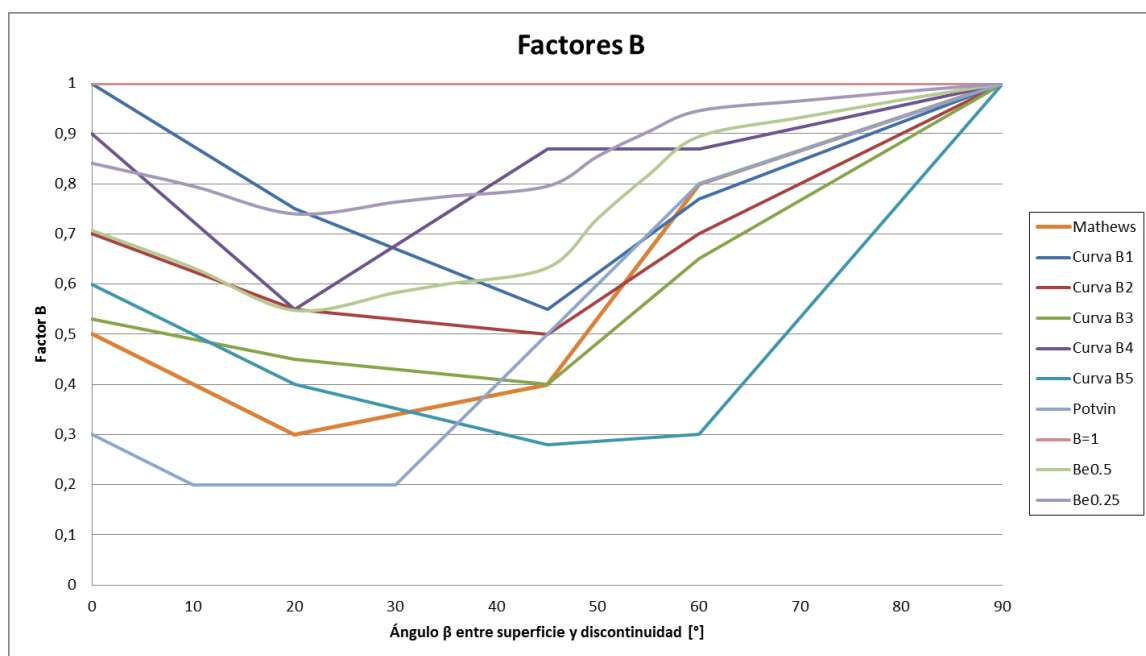


Figura 32. Factores B propuestos.

El dominio a restituir es el ángulo  $\beta$ . Esto se subdivide en dos procesos,

-Factor  $B \in [0.5 - 1]$ : En este intervalo la función es biyectiva y se puede restituir el ángulo  $\beta$ .

-Factor  $B \in [0.5 - 1]$ : Para este intervalo se le otorga el valor al ángulo  $\beta$  entre 0°-20° o entre 20°-50°, así se logra separar los casos donde la función es biyectiva.

#### 4.2.3 Factores de ajuste por gravedad C.

Los factores de ajuste por gravedad C a evaluar son once:

1. **Factor original C de Mathews:** Función creciente que toma valor mínimo 1 para un Dip de 0° y máximo 8 para un Dip de 90°.

2. **Factor C de Potvin:** Funcion de la misma forma que la original salvo que el mínimo disminuye a 2.
3. **Factor C1-C2:** Funciones de la misma forma que la original salvo que el mínimo disminuye a 4 y 0.1 respectivamente.
4. **Factor C3-C4:** Funciones de la misma forma que la original salvo que el máximo aumenta a 12 y 16 respectivamente.
5. **Factor C5:** Función de la misma forma que la original pero el valor mínimo es 0.1 y el valor máximo 12.
6. **Factor C6, C7-C8:** Funciones crecientes con un punto de inflexión para un Dip de 80°-60°-70° respectivamente. El valor mínimo es 1 y el valor máximo 8.
7. **C=1:** Función constante igual 1 para todo Dip.

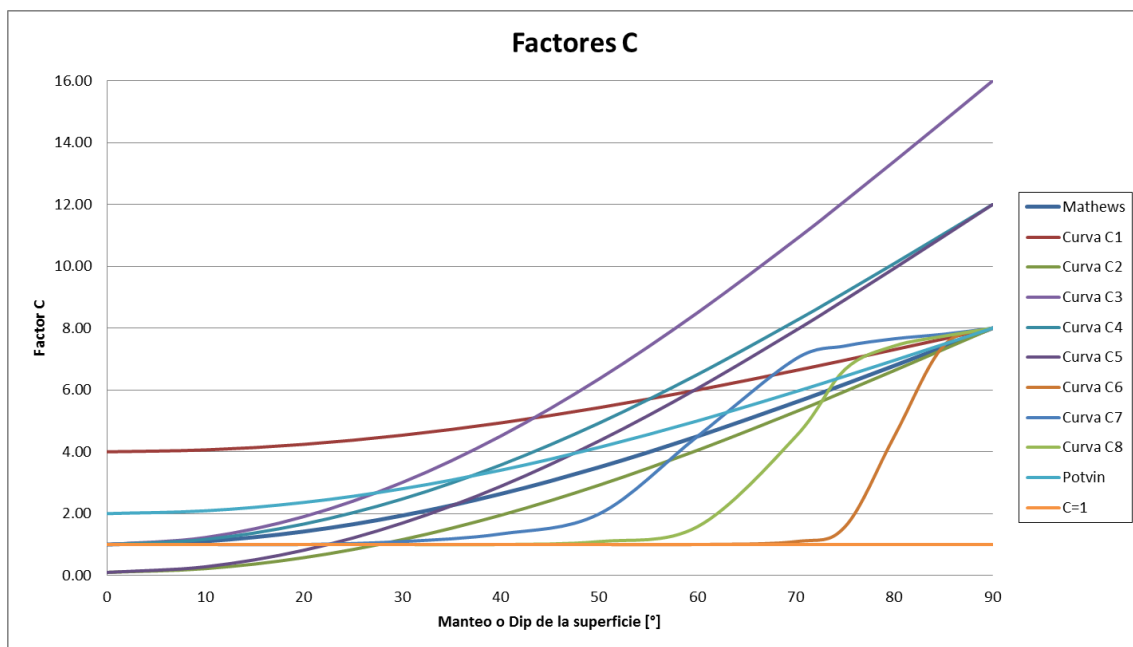


Figura 33. Factores C propuestos.

El dominio a restituir es el manteo de la superficie en estudio. Como la función del Factor C es biyectiva entonces existe la relación inversa y no existen problemas para aplicar un nuevo factor propuesto.

La aplicación de cada factor se hace por separado o en manera conjunta, generando una configuración o combinación de factores propuestos como se aprecia en el esquema de la Figura 34.

### 4.3 Análisis Realizados.

Los análisis realizados consisten en aplicar la herramienta estadística propuesta para una serie de combinaciones o configuraciones según lo dispuesto en la Figura 34. Estos análisis tienen como resultado una frontera definida por los parámetros  $a$  y  $b$  y un indicador de desempeño PSS y ACC.

Los análisis son separados en cinco tipos:

1. **Desempeño Original:** Se calculan los indicadores PSS y ACC para las últimas fronteras propuestas (Mawdesley, 2001). Este análisis representa la línea base de esta memoria.
2. **Desempeño Original Optimizado:** Se resuelve el problema de optimización de frontera para los factores de ajuste convencionales.
3. **Casos Base:** Los casos base representan las combinaciones de factores bajo la hipótesis de que estos no influyeran, es decir, que su valor sea igual a 1. La primera combinación es imponer un valor de 1 a todos los factores, luego se hace la distinción entre aislado total y parcial. El aislado total consiste en aislar completamente un factor, imponiendo el valor de 1 a los dos factores restantes y el aislado parcial en imponer el valor de 1 a un sólo factor, dejando los otros dos en su forma original.
4. **Desempeño Tendencias Promedio:** Se aplica la metodología con lo encontrado en las regresiones lineales y de tipo potencias realizadas en el análisis multivariable.
5. **Desempeño Factores Propuestos:** Se separa el análisis por factor para ver cómo varía el desempeño para cada factor propuesto. Se plantean tres formas:
  - Mantener los demás factores en su forma convencional.
  - Imponer que los demás factores sean iguales a 1.
  - Afinar el análisis separando la base de datos en tres grupos con cantidades de datos similares para analizar el desempeño local de cada factor. El número de intervalos o poblaciones elegido es tres porque es posible encontrar poblaciones similares.

### 4.4 Criterio de selección frontera

El criterio de selección a utilizar es el factor propuesto o configuración de factores que mejore el desempeño de la línea base.

### 4.5 Impacto en el diseño empírico de caserones.

En términos del diseño minero se debe definir el radio hidráulico admisible que es el mínimo radio hidráulico que puede tener una excavación para ser clasificado como estado positivo dado un número de estabilidad. Para su cálculo se despeja en función del número estabilidad de la Ec. 21.

$$N = bRH^a \tag{Ec. 21}$$

$$RH_{admisible} = \sqrt[a]{(Q'xAxBxC)/b} \tag{Ec. 22}$$

Se debe mencionar que si se cambia un factor es el número de estabilidad el que varía entonces los casos se redistribuyen en el gráfico de estabilidad y al aplicarle la metodología propuesta se define una nueva frontera y por lo tanto cambian los radios hidráulicos admisibles.

Al existir variaciones en el radio hidráulico admisible resulta entonces necesario cuantificar esta variación queda definida según la Ec. 23.

$$\begin{aligned} \text{Variación RH} &= RH_{\text{Linea Base}} - RH_{\text{Factores Propuestos}} \\ &= \sqrt[1.82]{\frac{Q'ABC}{0.32}} - \sqrt[2]{\frac{Q'A^*B^*C^*}{b_2}} \end{aligned} \quad \text{Ec. 23}$$

Donde  $A^*, B^*, C^*$  se refieren a los factores propuestos y  $a_2, b_2$  los parámetros de la frontera obtenida optimizando el PSS para tal configuración de factores.

Adicionalmente se define la Variación de Radio Hidráulico Medio (VRHM) y Porcentual (VRHMP), como también la Desviación Estándar de la Variación de RH Medio (DEVHRM) y Porcentual (DEVHRMA).

$$VRHM = \frac{\sum_1^n (\text{Variación RH})}{n} \quad \text{Ec. 24}$$

$$VRHMP = \frac{\sum_1^n \left( \frac{\text{Variación RH}}{Rh_{\text{Linea Base}}} \right)}{n} \quad \text{Ec. 25}$$

$$DEVHRM = \frac{\sum_{i=1}^n (VRHM - \text{Variación RH})^2}{n} \quad \text{Ec. 26}$$

$$DEVHRMP = \frac{\sum_{i=1}^n \left( VRhMA - \frac{\text{Variación RH}}{Rh_{\text{Linea Base}}} \right)^2}{n} \quad \text{Ec. 27}$$

Esto se discutirá de manera analítica en la sección 5.6, cuantificando los cambios que puedan aparecer en el diseño minero al proponer nuevos factores.



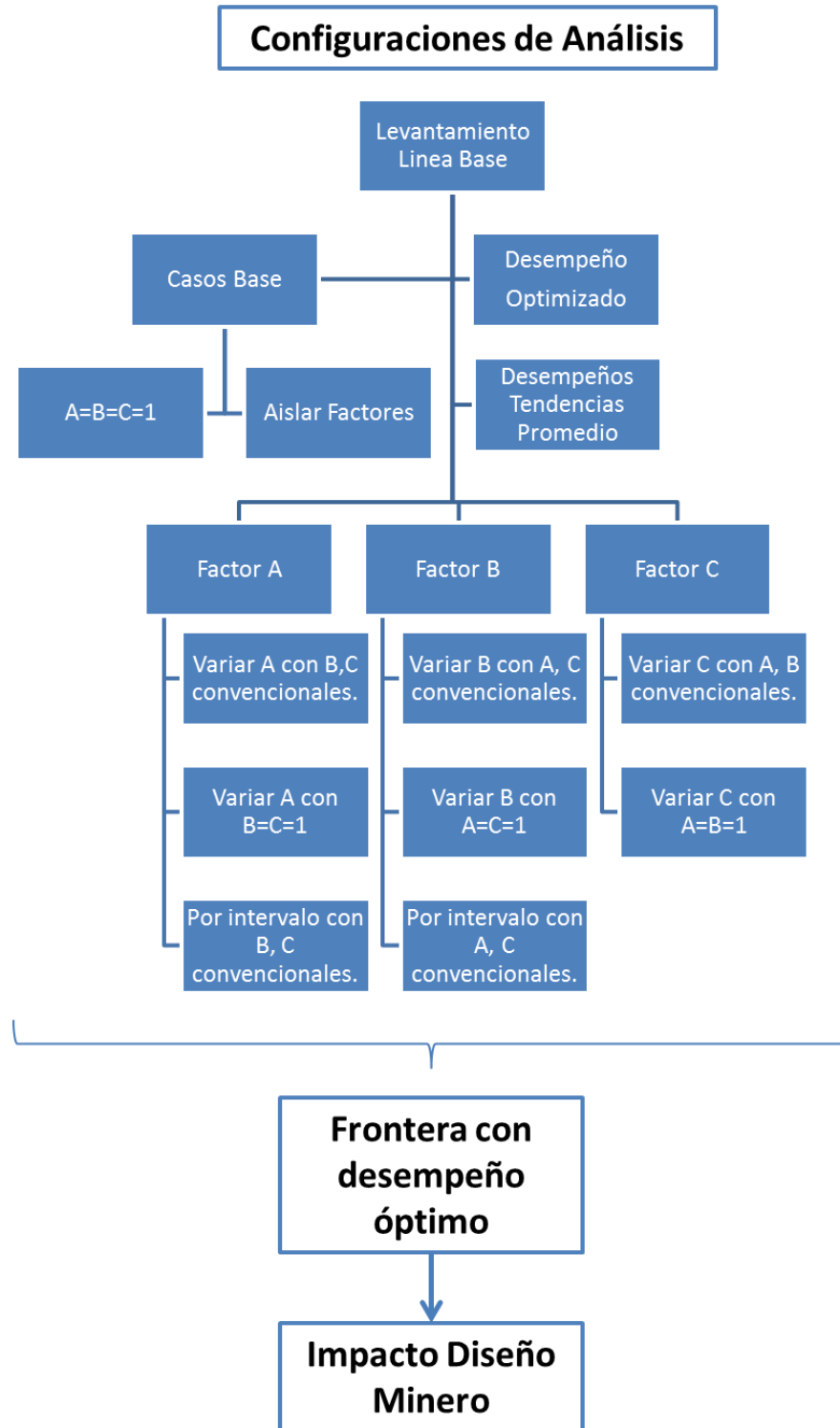


Figura 34. Resumen de Análisis de Desempeños realizados.

## 5 RESULTADOS

A partir de la metodología presentada en el capítulo anterior se presentan los resultados.

El desempeño de las curvas originales propuestas por el último autor en actualizar el gráfico y definir fronteras (Mawdesley, 2001) levantan la línea base de los indicadores y parámetros de la frontera para esta memoria.

### 5.1 Levantamiento línea Base.

Las curvas originales graficadas se ven en la Figura 35, estas curvas tienen como parámetros los valores que aparecen en la Tabla 10. Se recuerda que los casos de análisis para los PSS son los descritos en la Tabla 9.

Tabla 10. Parámetros Desempeño Curvas Mawdesley (2001).

Frontera		Indicador			
Estado	a	b	Caso Análisis	PSS	ACC
<b>Estable-Falla</b>	1,82	0,32	<b>1</b>	0,64	0,8
<b>Falla-Falla Mayor</b>	1,82	0,07	<b>2</b>	0,27	0,75
			<b>3</b>	0,65	0,89

Respecto a los resultados de los indicadores el primer y el tercer desempeño (PSS) están cerca de triplicar al segundo, los casos “Falla” representados por los puntos verdes en la Figura 35 son dispersos y no están bien agrupados entre ambas fronteras, de ahí la razón de este bajo desempeño. Estos valores representan la línea base de trabajo para esta memoria. Para el indicador ACC este primer análisis deja en evidencia lo poco confiable del indicador.

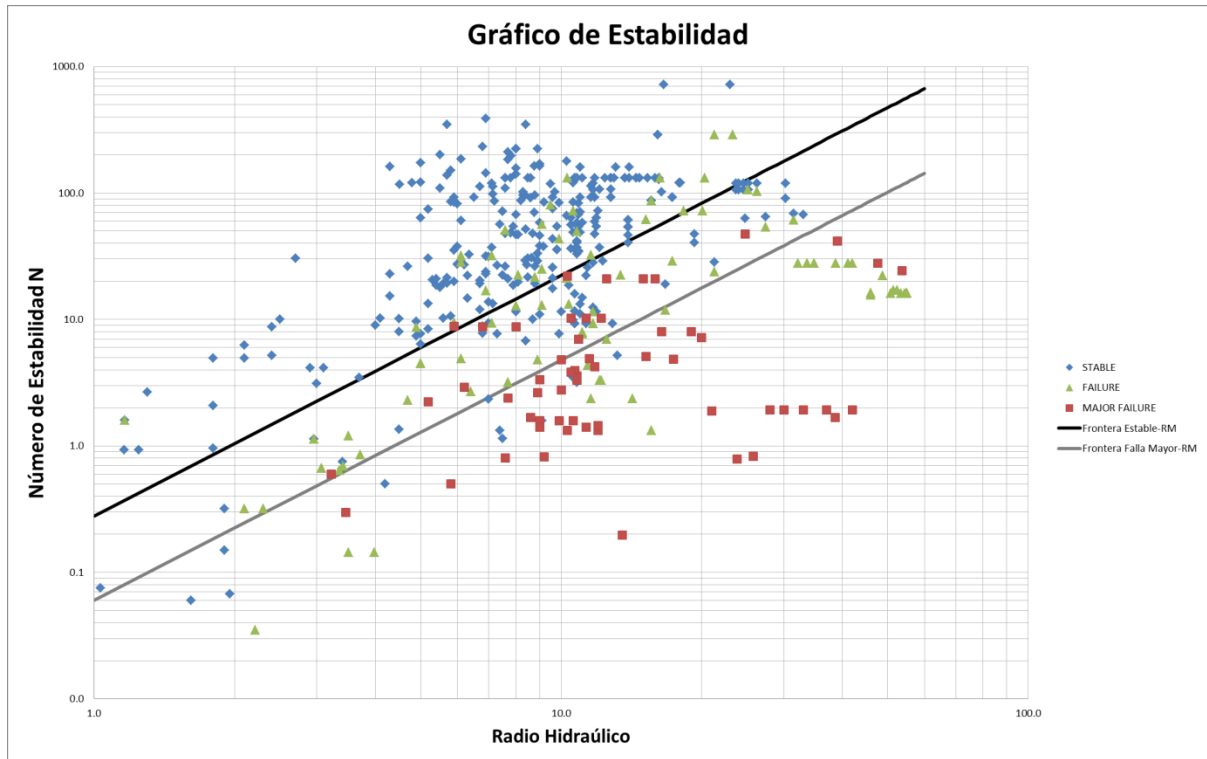


Figura 35. Fronteras propuestas por Mawdesley, última actualización.

Ahora se debe aplicar la metodología propuesta a los factores convencionales para poder comparar los indicadores y herramienta estadística.

## 5.2 Desempeño optimizado con los factores convencionales.

El primer problema que surge al delinear las fronteras optimizando el indicador PSS es que existen dos maneras de realizarlo:

1. Se optimizan los indicadores que se desprenden de los casos de análisis uno y tres (se recuerda que estos tienen como caso positivo al estado “Estable” y “Falla Mayor” respectivamente), y por lo tanto el estado “Falla” quedará definido a posteriori entre ambas fronteras. (Ec. 19.)
2. Se optimiza el indicador que se desprende del caso dos (que deja como al estado “Falla” como caso positivo) y las dos fronteras quedan delimitadas inmediatamente. (Ec. 20.)

La Tabla 11 y la Figura 36 muestran los resultados de la primera manera descrita anteriormente

Tabla 11. Parámetros obtenidos dejando los estados “Estable” y “Falla Mayor” como casos positivos.

Frontera		Indicador			
Estado	a	b	Caso Análisis	PSS	ACC
Estable-Falla	1,82	0,32	1	0,64	0,82
Falla-Falla Mayor	1,76	0,26	2	0,06	0,79
			3	0,71	0,78

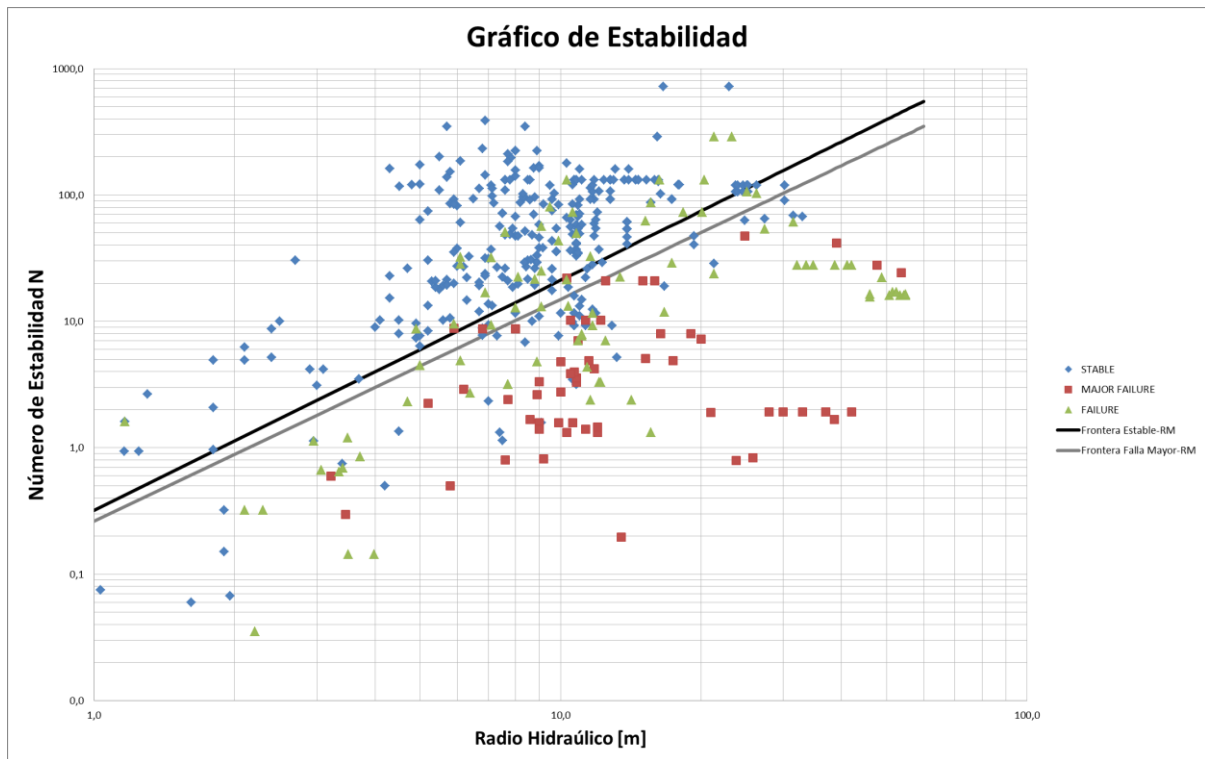


Figura 36. Fronteras obtenidas optimizando los estados “Estable” y “Falla Mayor”.

El primer resultado interesante es que el caso uno (estado “Estable” como caso positivo) recupera la frontera propuesta por Mawdesley, es decir, bajo esta metodología es posible obtener los resultados de la regresión logística para esta frontera. Sin embargo, esto no ocurre para el caso tres (estado “Falla Mayor” como caso positivo).

De todas formas las fronteras delimitadas para ambos casos tienen pendientes muy similares o casi iguales entre sí y los interceptos difieren un poco. Esto indica que no es posible definir un estado de clasificación intermedia.

En cuanto a los indicadores para el caso uno el desempeño obtenido es el mismo que el caso base ya que es la misma frontera y para el caso tres el desempeño aumenta de 0,65 a 0,71 pero disminuye el PSS del estado “Falla” de 0,27 a 0,06.

La Tabla 12 y la Figura 37 muestran los resultados de la segunda manera de delimitar fronteras.

Tabla 12. Parámetros frontera obtenidos dejando el estado “Falla” como caso positivo.

Frontera		Indicador			
Estado	a	b	Caso	PSS	ACC
<b>Estable-Falla</b>	1.02	1.98	1	0,61	0,8
<b>Falla-Falla Mayor</b>	1.02	0.13	2	0,40	0,72
			3	0,29	0,89

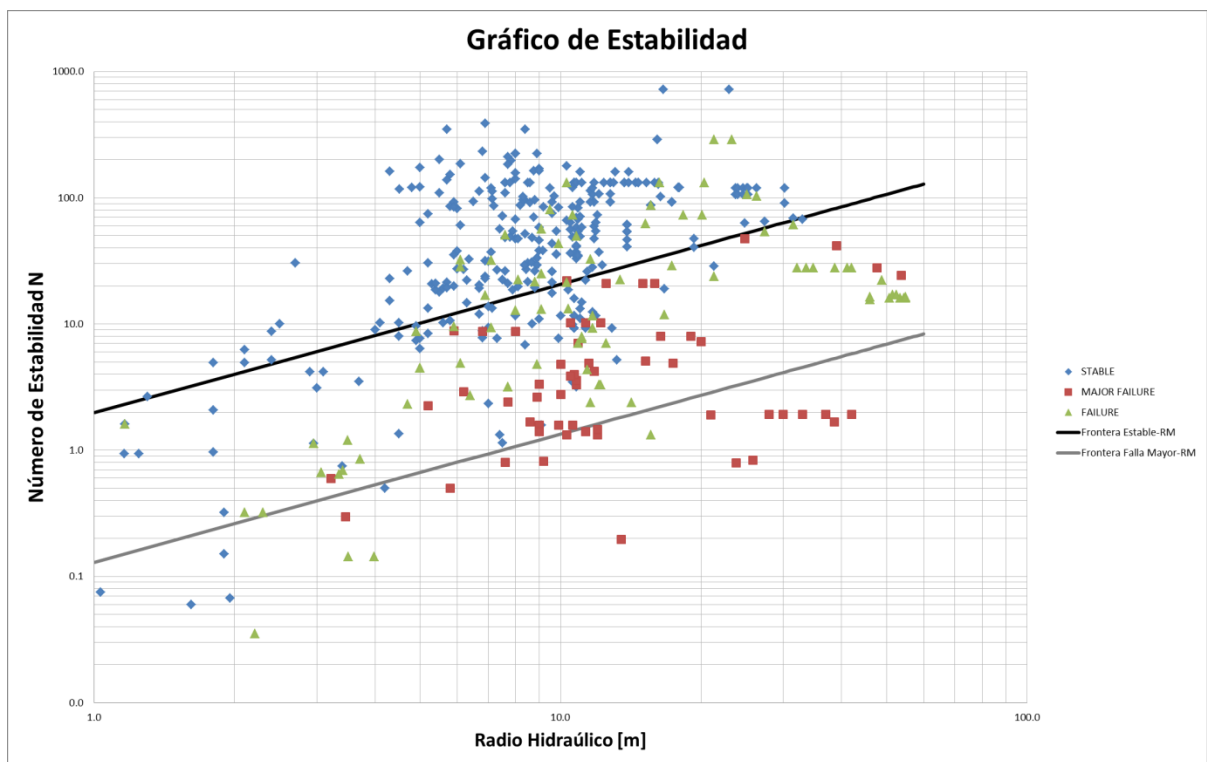


Figura 37. Fronteras obtenidas optimizando el estado “Falla”.

El estado “Falla” queda bien definido pero los desempeños empeoran salvo el PSS del caso dos que aumenta casi al doble. Cabe destacar que el PSS del caso tres disminuye a un poco más de la mitad. Esto indica que existe un trade-off entre si se decide aumentar el indicador para el caso dos o el indicador para el caso tres.

Se decide proseguir de la primera manera ya que aunque el estado “Falla” no quede bien definido es más robusto predecir un estado estable o no estable con mejores indicadores que separar los estados no estables en dos con peores indicadores. Por lo tanto se agrupan los estados “Falla” y “Falla Mayor” en un solo estado de clasificación y el problema a resolver queda en optimizar la frontera para el caso en donde se deja el estado “Estable” como positivo.

Por lo tanto, el desempeño que establece la línea base es el PSS de la frontera del caso uno (estado “Estable” como positivo) cuyo valor es de 0,64.

### 5.3 Casos Base.

El análisis de los casos base responde a la pregunta de qué pasaría si los factores no influyeran, por ello el primer caso es la suposición de que todos los factores tengan un valor igual a 1. El resultado se presenta en la Tabla 13.

Tabla 13. PSS de A=B=C=1.

Caso Base				
Combinación	PSS	ACC	a	b
A=B=C=1	0,33	0,77	1,19	0,55

El desempeño obtenido en este caso es 0.33, disminuyendo a la mitad el valor original. A priori los factores si tienen una influencia significativa al momento de predecir la estabilidad del caserón, pero se debe afinar el análisis ya que son tres factores en total.

Existen dos formas de aislar los factores para ver su significancia. Una es la total, donde se fuerzan los otros dos factores a ser igual a 1 y la otra es la parcial, donde se fuerza solamente un factor a ser igual a 1. En el primer caso se ve la influencia de un solo factor y en el segundo caso la interacción de los otros dos factores. Los resultados de estos análisis están las Tabla 14 y Tabla 15 respectivamente.

Tabla 14. PSS aislado total de factores.

Aislado Total				
Combinación	PSS	ACC	a	b
A conv. B=C=1	0,48	0,76	1,39	0,37
B conv. A=C=1	0,41	0,67	1,23	0,72
C conv. A=B=1	0,64	0,84	1,13	5,39

Del aislado total se desprende la relevancia que tiene el factor C en el desempeño del método, de hecho se logra un desempeño similar que con los factores originales. No ocurre lo mismo cuando se aíslan totalmente los factores A o B, en estos casos los desempeños disminuyen a 0,48 y 0,41 respectivamente.

Tabla 15. PSS aislado parcial.

<b>Aislado Parcial</b>				
<b>Combinación</b>	<b>PSS</b>	<b>ACC</b>	<b>a</b>	<b>b</b>
<b>A,B conv. C=1</b>	0,52	0,80	1,92	0,04
<b>B,C conv. A=1</b>	0,64	0,81	0,93	5,39
<b>A,C conv. B=1</b>	0,62	0,82	1,49	1,03

En el primer análisis del aislado parcial (el caso C=1) el desempeño disminuye pero mejora con respecto a los casos cuando el factor A o B se aislaban por completo. Esto indica que ambos factores en conjunto introducen una mejora pero el desempeño sigue siendo menor que el original, por lo tanto surgen dudas sobre si los factores A y B son relevantes o no. El caso A=1 y B=1 tampoco presentan mejoras significativas respecto al desempeño original.

La incidencia en el diseño minero de estos resultados es discutido en la sección 5.6.

#### 5.4 Desempeño de las tendencias promedio.

Se presentan el desempeño de las tendencias promedio por tipo de regresión efectuada. La Tabla 16 y la Figura 38 muestran los resultados para las regresiones lineales. La Tabla 17 y la Figura 39 muestran los resultados para las regresiones tipo potencia.

Tabla 16. Desempeños de regresiones lineales.

<b>Indicadores</b>				
<b>Tendencia Lineal</b>	<b>PSS</b>	<b>ACC</b>	<b>a</b>	<b>b</b>
<b>Q'</b>	0,37	0,73	1,15	1,50
<b>AQ'</b>	0,37	0,73	1,46	1,66
<b>BQ'</b>	0,37	0,73	1,79	1,54
<b>CQ'</b>	0,36	0,74	0,36	1,23
<b>ABQ'</b>	0,36	0,73	1,47	1,86
<b>ACQ'</b>	0,37	0,73	0,33	1,48
<b>BCQ'</b>	0,37	0,73	0,42	1,47

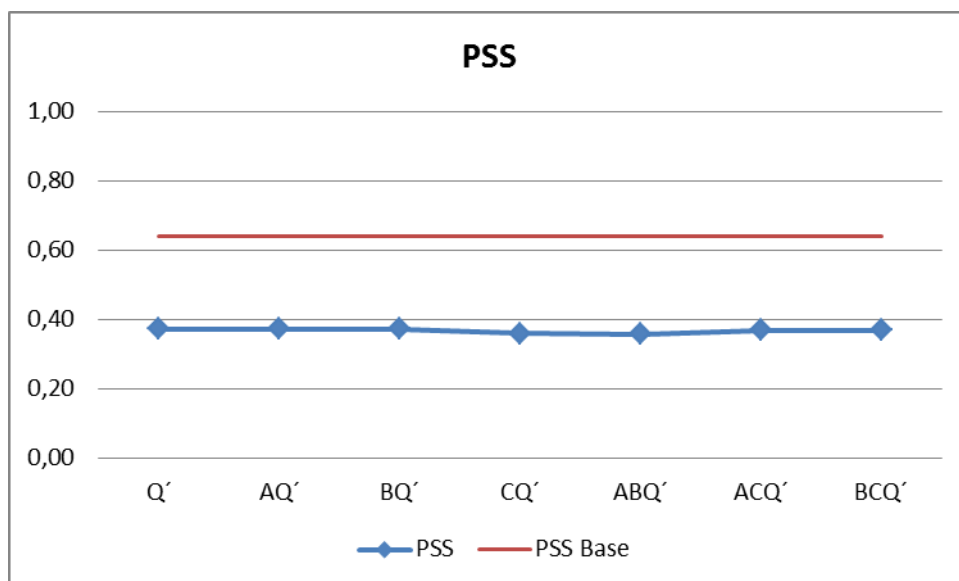


Figura 38. Gráfico PSS para desempeños de regresiones lineales.

No se aprecian mejoras en relación al desempeño de la línea base.

Tabla 17. Desempeños de regresiones tipo potencia.

Indicadores				
Regresión Potencia	PSS	ACC	a	b
Q'	0,37	0,73	0,19	1,94
AQ'	0,37	0,73	0,65	1,60
BQ'	0,37	0,73	0,19	1,73
CQ'	0,34	0,69	0,19	0,85
ABQ'	0,37	0,73	0,19	1,76
ACQ'	0,37	0,73	0,19	1,52
BCQ'	0,37	0,73	0,19	1,67



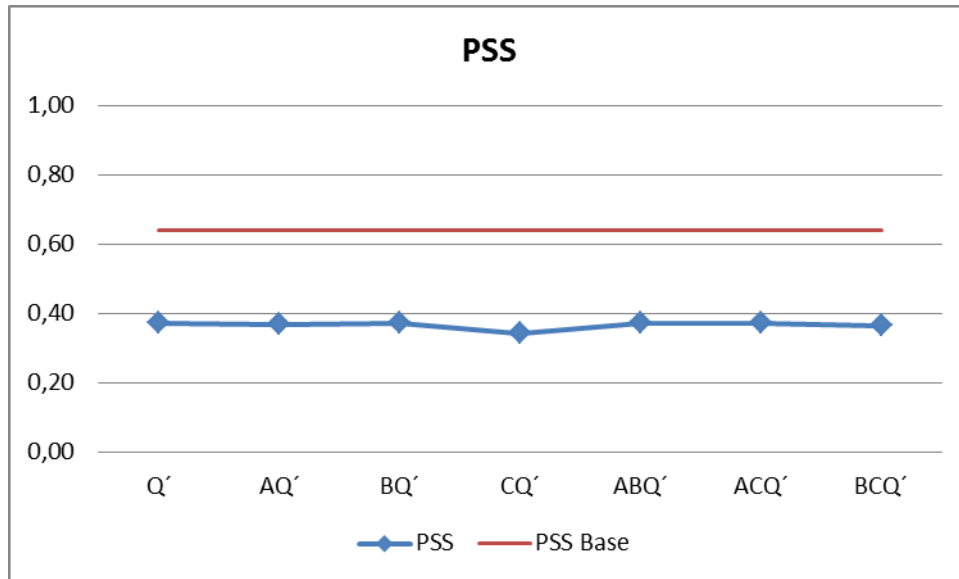


Figura 39. Gráfico PSS para desempeños de regresiones tipo potencia.

No se aprecian mejoras en relación al desempeño de la línea base.

En resumen, el desempeño de los factores que salen de las regresiones es bajo, alrededor de 0.37 contra los 0.64 del desempeño base. Se decide desechar estas propuestas.

## 5.5 Desempeño de los factores propuestos.

Se detallan a continuación los resultados de los análisis efectuados por factor según la Figura 34.

### 5.5.1 Factores A propuestos.

Se recuerda que son tres análisis; el primero es manteniendo los demás factores convencionales, el segundo forzando los demás a factores a 1 y el tercero analizando el desempeño por población.

#### 5.5.1.1 Factores B, C convencionales.

Los resultados son presentados en la Tabla 18.

Tabla 18. Desempeño factores A propuestos con B y C convencionales.

Indicadores			
Factor A	PSS	a	b
Convencional	0,64	1,41	0,59
Ae0.5	0,68	1,30	1,22
Ae0.25	0,67	1,26	1,68
Ae0.1	0,64	1,36	1,35
A Mitri	0,40	0,53	1,94
A Mitri Mod 1.	0,53	1,53	0,31
A Mitri Mod 2.	0,56	1,06	0,69
A= (1/2*SRF)	0,62	1,35	0,90

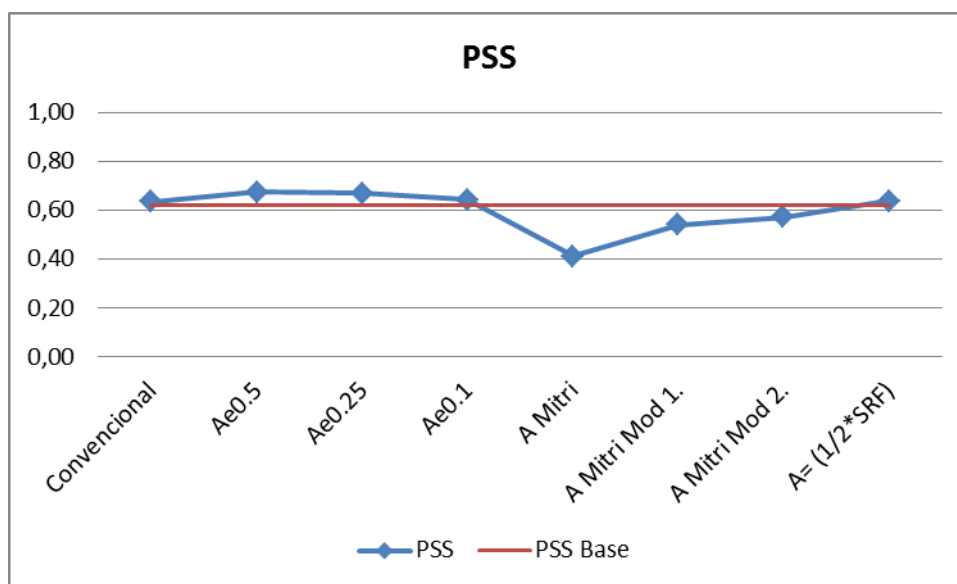


Figura 40. Gráfico PSS para los factores A propuestos con B y C convencionales.

El factor proveniente de la literatura (Mitri et al.) y sus variantes modificadas son los que obtienen desempeños más bajos que el caso base. Con respecto a las demás opciones existen mejores leves en relación al desempeño de los factores convencionales. Los dos mejores resultados (Ae0.5 y Ae0.25) son un 0.03 y 0.04 puntos mayor que el desempeño base.

### 5.5.1.2 Factores B=C=1.

Los resultados son presentados en la Tabla 19.

Tabla 19. Desempeño factores A propuestos con B=C=1.

Indicadores			
Factor	PSS	a	b
Convencional	0,45	1,14	0,79
Ae0.1	0,39	0,80	3,64
Ae0.25	0,42	0,75	3,60
Ae0.5	0,46	1,17	1,07
A Mitri	0,30	0,83	0,30
A Mitri Mod 1	0,35	1,34	0,15
A Mitri Mod 2	0,35	1,34	0,15
A= (1/2*SRF)	0,39	0,76	1,62

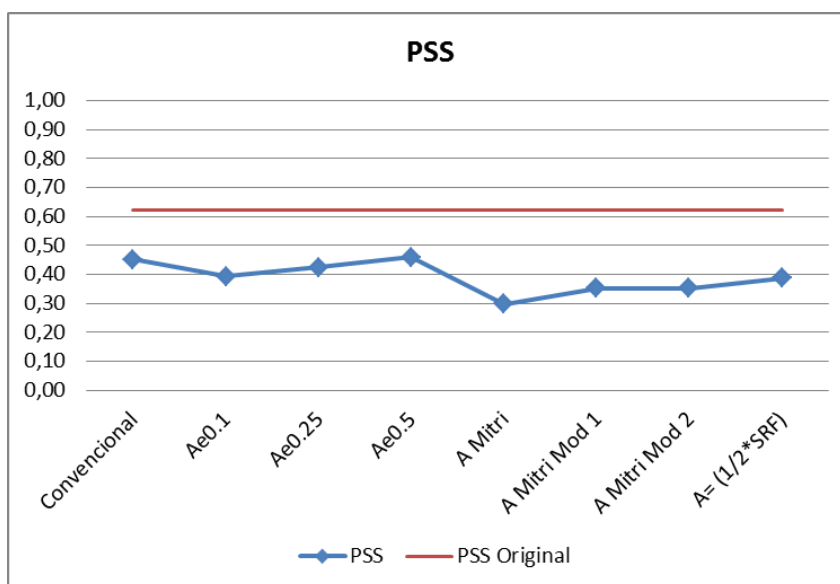


Figura 41. Gráfico PSS para los factores A propuestos con B=C=1.

Los resultados en el caso de que el factor B y C sean iguales a 1 son bajos, todos menores a 0.5. No existen mejoras en relación al desempeño original.

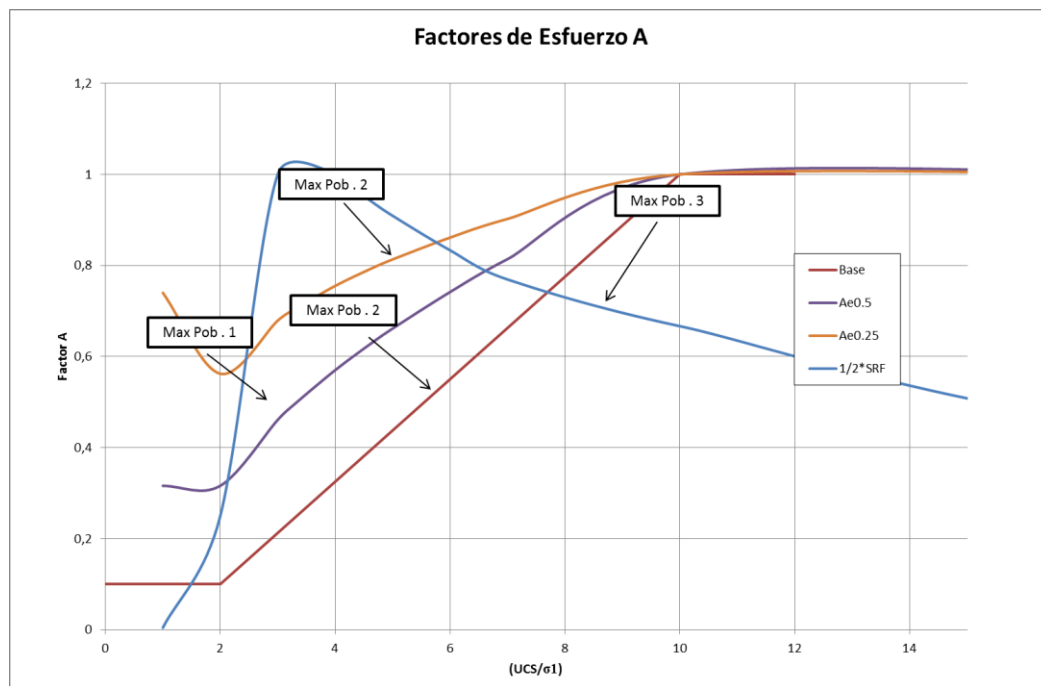
**5.5.1.3 Por intervalo o población.**

Los resultados son presentados en la Tabla 20. La idea es analizar y buscar los mejores desempeños locales por población para poder proponer un factor.

**Tabla 20. Desempeño factores A propuestos por población con B y C convencionales.**

N	Población	[UCS/ $\sigma_1$ ]	Datos	A	A=1	Ae0.5	Ae0.25	Ae0.1	A Mitri	A Mitri	A Mitri	A SRF
										Mod. 1	Mod. 2	
1	0.1-0.3]	[2-3,8]	127	0.49	0,64	<b>0,68</b>	0,67	0,60	0,30	0,65	0,55	0,67
2	0.3-0.7]	]3,8-7,3]	150	<b>0,68</b>	0,64	0,61	<b>0,68</b>	0,66	0,46	0,49	0,45	0,57
3	0.7-1]	]7,3-10]	188	0,61	0,64	0,61	0,65	0,66	0,58	0,58	0,51	<b>0,68</b>
PSS				0,64	0,64	0,68	0,67	0,64	0,4	0,53	0,56	0,62
Global												

Los máximos por grupo se ven en la Figura 42.



**Figura 42. Máximos por población en factores A propuestos.**

Con este análisis se observa que existen máximos locales que alcanzan PSS por sobre su rendimiento global, por lo tanto se intuye que es posible proponer un factor A de esfuerzos que maximice localmente el PSS. Para la población 1 el máximo local lo obtiene el factor Ae0.25 con un valor de 0,68 por sobre su 0,67 global. En el caso de la población 2 existen dos máximos locales que son el factor A convencional y el factor Ae0.5, finalmente en la población 3 el máximo lo obtiene el factor SRF. De aquí se desprende y propone el siguiente factor A de esfuerzos, el cual tiene la característica seguir las tendencias de los factores que maximizan

localmente el PSS. Este factor debe ser reevaluado aplicándose la metodología nuevamente. El nuevo factor A propuesto se observa en la Figura 43.

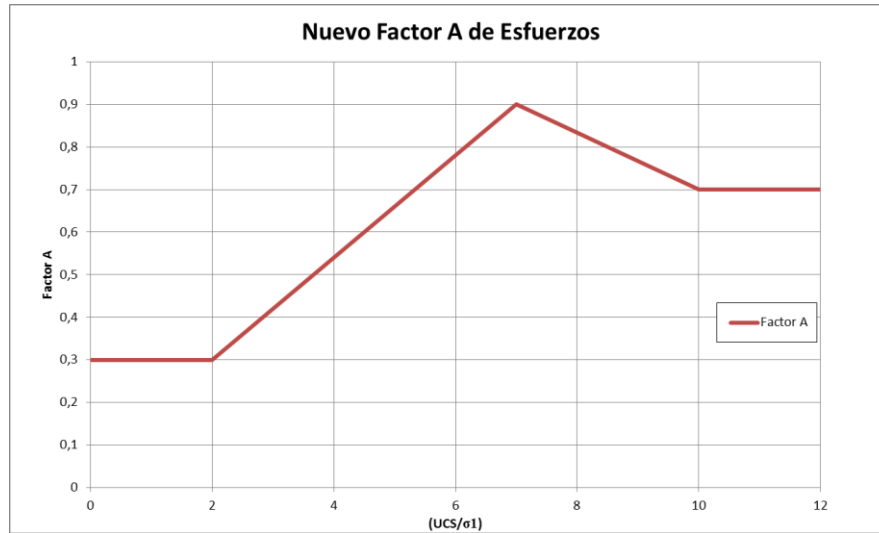


Figura 43. Factor A de Esfuerzos propuesto.

Este factor tiene por desempeño global y local los valores dispuestos en la Tabla 21.

Tabla 21. Desempeños nuevo Factor A de esfuerzos.

Nuevo Factor A		
<b>Frontera</b>	a	1,30
	b	1,12
<b>Global</b>	PSS	0,68
<b>Local</b>	Pob 1.	0,68
	Pob 2.	0,67
	Pob 3.	0,67

El desempeño global del nuevo factor es 0,68 y, a su vez, los desempeños locales son altos y regulares por población. El factor que presentaba un comportamiento similar era el factor Ae0.25 pero este tenía un desempeño global de 0,67 y un desempeño local de la población tres de 0,65. Por lo tanto este factor si presenta mejoras respecto a lo anterior. El impacto en el diseño se analizará en la sección 5.6.

**5.5.2 Factores B propuestos.**

Se realizan tres análisis: el primero es manteniendo los demás factores originales, el segundo forzando los demás a factores a 1 y el tercero analizando el desempeño por población. Para cada análisis se separa por ángulo restituído según lo detallado en 4.2.2.

**5.5.2.1 Factores A, C convencionales.**

Los resultados son presentados en las Tabla 22 y Tabla 23.

Tabla 22. Desempeño factores B propuestos con A y C convencionales.

<b>Indicadores Angulo [20°-90°]</b>			
<b>Factor</b>	<b>PSS</b>	<b>a</b>	<b>b</b>
<b>Convencional</b>	0,64	1,41	0,59
<b>B1</b>	0,63	1,23	1,52
<b>B2</b>	0,64	1,82	0,35
<b>B3</b>	0,64	1,38	0,65
<b>B4</b>	0,63	1,46	1,31
<b>B5</b>	0,61	1,71	0,28
<b>Potvin</b>	0,64	1,54	0,50
<b>Be0.5</b>	0,64	1,88	0,41
<b>Be0.25</b>	0,64	1,83	0,52

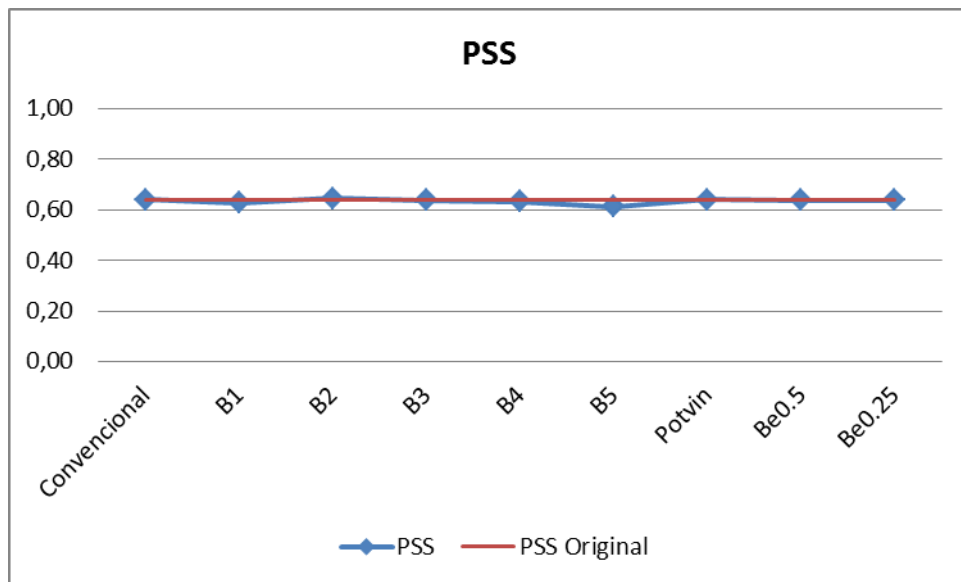


Figura 44. Gráfico PSS para los factores B propuestos con B y C convencionales.

Los desempeños de los factores propuestos no muestran diferencias significativas en relación al desempeño original.

Tabla 23. Desempeño factores B propuestos con B y C convencionales.

<b>Indicadores Angulo [0-20]v[50-90]</b>			
<b>Factor</b>	<b>PSS</b>	<b>a</b>	<b>b</b>
<b>Convencional</b>	0,64	1,41	0,59
<b>B1</b>	0,62	1,54	0,86
<b>B2</b>	0,63	1,55	0,60
<b>B3</b>	0,64	1,86	0,31
<b>B4</b>	0,64	1,42	1,04
<b>B5</b>	0,61	1,51	0,49
<b>Potvin</b>	0,64	1,26	0,48
<b>Be0.5</b>	0,64	1,88	0,41
<b>Be0.25</b>	0,64	1,83	0,52

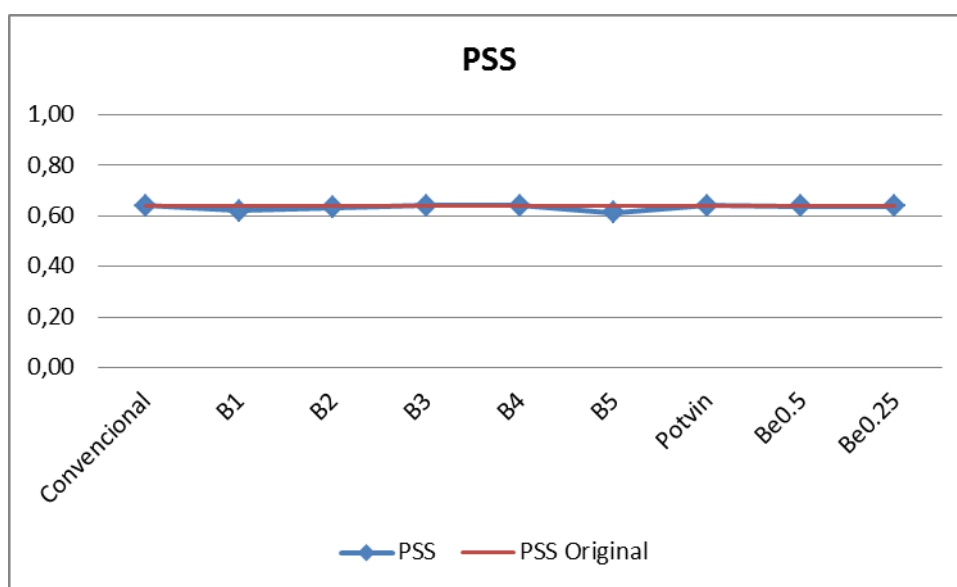


Figura 45. Gráfico PSS para los factores B propuestos con B y C convencionales.

Los desempeños de los factores propuestos otra vez no muestran diferencias significativas en relación al desempeño original.

**5.5.2.2 Factores A=C=1.**

Los resultados son presentados en las Tabla 24 y Tabla 25.

Tabla 24. Desempeño factores B propuestos con A=C=1.

<b>Indicadores Angulo [20°-90°]</b>			
<b>Factor</b>	<b>PSS</b>	<b>a</b>	<b>b</b>
<b>Convencional</b>	0,41	1,22	1,01
<b>B1</b>	0,38	1,45	0,34
<b>B2</b>	0,38	1,37	0,39
<b>B3</b>	0,38	1,56	0,22
<b>B4</b>	0,38	1,53	0,30
<b>B5</b>	0,38	1,50	0,16
<b>Potvin</b>	0,44	1,45	0,25
<b>Be0.25</b>	0,40	0,64	4,60
<b>B0.05</b>	0,38	1,46	0,46

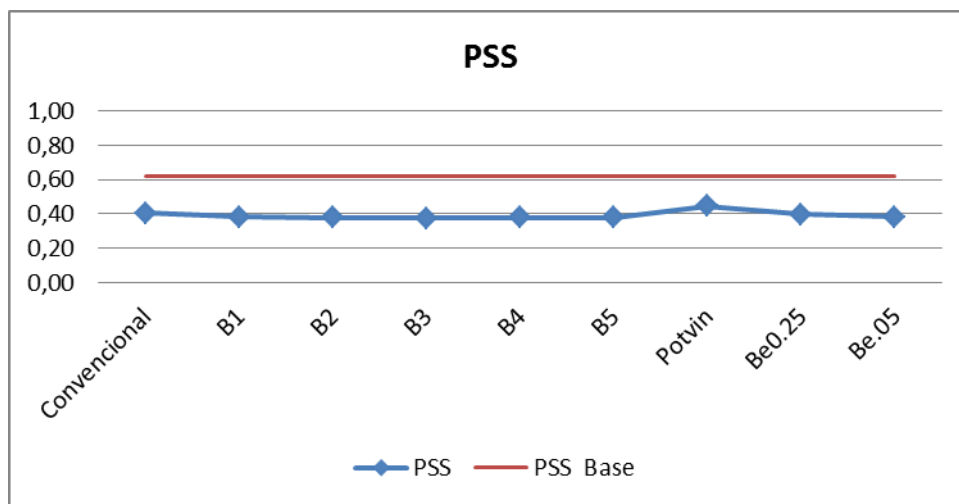


Figura 46. Gráfico PSS para los factores B propuestos con A=C=1.

Los resultados en el caso de que el factor A y C sean iguales a 1 son bajos, todos menores a 0.5. No existen mejoras significativas en relación al desempeño original.



Tabla 25. Desempeño factores B propuestos con A=C=1.

<b>Indicadores Angulo [0°-20°]&amp;[50°-90°]</b>			
<b>Factor</b>	<b>PSS</b>	<b>a</b>	<b>b</b>
<b>Convencional</b>	0.41	1.22	1.01
<b>Curva 1</b>	0.39	1.74	0.26
<b>Curva 2</b>	0.39	1.53	0.33
<b>Curva 3</b>	0.39	0.62	3.54
<b>Curva 4</b>	0.37	0.71	3.66
<b>Curva 5</b>	0.37	1.69	0.17
<b>Potvin</b>	0.41	1.22	0.41
<b>Be0.25</b>	0.40	0.64	4.60
<b>Be0.05</b>	0.38	1.46	0.46

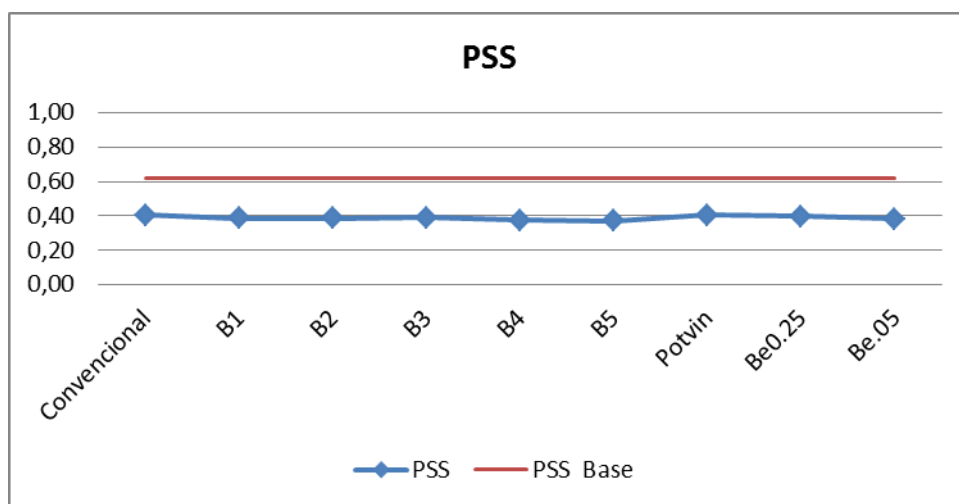


Figura 47. Gráfico PSS para los factores B propuestos con A=C=1.

Los resultados en el caso de que el factor A y C sean iguales a 1 son bajos, todos menores a 0.5. No existen mejoras significativas en relación al desempeño original.

No se aprecian diferencias en el desempeño ni por dominio de ángulos restituidos.

### 5.5.2.3 Por población.

Los resultados son presentados las Tabla 26 y Tabla 27.

**Tabla 26. Desempeño factores B propuestos por población con A y C convencionales.**

Ángulo [20-90]												
N	Población	Datos	B conv	B1	B2	B3	B4	B5	Potvin	Be0.5	Be0.25	B=1
1	0.1-0.4]	214	<b>0.64</b>	0.63	0.63	0.62	0.59	0.59	0.63	0.60	0.62	0.62
2	0.5-1.0]	251	<b>0.64</b>	0.60	0.61	0.61	0.61	0.61	0.59	<b>0.64</b>	0.63	0.62
PSS Global			0.64	0.62	0.63	0.64	0.64	0.61	0.64	0.64	0.64	0.64

No se aprecian mejoras significativas respecto a los desempeños individuales ni variaciones por grupo.

**Tabla 27. Desempeño factores B propuestos por población con A y C convencionales.**

Ángulo [0-20]&[50-90]												
N	Población	Datos	B conv.	B1	B2	B3	B4	B5	Potvin	B=1	Be0.25	B=1
1	0.1-0.4]	214	<b>0.64</b>	0.61	0.63	0.63	<b>0.64</b>	0.59	<b>0.64</b>	0.62	0.62	0.62
2	0.5-1.0]	251	0.64	0.60	0.62	0.62	<b>0.65</b>	0.60	0.60	0.62	0.63	0.62
PSS Global			0.64	0.62	0.63	0.64	0.64	0.61	0.64	0.64	0.64	0.64

Tampoco se aprecian mejoras significativas respecto a los desempeños individuales ni variaciones por grupo. Por lo tanto no es posible proponer un factor B de acuerdo a este análisis.

### 5.5.3 Factores C propuestos.

Se realizan dos análisis: el primero es manteniendo los demás factores originales y el segundo forzando los demás a factores a 1.

#### 5.5.3.1 Factores A, B convencionales.

Los resultados son presentados en la Tabla 28.

Tabla 28. Desempeño factores C propuestos con A y B convencionales.

Indicadores			
Factor	PSS	a	b
Convencional	0.64	1.41	0.59
C1	0.57	1.33	1.54
C2	0.62	1.81	0.14
C3	0.65	1.56	0.44
C4	0.65	1.83	0.26
C5	0.62	1.11	2.21
C6	0.62	0.81	1.26
C7	0.63	1.11	1.37
C8	0.64	1.05	0.71
Potvin	0.63	1.54	0.76

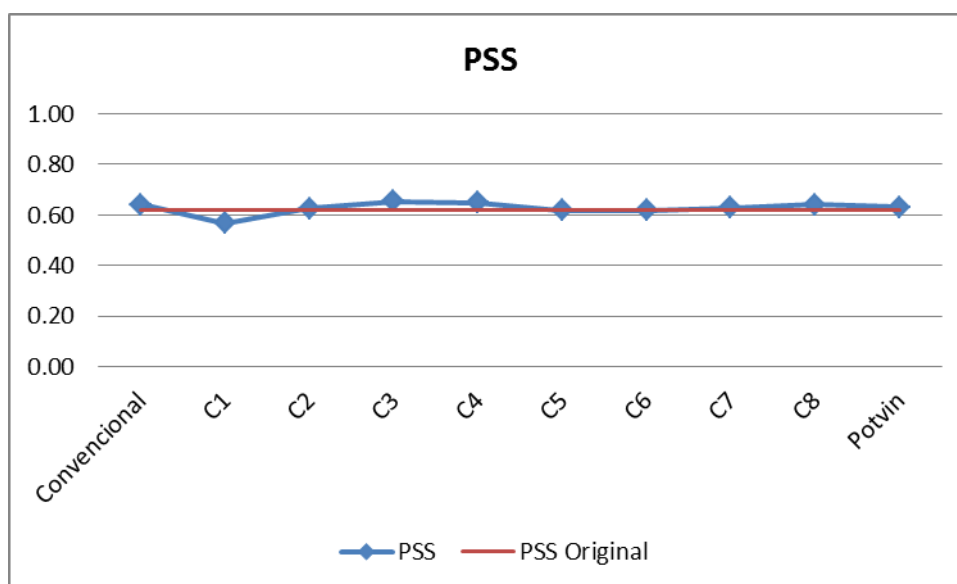


Figura 48. Gráfico PSS para los factores C propuestos con A y C convencionales.

Los desempeños de los factores propuestos no muestran diferencias en relación al desempeño original, el caso más distinto lo presenta la curva C1 con un indicador de 0.57.

### 5.5.3.2 Factores A=B=1.

Los resultados son presentados en la Tabla 29.

Tabla 29. Desempeño factores C propuestos con A=B=1.

Frontera Estable-RM			
Curva	PSS	a	b
<b>Convencional</b>	0.64	1.13	5.39
<b>C1</b>	0.55	1.33	7.23
<b>C2</b>	0.61	0.92	6.53
<b>C3</b>	0.63	1.39	5.61
<b>C4</b>	0.64	1.24	5.14
<b>C5</b>	0.61	0.99	8.33
<b>C6</b>	0.58	0.66	5.61
<b>C7</b>	0.64	1.35	3.39
<b>C8</b>	0.61	1.08	4.73
<b>Potvin</b>	0.61	1.34	3.58

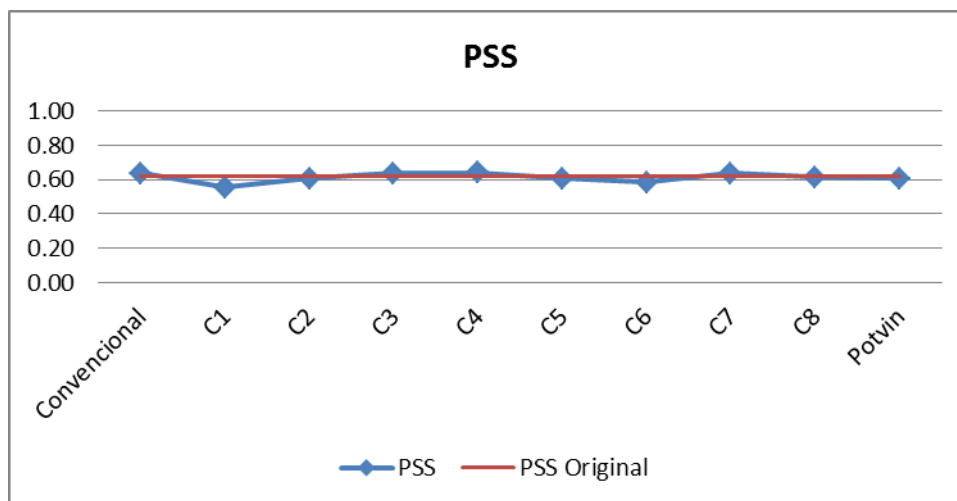


Figura 49. Gráfico PSS para los factores C propuestos con A=B=1.

Los desempeños en el caso de que el factor A y B sean iguales a 1 son altos, todos mayores a 0.6 (salvo en dos casos). Aunque de todas formas no existen mejoras significativas en relación al desempeño original.

## 5.6 IMPACTO DISEÑO MINERO

Como se señaló en el ítem 4.5, al proponer nuevos factores cambia la distribución de los puntos en el gráfico de estabilidad y por lo tanto, al aplicar la metodología, cambia también la frontera que define los estados de clasificación. Esta frontera es la que define el radio hidráulico admisible que podría soportar una excavación subterránea tipo caserón dado un número de estabilidad.

Para dejar en evidencia los cambios que se producen en los radios hidráulicos admisibles se plantea un caso arbitrario que tiene por valores los datos que están en la Tabla 30.

Tabla 30. Supuestos caso particular.

Supuestos	
<b>Q´de Barton</b>	28
<b>Factor A</b>	0.7
<b>Factor B</b>	0.2
<b>Factor C</b>	7.5

La Tabla 31 presenta los resultados para este caso arbitrario. En la primera columna aparece la configuración de factores, en la segunda el desempeño optimizado obtenido para tal configuración, y en la tercera y cuarta columna los parámetros de la frontera respectiva. En las cuatros siguientes columnas aparecen los valores de los factores dada la configuración de factores. El radio hidráulico admisible es calculado según la Ec. 22. La variación en radio hidráulico es el cambio porcentual respectivo al radio hidráulico obtenido por la frontera de la línea base. Las proposiciones de factores seleccionados para someterlos a este ejercicio son las que obtuvieron un desempeño PSS superior a 0.64.

Tabla 31. Cambios en radio hidráulico admisible según frontera.

Configuración	Desempeño PSS	Parámetros		Calidad Q´	Factores				Resultados	
		a	b		A	B	C	N	RH adm. [m]	VRHMP [%]
<b>Base</b>	0,64	1,82	0,32	28	0,70	0,2	7,5	29,4	12	-
<b>Ae0.25</b>	0,67	1,26	1,68	28	0,91	0,2	7,5	38,4	12	-4
<b>Ae0.5</b>	0,68	1,3	1,22	28	0,84	0,2	7,5	35,1	13	-15
<b>Nuevo A</b>	0,68	1,3	1,12	28	0,88	0,2	7,5	36,9	15	-27
<b>C3</b>	0,65	1,56	0,44	28	0,7	0,2	14,9	58,5	23	-98
<b>C4</b>	0,65	1,83	0,36	28	0,7	0,2	11,2	44,0	14	-19

Es clara la implicancia que tienen las nuevas propuestas de factores en los radios hidráulicos admisibles. El VRHMP varía desde -4% hasta -98% con respecto al radio hidráulico que saldría de la frontera propuesta por Mawdesley para este caso en particular. Esto indica que la frontera Estable-Falla propuesta por Mawdesley es a priori conservadora ya que para mejores desempeños los radios hidráulicos admisibles son mayores a los de la línea base. Este análisis se debe ampliar para un mayor rango de casos para poder comprobar estos resultados.

### 5.6.1 Variación en RH admisibles.

Para calcular los indicadores que miden el impacto en el diseño minero (ver 4.5) se decide generar 1000 casos aleatorios respetando las distribuciones originales de los factores y calidad de roca Q´ según lo presentado en 3.4 (ver código y verificación de las distribuciones Anexos 9.2 ).

Los resultados de este análisis se presentan en la Tabla 32, la cual muestra un resumen al proponer nuevos factores.

Visualmente esto se observa en la Figura 50, la cual es un gráfico que tiene doble eje vertical: en el lado derecho la variación en radio hidráulico promedio porcentual y su desviación estándar y por el lado izquierdo el desempeño obtenido para la configuración de factores respectiva.

Tabla 32. VRHMP y DEVRMHP. para 1000 casos aleatorios.

N Casos	1000 Parámetros					
	Caso	PSS	a	b	VRHMP [%]	DEVRMHP
	<b>Convencional</b>	0,64	1,82	0,32	-	-
	<b>Ae0.25</b>	0,67	1,26	1,68	-4	21
	<b>Ae0.5</b>	0,68	1,3	1,22	-4	16
	<b>Nuevo A</b>	0,68	1,3	1,12	-20	20
	<b>C3</b>	0,65	1,56	0,44	44	68
	<b>C4</b>	0,65	1,83	0,36	12	30

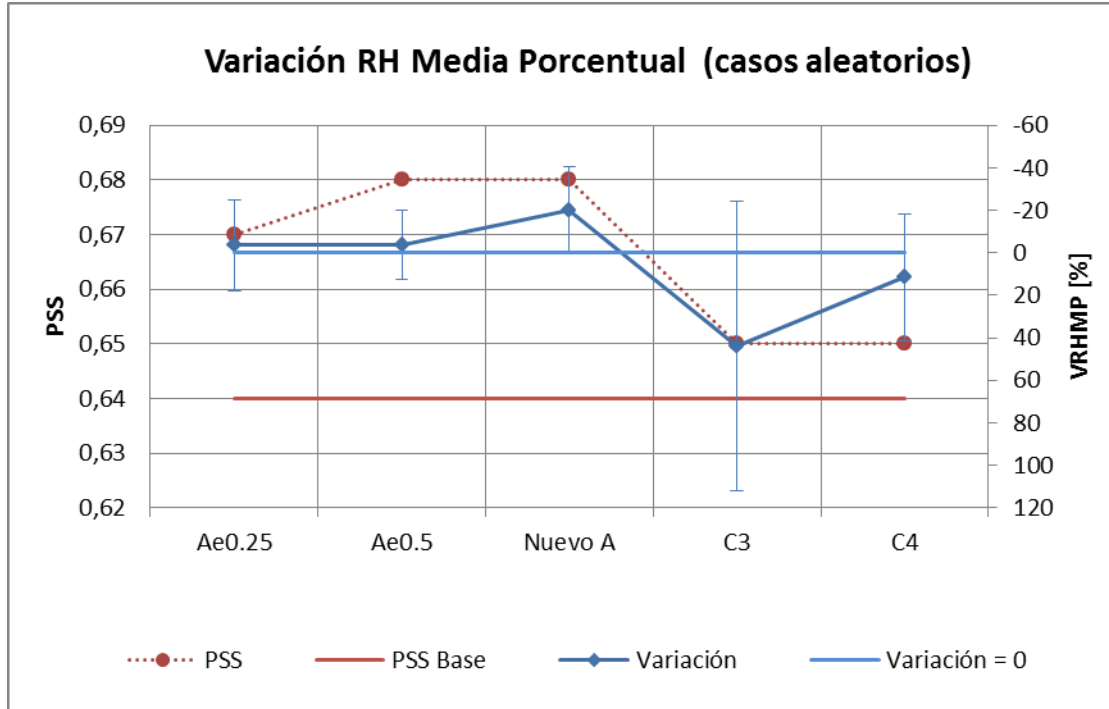


Figura 50. Variación en RH admisibles para 1000 casos aleatorios.

Este gráfico tiene una doble lectura, por un lado, se observa el aumento en el indicador PSS para los factores propuestos y por el otro la variación promedio de radio hidráulico y su respectiva desviación.

El análisis de todos estos resultados se presenta en el siguiente capítulo.

## 6 ANALISIS DE RESULTADOS

Siendo el principal objetivo de este trabajo analizar el impacto y la significancia de cada uno de los factores en la capacidad predictiva del método de estabilidad de Mathews, se planteó una metodología que permite establecer una frontera que clasifica los estados mediante la optimización del indicador de desempeño PSS (*Pierce Skill Score*). Así se propuso una serie de análisis a realizar (ver Figura 34), en una primera instancia se delimitó la línea base de esta memoria calculando el indicador PSS para las fronteras actuales obteniendo los valores dispuestos en la Tabla 33. Luego se procede a aplicar la metodología propuesta con los factores convencionales, obteniendo los resultados dispuestos en la Tabla 34.

Tabla 33. Línea base memoria.

Frontera		Indicador			
Estado	a	b	Caso Análisis	PSS	ACC
<b>Estable-Falla</b>	1,82	0,32	<b>1</b>	0,64	0,8
<b>Falla-Falla Mayor</b>	1,82	0,07	<b>2</b>	0,27	0,75
			<b>3</b>	0,65	0,89

Tabla 34. Fronteras bajo la metodología propuesta.

Frontera		Indicador			
Estado	a	b	Caso Análisis	PSS	ACC
<b>Estable-Falla</b>	1,82	0,32	<b>1</b>	0,64	0,82
<b>Falla-Falla Mayor</b>	1,76	0,26	<b>2</b>	0,06	0,79
			<b>3</b>	0,71	0,78

El primer punto importante a destacar es que es posible reproducir los parámetros  $a$  y  $b$  de la frontera “Estable”-“Falla” propuesta por Mawdesley. Lo segundo a destacar es lo bajo del indicador PSS del estado “Falla” en relación a las otras dos, esto ocurre porque los casos históricos clasificados como “Falla” son significativamente dispersos y no estando agrupados. Esto deja dudas acerca de la relevancia de clasificar este estado. Por tanto se decidió agrupar los estados “Falla” y “Falla Mayor” en un solo estado de clasificación denominado “Inestable”, por lo que el problema a resolver se simplifica debiéndose optimizar solamente el caso donde el estado “Estable” queda como caso positivo.



Los comentarios más relevantes de los análisis restantes se presentan en la Tabla 35.

Tabla 35. Resultados más relevantes de los análisis realizados.

Comentario	
<b>Casos Base</b>	Se desprende la importancia del Factor C en la capacidad predictiva del método. Las configuraciones A=B=1 y A=1 obtuvieron PSS de 0.64, es decir, es posible lograr desempeños iguales al de la línea base. Resulta necesario encontrar mejoras al desempeño.
<b>Casos Tendencias Promedio</b>	Las regresiones lineales y de tipo potencia disminuyen significativamente el desempeño, los valores de los indicadores bordean los 0.33. Se descarta usar estas fronteras.
<b>Factor A</b>	Los factores que presentaron mejores resultados fueron el Factor Ae0.25 y Ae0.5 con un desempeño de 0.68 y 0.67 respectivamente. El más bajo lo obtuvo el Factor A de Mitri proveniente de la literatura. El análisis por intervalo obtuvo una nueva proposición de Factor A de esfuerzos que consigue un desempeño global de 0.68 y desempeños locales que varían entre 0.67 y 0.68.
<b>Factor B</b>	Distintas formas del factor B no presentan mejoras en el desempeño del método.
<b>Factor C</b>	Distintas formas del factor C no presentan mejoras en desempeño del método. Salvo el Factor C3 y C4 que presentan un indicador PSS de 0,65 cada uno.

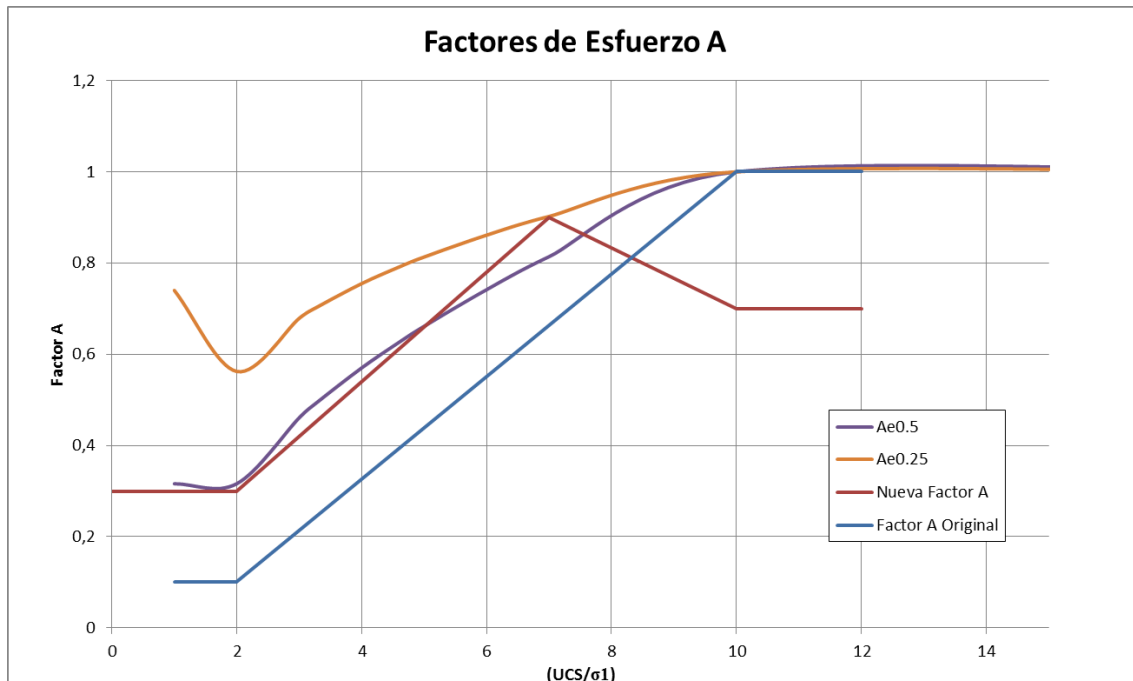


Figura 51. Factor A seleccionados.

El criterio a utilizar para proponer factores son aquellos que aumenten el indicador PSS respecto a la línea base. Estos fueron los Factores Ae0.25, Ae0.5, nuevo factor A, C3 y C4.

Respecto a los factores A seleccionados (Figura 51) se puede mencionar que son menos conservadores en su mayoría salvo el nuevo factor A. Luego de alcanzar un máximo a la razón de esfuerzos ( $UCS/\sigma_1$ ) de 7 tiene una tendencia decreciente hasta un valor de 0.7. Las zonas de altos y medianos esfuerzos son menos castigadas y las zonas de bajos esfuerzos más castigadas.

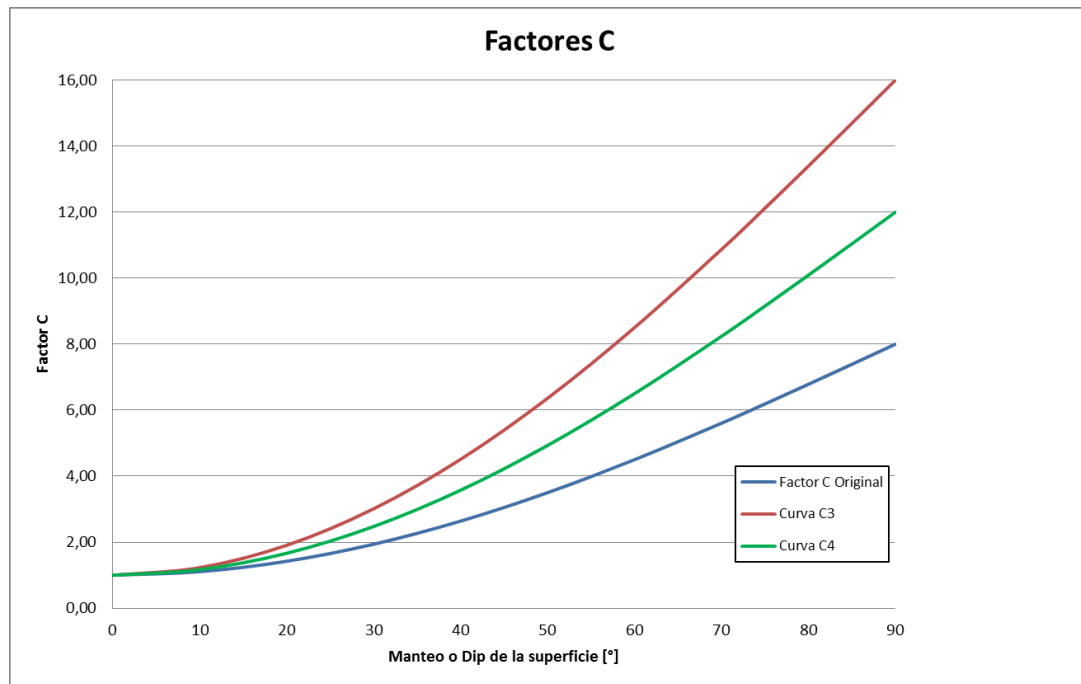


Figura 52. Factores C seleccionados.

Respecto a los factores C (Figura 52) seleccionados estos últimos mantienen la tendencia original, salvo que aumentan el máximo para paredes verticales.

Cabe recordar que al aplicar la metodología sobre estos factores definen una nueva frontera de estabilidad (parámetros  $a$  y  $b$ ), y por lo tanto, resulta necesario cuantificar los cambios que existen al despejar radios hidráulicos admisibles respecto a la línea base. La Figura 53 muestra los resultados obtenidos para 1000 casos aleatorios simulados respetando la distribución original de los inputs de entrada.

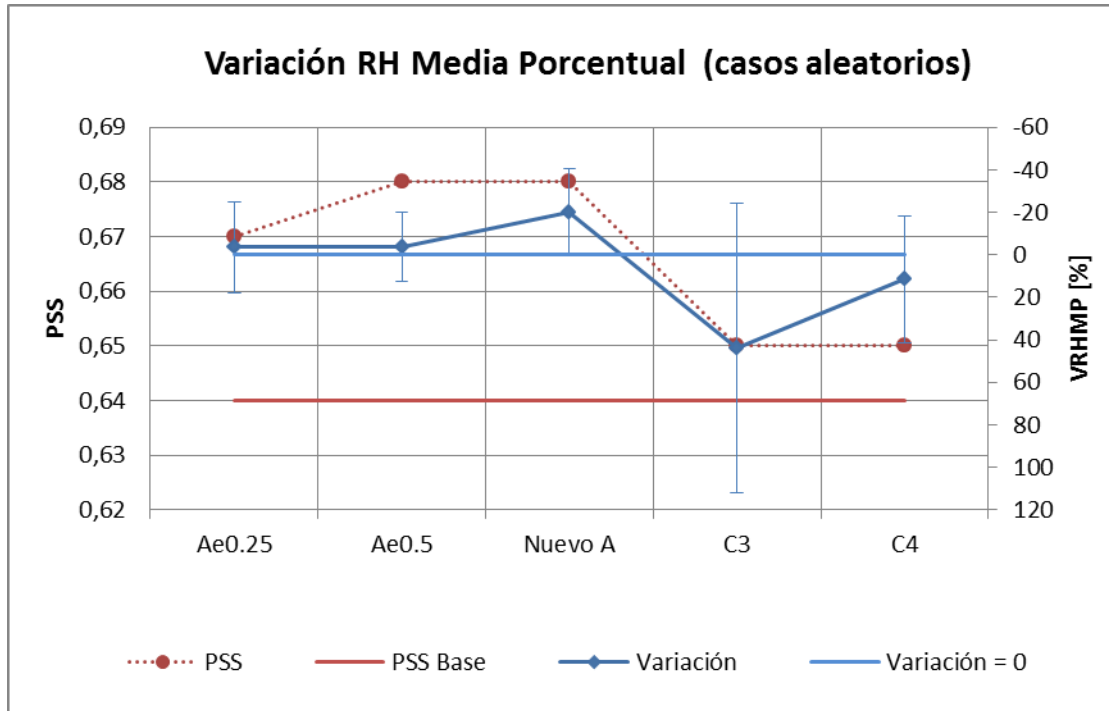


Figura 53. Variación en RH admisibles para 1000 casos aleatorios.

El análisis de este gráfico puede ser dividido en tres:

- Los dos primeros factores propuestos A aumentan su desempeño en 0,03 y 0,04 puntos respectivamente y entregan en promedio radios hidráulicos mayores a los convencionales. Alrededor de 4% más. Cabe mencionar que también existirán casos en donde los radios hidráulicos serán menores a los convencionales.
- Los factores C3 y C4 aumentan el desempeño en 0,01 puntos y entregan en promedio radios hidráulicos menores a los convencionales. Además presentan desviaciones de las más altas.
- El nuevo factor A propuesto aumenta el desempeño en 0,04 puntos y es el único que entrega en la mayoría de su distribución radio hidráulicos un 20% mayores en promedio. Este resultado es positivo porque se sustenta el proponer un nuevo factor A de esfuerzos, bajo los argumentos de mayor robustez (aumento de desempeño) y diseños menos conservadores (mayores radios hidráulicos).

Como se propone un nuevo Factor A de esfuerzos, también lo es la frontera que define y, por lo tanto, un nuevo gráfico de estabilidad que se presenta a continuación.

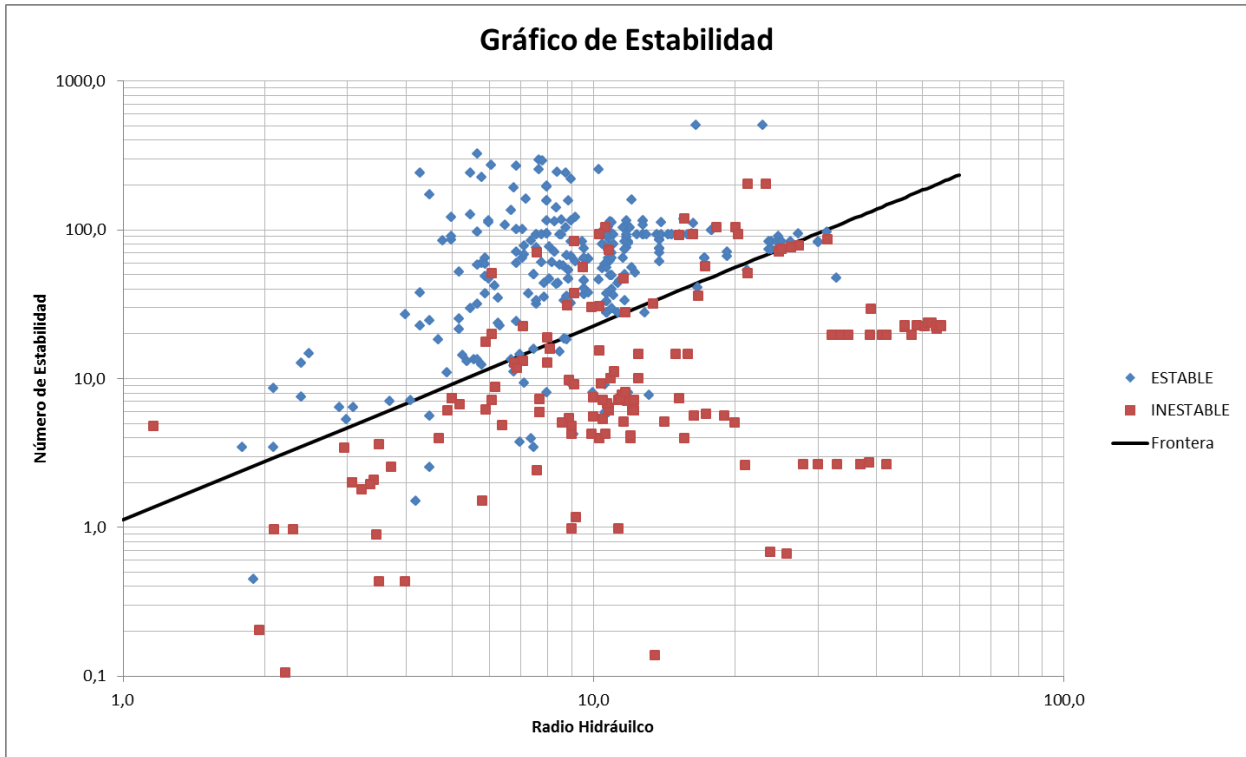


Figura 54. Gráfico de Estabilidad propuesto.

Los parámetros y desempeño de la frontera son lo que aparecen en la Tabla 36.

Tabla 36. Nueva Frontera.

Nueva Frontera		
<b>Frontera</b>	a	1,30
	b	1,12
<b>Indicador</b>	PSS	0,68
	ACC	0,85

## 7 CONCLUSIONES

### 7.1 Conclusiones Generales

Se llevó a cabo una revisión bibliográfica que se compone de tres aspectos: la primera describe los sistemas de clasificación del macizo rocoso, la segunda detalla el método empírico de Mathews y los gráficos de estabilidad propuestos a la fecha y la tercera presenta las propuestas o modificaciones a los *inputs* del método. De la revisión del marco teórico se concluye lo siguiente:

- Existen 4 herramientas estadísticas para poder establecer fronteras de clasificación, algunas de ellas tienen la habilidad de generar una probabilidad asociada al estado de la excavación. No se ha propuesto evaluarlas ni calcularlas mediante indicadores de desempeño.
- Existe falta de consenso en el uso y forma de los factores, como también en la información requerida para poder calcular estos factores de ajuste.
- No se ha medido el impacto de estas propuestas en la capacidad predictiva del método como tampoco en el diseño de caserones.

A partir de lo anterior se propone una nueva metodología rigurosa que sea capaz de medir y comparar la capacidad predictiva del método y de sus factores de ajuste, y que a su vez, mida el eventual impacto en el diseño empírico de caserones. Las excavaciones subterráneas estudiadas son caserones sin soporte para estados de clasificación definidos de manera cualitativa.

Esta metodología se aplica a la última base de datos adquirida que cuenta con un número suficiente de datos y la información necesaria para poder llevar a cabo este estudio. Adicionalmente se plantean una serie de análisis a realizar para analizar la significancia de los factores de ajuste originales y propuestos en la capacidad predictiva del método.

En una primera instancia se delimita la línea base, que consiste en calcular el desempeño a las últimas fronteras propuestas en la literatura, y sobre esta línea se realizan las comparaciones para saber si existen mejoras en la capacidad predictiva. De los análisis realizados se concluye que:

- Se deben agrupar dos de los tres estados de clasificación (“Falla” y “Falla Mayor”), en uno sólo denominado “Inestable” ya que el indicador del estado “Falla” presenta un indicador deficiente en relación a los de los estados restantes.
- Si algunos factores no influyeran se obtienen los mismos desempeños de la línea base, esto contradice la utilización de factores de ajuste, por lo tanto, urge mejorar los indicadores de la línea base.
- De cerca de 30 factores de ajuste sometidos a la metodología bajo diferentes configuraciones se seleccionaron solamente cinco dado que aumentan el desempeño de la línea base (tres factores A y dos factores C).

Para discernir sobre cuál de estos factores utilizar, la metodología también propuso cuantificar los cambios en radios hidráulicos admisibles. Los resultados señalan que el nuevo factor A de esfuerzos es el que entrega mayores radios hidráulicos admisibles de los cinco anteriores en comparación a la línea base levantada. Por lo tanto los diseños son, en su mayoría, menos

conservadores lo que implicaría un aumento de reservas en un yacimiento a explotarse mediante un método de excavaciones subterráneas sin soporte.

## 7.2 Recomendaciones

Se recomienda:

- Utilizar el gráfico de estabilidad y el nuevo factor A de esfuerzos para el diseño empírico de caserones por su mayor robustez (aumento de desempeño) y por ser menos conservador (mayores radios hidráulicos) en comparación a línea base levantada.
- Si se proponen factores o modificaciones a los actuales deberían ser cuantificado los cambios en desempeño y en radio hidráulico admisible bajo la metodología propuesta.
- Ampliar o crear una nueva base de datos que cuente con mayor información respecto a: geometría y profundidad de la excavación, condición de esfuerzos in-situ, caracterización de las estructuras tipo falla cercanas a la excavación, etc. Esto con el fin de poder evaluar o proponer factores que sean más complejos en los *inputs* que requieren.

## 8 REFERENCIAS

- [1] Barton, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design. *Int. J. Rock. Mech. & Min. Sci.* 39: 185-216.
- [2] Barton, N., Grimstad, E. (1994). The Q-system, following twenty years of application in NMT support selection. *Felsbau* 12(6) : 428-436.
- [3] Bewick, R.P., Kaiser, P. K., 2009. Numerical Assessment of Factor B in Mathew's method for open stop design. En: Proceedings of the 3<sup>rd</sup> CANUS Rock Mechanics Symposium, Mayo 2009, Toronto, Canada.
- [4] Bieniawski, Z.T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. *Trans. S. Afr. Int. Civ. Engrs.* 15: 335-344.
- [5] Bieniawski, Z.T. (1974). Geomechanics classification of rock masses and its application in tunneling. In *advances in rock mechanics 28A: 27-32*. Washington, D.C. : Nat.Acad.Sci.
- [6] Bieniawski, Z.T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. In *Exploration for rock engineering*. En: Proc. Of the Symp. (ed. Z.T. Bieniawski) 1: 97-106. Cape Town: Balkema.
- [7] Bieniawski, Z.T. (1978). Determining rock mass deformability – experiences from case histories. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech . Abstr.* 15: 237-247.
- [8] Bieniawski, Z.T. (1979). The geomechanics classification in rock engineering applications. En: Proc. 4<sup>th</sup> Congr., Int. Soc. Rock Mech, Montreux 2: 41-48.
- [9] Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering rock mass classifications*, New York: Wiley.
- [10] Bieniawski, Z.T. (1979). Engineering classification of jointed rock masses. *Trans. S. Afr. Int. Civ. Engrs.* 15: 335-344.
- [11] Deere, D.U., Hendron, A.J., Patton, F.D., and Cording, E.J, (1967). Design of surface and near surface construction in rock. En: Proc. 8<sup>th</sup> U.S. Symp. Rock Mech., AIME, New York, pp.237-302.
- [12] Fawcett, T.(2006). An introduction to ROC analysis. *Pattern Recognition Letters*, 27, 861.874.
- [13] Hadjigeorgiou, J., Leclaire, J., Potvin, Y., 1995. An update of the stability graph method of open stope method design. En: Proceedings of 97<sup>th</sup> Annual General Meeting, CIM, 1995, Halifax, Nova Scotia.
- [14] Hoek, E. (1994). Strength of rock and rock masses. *ISRM News J* 2: 4-16.
- [15] Hoek, E., Kaiser, P.K., Bawden, W.F. (1995). *Support of underground excavations in hard rock*. Rotterdam: A.A. Balkema

- [16] Laubscher, D.H. (1977). Geomechanics classification of jointed rock masses – mining applications. *Trans. Inst. Min. Metall.* 86: A1-A88.
- [17] Laubscher, D.H. (1984). Design aspects and effectiveness of support systems in different mining conditions. *Trans. Inst. Metall.* 93: A70-A82.
- [18] Laubscher, D.H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *J.S. Afr. Inst. Min. Metall.* 90 (10): 257-273.
- [19] Laubscher, D.H. (1994). Cave-Mining- The State of the Art. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* 94: 279-272.
- [20] Marinos, P., Hoek, E. (2001). Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch. *Bull. Eng. Geo. & Env.* 60: 85-92.
- [21] Mawdesley, C. 2002. Predicting rock mass cavability in block caving mines, Ph.D. Thesis. University of Queensland. 410 p
- [22] Mawdesley, C., Trueman, R., Whitlen, W.J. (2001). Extending the Mathews stability graph for open stope-design.
- [23] Mitri, H.S., Hughes, R., Zhang, Y., 2010. New rock stress factor for the stability graph method. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment.*
- [24] Nickson, S.D. 1992. Cable support guidelines for underground hard rock mines operations. M.A.Sc. Thesis, Dept. Mining and Mineral Processing, University of British Columbia, 223 p.
- [25] Potvin, Y. 1988. Empirical open stope design in Canada. Ph.D. Thesis, Dept. Mining and Mineral Processing, University of British Columbia, 343 p.
- [26] Sprott, D. L., Toppi, M.A., Yi, X., Bawden, W.F., 1999. The incorporation of a stress induced damaged factor into Mathew’s stability graph. *CIM Annual General Meeting.*
- [27] Stewart, P. 2001. Minimisation of dilution in narrow vein mines. Ph.D Thesis. University of Queensland. 260 p.
- [28] Stewart, S., Forsyth, W. The Mathews Method for open stope design. *CIM Bull* 88(992): 45-53.
- [29] Suorineni, F. T. 2010. The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment* 24(4): 307-339.
- [30] Suorineni, F.T; Kaiser, P., Tannant, D. D., Dusseault, M. B., 2001. Incorporation of a fault factor for the stability graph method: Kidd Mine Case Studies. *Imperial College Press* 10(1): 3-37.
- [31] Vallejos, J., 2013. 8\_Clasificación del macizo rocoso [diapositiva]. Universidad de Chile. 99p



## **9 ANEXOS**

### **9.1 Base de datos filtrada**

N°	Fuente	Mina	Pared	HR [m]	Q'	A	B	C	N	RQD [%]	Jn	Jr	Ja	Condición
46	Mawdesley (2002)	Sth Crofty	HW	33.0	23.75	1.00	0.5	5.7	67.7	95	6	1.5	1	STABLE
48	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	7.4	33.00	0.10	0.4	1.0	1.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
54	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	9.1	33.00	0.12	0.4	1.0	1.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
63	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.8	33.00	0.24	0.4	1.0	3.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
78	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	13.2	33.00	0.45	0.4	1.0	5.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
79	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.6	33.00	0.30	0.4	1.0	3.5	99	6	1.5	0.75	STABLE
85	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	10.7	33.00	0.10	0.4	8.0	9.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
86	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	10.7	33.00	0.10	0.4	8.0	9.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
87	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	10.7	33.00	0.10	0.4	8.0	9.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
88	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.3	33.00	0.10	0.4	8.0	9.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
91	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	12.9	33.00	0.10	0.4	8.0	9.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
92	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.6	33.00	0.86	0.4	1.0	9.9	99	6	1.5	0.75	STABLE
93	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.0	33.00	0.12	0.4	8.0	11.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
94	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	8.0	33.00	1.00	0.4	1.0	11.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
95	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.0	33.00	1.00	0.4	1.0	11.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
96	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.7	33.00	0.11	0.4	8.0	11.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
97	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.7	33.00	0.11	0.4	8.0	11.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
98	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	11.7	33.00	0.12	0.5	7.0	12.5	99	6	1.5	0.75	STABLE
99	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	11.9	33.00	1.00	0.4	1.0	11.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
102	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	11.0	33.00	0.10	0.5	8.0	13.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
103	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	5.2	33.00	0.23	0.4	5.0	13.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
104	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	11.1	33.00	0.14	0.4	8.0	14.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
105	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	11.8	33.00	1.00	0.4	1.0	11.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
106	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.7	33.00	0.15	0.4	8.0	15.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
107	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.6	33.00	0.19	0.4	8.0	17.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
108	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	7.9	33.00	0.23	0.4	7.0	18.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
109	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	16.7	33.00	0.18	0.4	8.0	19.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
110	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	8.1	33.00	0.15	0.8	5.0	19.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
111	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	11.3	33.00	0.21	0.4	8.0	22.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
112	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.6	33.00	0.23	0.4	8.0	21.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
113	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	6.9	33.00	0.10	0.9	8.0	23.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
115	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.4	33.00	0.28	0.4	7.0	25.9	99	6	1.5	0.75	STABLE
116	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.6	33.00	0.28	0.4	8.0	25.9	99	6	1.5	0.75	STABLE
117	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.6	33.00	0.28	0.4	8.0	25.9	99	6	1.5	0.75	STABLE
118	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	11.7	33.00	0.27	0.5	7.0	28.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
119	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	12.3	33.00	0.28	0.5	7.0	29.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
121	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	8.9	33.00	0.36	0.4	7.0	29.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
122	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	8.9	33.00	0.36	0.4	7.0	29.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
123	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	21.3	33.00	0.24	0.5	8.0	28.5	99	6	1.5	0.75	STABLE
124	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	8.5	33.00	0.23	0.5	8.0	30.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
125	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	6.9	33.00	0.24	0.5	8.0	31.7	99	6	1.5	0.75	STABLE

126	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	10.8	33.00	0.25	0.8	5.0	33.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
127	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	8.9	33.00	0.36	0.4	8.0	33.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
128	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	8.9	33.00	0.36	0.4	8.0	33.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
129	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	10.9	33.00	0.26	0.5	8.0	34.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
130	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.8	33.00	0.27	0.5	8.0	35.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
131	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.8	33.00	0.27	0.5	8.0	35.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
132	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.8	33.00	0.27	0.5	8.0	35.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
133	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	10.5	33.00	0.44	0.5	5.0	36.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
134	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	7.1	33.00	0.28	0.5	8.0	37.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
135	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	10.8	33.00	0.28	0.8	5.0	37.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
136	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	12.1	33.00	0.45	0.5	5.0	37.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
137	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.0	33.00	0.29	0.5	8.0	38.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
138	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	7.1	33.00	0.90	0.5	8.0	118.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
139	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.8	33.00	0.44	0.4	8.0	40.7	99	6	1.5	0.75	STABLE
140	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	13.9	33.00	0.44	0.4	8.0	40.7	99	6	1.5	0.75	STABLE
141	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.8	33.00	0.45	0.4	8.0	41.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
142	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.6	33.00	0.47	0.4	8.0	43.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
143	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	19.3	33.00	0.34	0.5	8.0	40.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
144	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	13.9	33.00	0.44	0.4	8.0	46.5	99	6	1.5	0.75	STABLE
145	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	8.0	33.00	0.21	0.9	8.0	47.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
146	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	8.0	33.00	0.21	0.9	8.0	47.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
147	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	8.1	33.00	0.34	0.6	7.0	47.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
148	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	11.8	33.00	0.36	0.5	8.0	47.5	99	6	1.5	0.75	STABLE
149	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	19.3	33.00	0.45	0.4	8.0	47.5	99	6	1.5	0.75	STABLE
151	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	7.8	33.00	0.70	0.4	6.0	48.5	99	6	1.5	0.75	STABLE
152	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	10.6	33.00	0.37	0.5	8.0	48.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
153	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.0	33.00	0.53	0.4	8.0	49.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
155	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.8	33.00	0.47	0.4	8.0	49.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
156	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	13.9	33.00	0.58	0.4	8.0	53.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
157	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	13.9	33.00	0.58	0.4	8.0	53.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
158	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	13.9	33.00	0.58	0.4	8.0	53.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
159	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.9	33.00	0.51	0.4	8.0	53.9	99	6	1.5	0.75	STABLE
161	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.9	33.00	0.41	0.8	5.0	54.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
162	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	10.5	33.00	0.53	0.4	8.0	56.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
163	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.8	33.00	0.44	0.5	8.0	58.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
164	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.1	33.00	0.63	0.4	8.0	58.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
165	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	27.4	33.00	0.49	0.5	8.0	64.7	99	6	1.5	0.75	STABLE
166	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	11.8	33.00	0.45	0.5	8.0	59.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
167	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	13.9	33.00	0.58	0.4	8.0	61.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
168	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	13.9	33.00	0.58	0.4	8.0	61.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
169	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	13.9	33.00	0.58	0.4	8.0	61.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
172	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	24.8	33.00	0.53	0.5	8.0	63.0	99	6	1.5	0.75	STABLE

173	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.5	33.00	0.40	0.6	8.0	63.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
174	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	11.9	33.00	0.69	0.4	8.0	63.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
175	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	10.8	33.00	0.44	0.8	6.0	69.7	99	6	1.5	0.75	STABLE
176	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	8.0	33.00	0.30	0.9	8.0	67.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
177	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	10.9	33.00	0.51	0.5	8.0	67.3	99	6	1.5	0.75	STABLE
178	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	31.5	33.00	0.58	0.5	8.0	68.9	99	6	1.5	0.75	STABLE
180	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	12.0	33.00	0.55	0.5	8.0	72.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
183	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.6	33.00	0.81	0.4	8.0	74.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
184	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	10.9	33.00	0.63	0.5	8.0	83.2	99	6	1.5	0.75	STABLE
186	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	15.6	33.00	0.66	0.5	8.0	87.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
187	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	15.6	33.00	0.66	0.5	8.0	87.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
188	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	30.2	33.00	0.86	0.4	8.0	90.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
189	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	8.6	33.00	0.69	0.5	8.0	91.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
190	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	5.9	33.00	1.00	0.4	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
191	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	9.6	33.00	1.00	0.4	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
192	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.0	33.00	1.00	0.4	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
193	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	11.6	33.00	1.00	0.4	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
194	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	11.8	33.00	0.70	0.5	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
195	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	12.8	33.00	0.70	0.5	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
196	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	12.8	33.00	0.70	0.5	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
197	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	17.3	33.00	1.00	0.4	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
198	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	17.3	33.00	1.00	0.4	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
199	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	17.3	33.00	1.00	0.4	8.0	92.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
200	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	8.3	33.00	0.73	0.5	8.0	96.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
201	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	16.4	33.00	0.77	0.5	8.0	101.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
203	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.7	33.00	1.00	0.4	8.0	105.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
204	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	23.7	33.00	1.00	0.4	8.0	105.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
205	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	24.0	33.00	1.00	0.4	8.0	105.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
206	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	24.6	33.00	1.00	0.4	8.0	105.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
208	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	25.2	33.00	1.00	0.4	8.0	105.6	99	6	1.5	0.75	STABLE
209	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	12.1	33.00	0.45	0.9	8.0	106.9	99	6	1.5	0.75	STABLE
210	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	12.8	33.00	0.81	0.5	8.0	106.9	99	6	1.5	0.75	STABLE
211	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	17.9	33.00	0.91	0.8	5.0	120.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
212	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	17.9	33.00	0.91	0.8	5.0	120.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
213	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	17.9	33.00	0.91	0.8	5.0	120.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
214	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	11.6	33.00	0.86	0.5	8.0	113.5	99	6	1.5	0.75	STABLE
215	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	11.7	33.00	1.00	0.5	8.0	118.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
216	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	23.7	33.00	1.00	0.5	8.0	118.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
217	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	24.0	33.00	1.00	0.5	8.0	118.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
218	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	24.6	33.00	1.00	0.5	8.0	118.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
219	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	25.1	33.00	1.00	0.5	8.0	118.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
220	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	25.2	33.00	1.00	0.5	8.0	118.8	99	6	1.5	0.75	STABLE

221	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	26.3	33.00	1.00	0.5	8.0	118.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
222	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	30.2	33.00	1.00	0.5	8.0	118.8	99	6	1.5	0.75	STABLE
223	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	10.6	33.00	0.91	0.5	8.0	120.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
224	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	16.2	33.00	0.97	0.5	8.0	128.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
225	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	7.6	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
226	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	7.6	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
227	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	7.8	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
228	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	8.5	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
229	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	8.6	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
231	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	10.7	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
232	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	10.7	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
233	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	10.7	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
234	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	10.8	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
235	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	10.8	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
236	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	11.1	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
237	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	11.8	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
238	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	12.4	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
239	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	12.8	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
240	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	12.8	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
241	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	12.8	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
242	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	12.8	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
243	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	12.8	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
244	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	13.0	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
245	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	13.7	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
246	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	13.7	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
247	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	14.0	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
248	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	14.5	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
249	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	14.5	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
250	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	14.7	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
251	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	14.7	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
252	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	15.3	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
253	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	15.9	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
254	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	16.2	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	STABLE
257	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	8.0	33.00	0.63	0.9	8.0	141.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
258	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	8.0	33.00	0.70	0.9	8.0	157.1	99	6	1.5	0.75	STABLE
259	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	8.0	33.00	1.00	0.9	8.0	224.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
260	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	8.0	33.00	1.00	0.9	8.0	224.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
261	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	8.9	33.00	1.00	0.9	8.0	224.4	99	6	1.5	0.75	STABLE
262	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	5.5	34.88	0.72	1.0	8.0	200.5	93	2	1.5	2	STABLE
263	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	6.7	65.33	0.72	0.3	8.0	112.7	98	3	2	1	STABLE
264	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	5.2	15.00	1.00	0.3	6.8	30.5	90	3	1	2	STABLE
265	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	5.4	12.33	1.00	0.3	5.0	18.7	74	6	2	2	STABLE

266	Mawdesley (2002)	Cannington	CROWN	2.5	20.75	0.48	1.0	1.0	10.1	83	3	1.5	2	STABLE
267	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	9.0	51.25	1.00	0.4	8.0	164.0	82	4.8	3	1	STABLE
268	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	5.8	19.11	1.00	0.8	5.6	85.7	86	3.6	2	2.5	STABLE
269	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	5.8	48.60	0.46	1.0	6.8	151.7	81	5	3	1	STABLE
270	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	5.7	10.33	0.46	0.8	5.6	21.3	79	5.1	2	3	STABLE
271	Mawdesley (2002)	Cannington	CROWN	6.8	18.06	0.61	0.8	1.0	8.8	56	9.3	3	1	STABLE
272	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	5.9	21.11	1.00	0.5	8.0	84.4	76	6	2.5	1.5	STABLE
273	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	5.0	50.87	1.00	0.3	8.0	122.1	79.7	4.7	3	1	STABLE
274	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	8.2	39.10	1.00	0.3	7.4	86.7	78.2	5	2.5	1	STABLE
276	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	4.3	44.50	0.46	1.0	8.0	162.1	89	3	1.5	1	STABLE
277	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	4.5	29.67	0.14	0.3	8.0	10.2	89	3	2	2	STABLE
278	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	9.5	14.83	1.00	1.0	8.0	118.7	89	3	1	2	STABLE
279	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	7.9	9.21	0.92	0.8	8.0	54.2	64.5	3.5	1	2	STABLE
280	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	5.7	51.30	0.85	1.0	8.0	348.8	85.5	2.5	1.5	1	STABLE
281	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	4.3	29.33	0.33	0.3	8.0	22.9	88	3	2	2	STABLE
282	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	9.0	31.00	0.69	1.0	8.0	169.9	93	3	2	2	STABLE
283	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	7.4	19.25	0.46	0.8	8.0	56.7	77	6	1.5	1	STABLE
284	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	10.6	21.11	1.00	0.5	8.0	84.4	76	6	2.5	1.5	STABLE
286	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	6.9	7.33	0.78	0.5	8.0	22.9	77	7	2	3	STABLE
287	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	7.0	8.67	0.78	0.3	6.8	13.8	78	6	2	3	STABLE
288	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH (UPPER)	4.8	15.08	1.00	1.0	8.0	120.7	90.5	3	1	2	STABLE
289	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH (UPPER)	6.1	48.00	0.48	1.0	8.0	186.0	96	3	1.5	1	STABLE
290	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST (UPPER)	5.7	17.25	1.00	1.0	8.0	138.0	69	6	3	2	STABLE
291	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST (LOWER)	6.9	48.25	1.00	1.0	8.0	386.0	96.5	3	1.5	1	STABLE
292	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST (UPPER)	6.9	18.50	1.00	1.0	7.8	143.5	74	6	1.5	1	STABLE
293	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	8.7	15.00	1.00	0.4	8.0	48.0	72	6.4	2	1.5	STABLE
294	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	10.9	26.55	0.55	0.3	8.0	35.0	73	5.5	2	1	STABLE
295	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	7.5	5.17	0.10	0.3	7.4	1.1	73	5.3	1.5	4	STABLE
296	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	7.7	44.25	0.60	1.0	8.0	210.6	88.5	4	2	1	STABLE
297	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	5.9	24.67	0.60	0.3	8.0	35.2	74	6	2	1	STABLE
298	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	6.0	24.67	0.60	1.0	5.6	82.3	74	6	2	1	STABLE
300	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	6.8	31.88	0.91	1.0	8.0	231.6	85	4	1.5	1	STABLE
301	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	7.7	38.50	0.60	1.0	8.0	184.3	77	6	3	1	STABLE
302	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	7.3	18.63	0.60	0.3	8.0	26.7	74.5	6	3	2	STABLE
303	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	11.0	8.83	1.00	1.0	8.0	70.7	53	10	2.5	1.5	STABLE
304	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	9.8	6.78	1.00	1.0	8.0	54.2	61	9	3	3	STABLE
305	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	6.0	41.00	0.30	0.3	7.4	27.3	82	6	3	1	STABLE
306	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	7.6	16.50	0.72	0.3	7.4	26.3	55	10	3	1	STABLE
307	Mawdesley (2002)	Cannington	CROWN	7.0	5.89	0.36	1.0	1.1	2.3	53	12	2	1.5	STABLE
308	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	8.8	43.00	0.48	1.0	8.0	163.4	86	4	2	1	STABLE
309	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	8.8	61.33	0.48	0.3	8.0	69.9	92	3	2	1	STABLE
310	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	4.5	61.00	0.48	0.8	5.0	116.9	91.5	3	2	1	STABLE

311	Mawdesley (2002)	Cannington	CROWN	4.9	19.50	0.48	0.8	1.0	7.4	78	6	1.5	1	STABLE
312	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	10.3	16.50	1.00	0.5	8.0	66.0	66	6	1.5	1	STABLE
313	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	7.1	16.50	1.00	1.0	6.8	111.9	66	6	1.5	1	STABLE
314	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	7.1	6.00	1.00	0.3	7.4	13.3	60	15	1.5	1	STABLE
315	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	10.3	51.75	0.54	0.8	8.0	177.8	69	2	1.5	1	STABLE
317	Mawdesley (2002)	Cannington	FW	7.1	16.50	1.00	0.8	7.4	97.5	66	6	1.5	1	STABLE
318	Mawdesley (2002)	Cannington	HW	6.4	6.00	1.00	0.8	6.8	32.6	60	15	1.5	1	STABLE
319	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	8.4	24.00	0.35	0.4	8.0	27.1	72	6	2	1	STABLE
320	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	9.2	33.60	0.35	0.4	8.0	37.9	84	5	2	1	STABLE
321	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	6.5	23.25	0.74	0.8	6.8	92.8	62	8	3	1	STABLE
322	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	6.3	6.50	0.35	0.8	8.0	14.7	65	7.5	1.5	2	STABLE
323	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	5.7	30.38	0.10	0.8	8.0	19.4	81	4	1.5	1	STABLE
324	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	5.5	18.50	0.74	1.0	8.0	108.8	74	4	2	2	STABLE
325	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	5.8	6.00	0.74	0.3	8.0	10.6	54	9	2	2	STABLE
326	Mawdesley (2002)	Cannington	CROWN	4.5	7.20	0.23	0.8	1.0	1.3	36	15	3	1	STABLE
327	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	7.2	45.50	0.24	1.0	8.0	85.9	91	3	1.5	1	STABLE
328	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	6.0	47.00	0.10	1.0	8.0	37.6	94	3	1.5	1	STABLE
329	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	5.5	22.75	0.33	0.3	8.0	17.8	91	3	1.5	2	STABLE
330	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	8.7	12.86	0.24	0.4	8.0	10.0	45	7	2	1	STABLE
331	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	8.8	24.80	0.24	0.4	8.0	19.3	62	5	2	1	STABLE
332	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	5.0	37.00	0.54	0.4	8.0	63.6	74	6	3	1	STABLE
333	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	6.8	5.83	0.54	0.4	6.2	7.8	70	9	1.5	2	STABLE
334	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	8.4	25.33	0.48	1.0	8.0	96.3	76	6	2	1	STABLE
335	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	8.4	25.67	0.48	0.3	8.0	29.3	77	6	2	1	STABLE
336	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	7.8	61.00	0.48	1.0	6.8	196.6	91.5	3	2	1	STABLE
337	Mawdesley (2002)	Cannington	CROWN	4.3	32.25	0.48	1.0	1.0	15.3	86	4	1.5	1	STABLE
339	Mawdesley (2002)	Cannington	FW	9.2	39.50	0.54	0.5	8.0	84.8	79	6	3	1	STABLE
340	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	8.7	31.60	0.24	0.5	8.0	30.7	79	5	2	1	STABLE
342	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	5.9	25.60	0.24	0.4	8.0	19.9	64	5	2	1	STABLE
343	Mawdesley (2002)	Cannington	WEST	9.0	32.00	0.54	0.5	6.8	58.3	64	6	3	1	STABLE
345	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	6.3	7.11	0.39	1.0	8.0	22.1	64	9	2	2	STABLE
346	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	6.2	8.67	0.39	1.0	8.0	27.0	52	12	3	1.5	STABLE
347	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	5.0	54.00	1.00	0.4	8.0	172.8		8		3	STABLE
351	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	14.0	40.00	1.00	0.5	8.0	160.0		40		1	STABLE
352	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	11.0	40.00	1.00	0.5	8.0	160.0		40		1	STABLE
353	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	5.2	40.00	1.00	0.3	6.2	74.3		40		1	STABLE
354	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	8.5	9.00	1.00	0.3	8.0	21.6		6		1.5	STABLE
357	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	8.3	30.00	1.00	0.5	6.8	101.8		15		2	STABLE
359	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	4.2	6.25	0.10	0.8	1.0	0.5		25		0.25	STABLE
360	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	8.8	30.00	1.00	0.4	8.0	96.0		30		1	STABLE
362	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	1.8	16.50	1.00	0.3	1.0	5.0		11		1.5	STABLE
363	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	4.7	16.50	1.00	0.4	4.0	26.3		11		1.5	STABLE

364	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	8.8	16.50	1.00	0.4	4.0	26.3		11		1.5	STABLE
365	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	2.1	16.50	1.00	0.3	1.0	5.0		11		1.5	STABLE
369	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	4.1	34.00	1.00	0.3	1.0	10.2		17		2	STABLE
370	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	7.6	12.00	1.00	0.5	8.0	48.0		8		1.5	STABLE
371	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	7.6	34.00	1.00	0.4	8.0	108.8		17		2	STABLE
372	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	9.0	34.00	1.00	0.3	4.5	45.9		17		2	STABLE
373	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	16.6	90.00	1.00	1.0	8.0	720.0		90		1	STABLE
374	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	4.0	90.00	0.10	1.0	1.0	9.0		90		1	STABLE
375	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	23.0	90.00	1.00	1.0	8.0	720.0		90		1	STABLE
376	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	10.7	90.00	0.40	1.0	1.0	36.0		90		1	STABLE
378	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	9.0	9.00	0.90	0.3	4.5	10.9		6		1.5	STABLE
379	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	2.4	43.50	0.50	0.4	1.0	8.7		29		1.5	STABLE
383	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	3.7	43.50	0.20	0.4	1.0	3.5		2		1.5	STABLE
384	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	8.4	43.50	1.00	1.0	8.0	348.0		29		1.5	STABLE
385	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	4.5	2.00	1.00	0.5	8.0	8.0		4		0.5	STABLE
386	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	7.5	25.50	1.00	0.5	5.6	71.5		17		1.5	STABLE
387	Mawdesley (2002)	Potvin	FW	7.5	25.50	1.00	0.5	5.6	71.5		17		1.5	STABLE
388	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	5.6	6.00	1.00	0.4	8.0	19.2		6		1	STABLE
389	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	6.7	6.00	1.00	0.4	8.0	19.2		6		1	STABLE
390	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	1.9	5.00	0.10	0.3	1.0	0.2		5		1	STABLE
391	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	2.1	26.00	0.60	0.4	1.0	6.2		13		2	STABLE
392	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	2.4	26.00	0.50	0.4	1.0	5.2		13		2	STABLE
393	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	2.9	26.00	0.40	0.4	1.0	4.2		13		2	STABLE
394	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	3.1	26.00	0.40	0.4	1.0	4.2		13		2	STABLE
395	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	3.0	26.00	0.30	0.4	1.0	3.1		13		2	STABLE
396	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	7.5	8.00	1.00	0.5	5.6	22.4		8		1	STABLE
398	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	5.3	8.00	1.00	0.5	5.2	20.6		8		1	STABLE
399	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	5.7	8.00	1.00	0.5	4.8	19.3		8		1	STABLE
400	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	1.9	8.00	0.10	0.4	1.0	0.3		8		1	STABLE
401	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	1.8	8.00	0.30	0.4	1.0	1.0		8		1	STABLE
404	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	5.0	22.00	0.70	0.5	1.0	7.7		11		2	STABLE
408	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	6.7	30.00	1.00	0.4	1.0	12.0		15		2	STABLE
409	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	18.0	30.00	1.00	0.5	8.0	120.0		15		2	STABLE
410	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	9.7	32.00	1.00	0.4	8.0	102.4		16		2	STABLE
411	Mawdesley (2002)	Potvin	END	5.6	32.00	0.10	0.4	8.0	10.2		16		2	STABLE
412	Mawdesley (2002)	Potvin	FW	8.4	16.20	1.00	0.4	8.0	51.8		9		1.8	STABLE
413	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	3.4	25.00	0.10	0.3	1.0	0.8		10		2.5	STABLE
417	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	9.9	21.00	1.00	0.5	8.0	84.0		14		1.5	STABLE
422	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	7.7	27.00	1.00	0.4	1.9	20.9		18		1.5	STABLE
423	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	5.4	27.00	1.00	0.4	1.9	20.9		18		1.5	STABLE
425	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	7.3	27.00	0.50	0.4	1.4	7.7		18		1.5	STABLE
426	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	9.9	27.00	0.50	0.4	1.4	7.7		18		1.5	STABLE



429	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	4.9	24.00	0.10	0.5	8.0	9.6		16		1.5	STABLE
430	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	6.7	6.00	1.00	0.5	6.8	20.4		6		1	STABLE
435	Mawdesley (2002)	Nickson	HW	7.0	13.10	1.00	0.3	8.0	31.4		5.46666667		2.4	STABLE
436	Mawdesley (2002)	Nickson	HW	5.2	7.20	1.00	0.3	3.9	8.4		5		1.4375	STABLE
437	Mawdesley (2002)	Nickson	BACK	1.3	15.80	0.10	0.3	5.6	2.7		7.5		2.1	STABLE
438	Mawdesley (2002)	Nickson	HW	6.1	21.50	1.00	0.5	5.6	60.3		10.22222222		2.1	STABLE
439	Mawdesley (2002)	Nickson	BACK	1.8	15.80	0.10	0.3	4.4	2.1		7.5		2.1	STABLE
442	Mawdesley (2002)	Nickson	HW	10.4	8.30	1.00	0.5	4.5	18.7		12.5		0.66666667	STABLE
444	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	BACK	2.7	84.44	0.36	1.0	1.0	30.4	95	3	2	0.75	STABLE
455	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	WALL	13.1	40.00	1.00	0.5	8.0	160.0	90	6	2	0.75	STABLE
456	Mawdesley (2002)	Mathews - CSA Mine, Cobar	BACK	7.0	85.00	0.22	0.5	1.0	9.4	85	3	3	1	STABLE
457	Mawdesley (2002)	Mathews - CSA Mine, Cobar	BACK	8.4	85.00	0.16	0.5	1.0	6.8	85	3	3	1	STABLE
461	Mawdesley (2002)	Mathews - CSA Mine, Cobar	BACK	5.0	85.00	0.15	0.5	1.0	6.4	85	3	3	1	STABLE
462	Mawdesley (2002)	Mathews - CSA Mine, Cobar	WALL	16.1	85.00	1.00	0.5	6.8	289.0	85	3	3	1	STABLE
463	Mawdesley (2002)	Mathews - CSA Mine, Cobar	WALL	16.1	85.00	1.00	0.5	6.8	289.0	85	3	3	1	STABLE
469	Mawdesley (2002)		SIDEWALL	1.2	2.00	0.10	1.0	8.0	1.6	24	6	1	2	STABLE
470	Mawdesley (2002)		BACK	1.6	2.00	0.10	0.3	1.0	0.1	24	6	1	2	STABLE
478	Mawdesley (2002)		SIDEWALL	1.2	1.17	0.10	1.0	8.0	0.9	14	6	1	2	STABLE
479	Mawdesley (2002)		SIDEWALL	1.2	1.17	0.10	1.0	8.0	0.9	14	6	1	2	STABLE
480	Mawdesley (2002)		BACK	1.0	2.50	0.10	0.3	1.0	0.1	30	6	1	2	STABLE
484	Mawdesley (2002)		SIDEWALL	3.0	1.42	0.10	1.0	8.0	1.1	17	6	1	2	STABLE
485	Mawdesley (2002)		BACK	2.0	2.25	0.10	0.3	1.0	0.1	27	6	1	2	STABLE
3	Mawdesley (2002)	Salvador	BACK	38.6	6.00	0.35	0.8	1.0	1.7					MAJOR FAILURE
17	Mawdesley (2002)	Shabanie	BACK	13.5	0.56	1.00	0.4	1.0	0.2					MAJOR FAILURE
18	Mawdesley (2002)	Henderson	BACK	23.8	2.22	0.89	0.4	1.0	0.8	50	15	2	3	MAJOR FAILURE
19	Mawdesley (2002)	Henderson	BACK	25.8	2.22	0.93	0.4	1.0	0.8	50	15	2	3	MAJOR FAILURE
21	Mawdesley (2002)	Newstan	BACK	53.7	27.78	0.87	1.0	1.0	24.2	100	9	2.5	1	MAJOR FAILURE
27	Mawdesley (2002)	Moonee	BACK	47.6	27.78	1.00	1.0	1.0	27.8	100	9	2.5	1	MAJOR FAILURE
39	Mawdesley (2002)	North Parkes	BACK	21.0	8.73	0.62	0.4	1.0	1.9	88	12	1.5	1.26	MAJOR FAILURE
40	Mawdesley (2002)	North Parkes	BACK	28.0	8.73	0.63	0.4	1.0	1.9	88	12	1.5	1.26	MAJOR FAILURE
41	Mawdesley (2002)	North Parkes	BACK	30.0	8.73	0.63	0.4	1.0	1.9	88	12	1.5	1.26	MAJOR FAILURE
42	Mawdesley (2002)	North Parkes	BACK	33.0	8.73	0.63	0.4	1.0	1.9	88	12	1.5	1.26	MAJOR FAILURE
43	Mawdesley (2002)	North Parkes	BACK	37.0	8.73	0.63	0.4	1.0	1.9	88	12	1.5	1.26	MAJOR FAILURE
44	Mawdesley (2002)	North Parkes	BACK	37.0	8.73	0.63	0.4	1.0	1.9	88	12	1.5	1.26	MAJOR FAILURE
45	Mawdesley (2002)	North Parkes	BACK	42.0	8.73	0.63	0.4	1.0	1.9	88	12	1.5	1.26	MAJOR FAILURE
47	Mawdesley (2002)	Sth Crofty	HW	39.0	23.75	1.00	0.5	3.5	41.6	95	6	1.5	1	MAJOR FAILURE
49	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.3	33.00	0.10	0.4	1.0	1.3	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
50	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	12.0	33.00	0.10	0.4	1.0	1.3	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
52	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	12.0	33.00	0.11	0.4	1.0	1.5	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
53	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	9.0	33.00	0.12	0.4	1.0	1.6	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
55	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	9.9	33.00	0.12	0.4	1.0	1.6	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
56	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.6	33.00	0.12	0.4	1.0	1.6	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE

59	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	8.9	33.00	0.20	0.4	1.0	2.6	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
60	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.0	33.00	0.21	0.4	1.0	2.8	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
64	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.8	33.00	0.25	0.4	1.0	3.3	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
65	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.8	33.00	0.25	0.4	1.0	3.3	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
66	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.8	33.00	0.25	0.4	1.0	3.3	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
67	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.8	33.00	0.25	0.4	1.0	3.3	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
70	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.8	33.00	0.27	0.4	1.0	3.6	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
71	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.7	33.00	0.30	0.4	1.0	4.0	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
72	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	11.8	33.00	0.32	0.4	1.0	4.2	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
77	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	11.5	33.00	0.37	0.4	1.0	4.9	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
81	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.9	33.00	0.53	0.4	1.0	7.0	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
150	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	24.8	33.00	0.45	0.4	8.0	47.5	99	6	1.5	0.75	MAJOR FAILURE
338	Mawdesley (2002)	Cannington	HW	9.2	0.75	0.54	0.3	6.8	0.8	30	15	1.5	4	MAJOR FAILURE
344	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	9.0	2.00	0.54	0.5	6.2	3.3	80	15	1.5	4	MAJOR FAILURE
349	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	7.7	6.00	0.10	0.5	8.0	2.4		6		1	MAJOR FAILURE
358	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	5.8	6.25	0.10	0.8	1.0	0.5		25		0.25	MAJOR FAILURE
366	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	10.5	34.00	1.00	0.3	1.0	10.2		17		2	MAJOR FAILURE
367	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	11.3	34.00	1.00	0.3	1.0	10.2		17		2	MAJOR FAILURE
368	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	12.2	34.00	1.00	0.3	1.0	10.2		17		2	MAJOR FAILURE
377	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	10.5	9.00	0.60	0.5	1.4	3.8		6		1.5	MAJOR FAILURE
380	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	6.8	43.50	0.50	0.4	1.0	8.7		29		1.5	MAJOR FAILURE
381	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	8.0	43.50	0.50	0.4	1.0	8.7		29		1.5	MAJOR FAILURE
382	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	19.0	2.00	1.00	0.5	8.0	8.0		4		0.5	MAJOR FAILURE
405	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	9.0	0.50	1.00	0.5	5.6	1.4		5		0.1	MAJOR FAILURE
406	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	11.3	0.50	1.00	0.5	5.6	1.4		5		0.1	MAJOR FAILURE
407	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	10.0	30.00	0.40	0.4	1.0	4.8		15		2	MAJOR FAILURE
414	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	7.6	16.00	0.10	0.5	1.0	0.8		8		2	MAJOR FAILURE
415	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	20.0	3.00	1.00	0.3	8.0	7.2		3		1	MAJOR FAILURE
416	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	8.6	21.00	0.10	0.8	1.0	1.7		14		1.5	MAJOR FAILURE
419	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	12.5	27.00	1.00	0.4	1.9	20.9		18		1.5	MAJOR FAILURE
420	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	15.0	27.00	1.00	0.4	1.9	20.9		18		1.5	MAJOR FAILURE
421	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	15.9	27.00	1.00	0.4	1.9	20.9		18		1.5	MAJOR FAILURE
431	Mawdesley (2002)	Nickson	BACK	6.2	13.30	0.10	0.3	7.3	2.9		13.3333333		1	MAJOR FAILURE
432	Mawdesley (2002)	Nickson	BACK	5.2	13.30	0.10	0.3	5.6	2.2		13.3333333		1	MAJOR FAILURE
433	Mawdesley (2002)	Nickson	HW	10.3	10.00	1.00	0.5	4.4	22.0		10		1	MAJOR FAILURE
434	Mawdesley (2002)	Nickson	HW	16.4	5.90	1.00	0.3	4.5	8.0		3.66666667		1.61538462	MAJOR FAILURE
441	Mawdesley (2002)	Nickson	HW	5.9	7.20	1.00	0.3	4.1	8.8		5		1.4375	MAJOR FAILURE
450	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	BACK	15.2	20.00	0.51	0.5	1.0	5.1	90	6	1	0.75	MAJOR FAILURE
452	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	BACK	17.4	13.33	0.73	0.5	1.0	4.9	90	9	1	0.75	MAJOR FAILURE
476	Mawdesley (2002)		HW	3.5	0.83	0.10	0.5	7.1	0.3	10	6	1	2	MAJOR FAILURE
477	Mawdesley (2002)		FW	3.2	1.67	0.10	0.5	7.1	0.6	20	6	1	2	MAJOR FAILURE
22	Mawdesley (2002)	Newstan	BACK	46.0	27.78	0.56	1.0	1.0	15.6	100	9	2.5	1	FAILURE

23	Mawdesley (2002)	Newstan	BACK	46.0	27.78	0.59	1.0	1.0	16.3	100	9	2.5	1	FAILURE
24	Mawdesley (2002)	Newstan	BACK	54.9	27.78	0.59	1.0	1.0	16.3	100	9	2.5	1	FAILURE
25	Mawdesley (2002)	Newstan	BACK	48.8	27.78	0.80	1.0	1.0	22.2	100	9	2.5	1	FAILURE
26	Mawdesley (2002)	Moonee	BACK	33.6	27.78	1.00	1.0	1.0	27.8	100	9	2.5	1	FAILURE
28	Mawdesley (2002)	Moonee	BACK	32.1	27.78	1.00	1.0	1.0	27.8	100	9	2.5	1	FAILURE
29	Mawdesley (2002)	Moonee	BACK	41.2	27.78	1.00	1.0	1.0	27.8	100	9	2.5	1	FAILURE
30	Mawdesley (2002)	Moonee	BACK	42.0	27.78	1.00	1.0	1.0	27.8	100	9	2.5	1	FAILURE
31	Mawdesley (2002)	Moonee	BACK	38.7	27.78	1.00	1.0	1.0	27.8	100	9	2.5	1	FAILURE
32	Mawdesley (2002)	Moonee	BACK	34.8	27.78	1.00	1.0	1.0	27.8	100	9	2.5	1	FAILURE
33	Mawdesley (2002)	West Wallsend	BACK	50.7	27.78	0.58	1.0	1.0	16.1	100	9	2.5	1	FAILURE
34	Mawdesley (2002)	West Wallsend	BACK	51.5	27.78	0.61	1.0	1.0	17.0	100	9	2.5	1	FAILURE
35	Mawdesley (2002)	West Wallsend	BACK	52.4	27.78	0.61	1.0	1.0	17.0	100	9	2.5	1	FAILURE
36	Mawdesley (2002)	West Wallsend	BACK	53.4	27.78	0.58	1.0	1.0	16.1	100	9	2.5	1	FAILURE
37	Mawdesley (2002)	West Wallsend	BACK	54.4	27.78	0.58	1.0	1.0	16.1	100	9	2.5	1	FAILURE
38	Mawdesley (2002)	West Wallsend	BACK	54.8	27.78	0.58	1.0	1.0	16.1	100	9	2.5	1	FAILURE
51	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	15.6	33.00	0.10	0.4	1.0	1.3	99	6	1.5	0.75	FAILURE
57	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	11.6	33.00	0.18	0.4	1.0	2.4	99	6	1.5	0.75	FAILURE
58	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	14.2	33.00	0.18	0.4	1.0	2.4	99	6	1.5	0.75	FAILURE
61	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	7.7	33.00	0.24	0.4	1.0	3.2	99	6	1.5	0.75	FAILURE
62	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	7.7	33.00	0.24	0.4	1.0	3.2	99	6	1.5	0.75	FAILURE
68	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	12.1	33.00	0.25	0.4	1.0	3.3	99	6	1.5	0.75	FAILURE
69	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	12.2	33.00	0.25	0.4	1.0	3.3	99	6	1.5	0.75	FAILURE
73	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	11.4	33.00	0.33	0.4	1.0	4.4	99	6	1.5	0.75	FAILURE
74	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	5.0	33.00	0.34	0.4	1.0	4.5	99	6	1.5	0.75	FAILURE
75	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	5.0	33.00	0.34	0.4	1.0	4.5	99	6	1.5	0.75	FAILURE
76	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	5.0	33.00	0.34	0.4	1.0	4.5	99	6	1.5	0.75	FAILURE
80	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.9	33.00	0.53	0.4	1.0	7.0	99	6	1.5	0.75	FAILURE
82	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	12.5	33.00	0.53	0.4	1.0	7.0	99	6	1.5	0.75	FAILURE
83	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	11.7	33.00	1.00	0.4	1.0	11.6	99	6	1.5	0.75	FAILURE
84	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	11.1	33.00	0.60	0.4	1.0	7.9	99	6	1.5	0.75	FAILURE
89	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.7	33.00	0.10	0.4	8.0	9.2	99	6	1.5	0.75	FAILURE
90	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	11.7	33.00	0.10	0.4	8.0	9.2	99	6	1.5	0.75	FAILURE
100	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	16.7	33.00	0.10	0.5	8.0	11.9	99	6	1.5	0.75	FAILURE
101	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	BACK	10.4	33.00	1.00	0.4	1.0	13.2	99	6	1.5	0.75	FAILURE
114	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	21.3	33.00	0.18	0.5	8.0	23.8	99	6	1.5	0.75	FAILURE
120	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	17.3	33.00	0.22	0.5	8.0	29.0	99	6	1.5	0.75	FAILURE
154	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	E	10.8	33.00	0.47	0.4	8.0	49.6	99	6	1.5	0.75	FAILURE
160	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	27.4	33.00	0.51	0.4	8.0	53.9	99	6	1.5	0.75	FAILURE
170	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	31.5	33.00	0.58	0.4	8.0	61.2	99	6	1.5	0.75	FAILURE
171	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	15.2	33.00	0.47	0.5	8.0	62.0	99	6	1.5	0.75	FAILURE
179	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	10.6	33.00	0.55	0.5	8.0	72.6	99	6	1.5	0.75	FAILURE
181	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	18.3	33.00	0.55	0.5	8.0	72.6	99	6	1.5	0.75	FAILURE

182	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	20.1	33.00	0.55	0.5	8.0	72.6	99	6	1.5	0.75	FAILURE
185	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	15.6	33.00	0.66	0.5	8.0	87.1	99	6	1.5	0.75	FAILURE
202	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	26.3	33.00	0.97	0.4	8.0	102.4	99	6	1.5	0.75	FAILURE
207	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	W	25.1	33.00	1.00	0.4	8.0	105.6	99	6	1.5	0.75	FAILURE
230	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	S	10.3	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	FAILURE
255	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	16.3	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	FAILURE
256	Mawdesley (2002)	Mount Charlotte	N	20.3	33.00	1.00	0.5	8.0	132.0	99	6	1.5	0.75	FAILURE
275	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST	8.0	12.00	0.48	0.3	7.4	12.8	68.4	7.6	2	1.5	FAILURE
285	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	9.5	33.43	1.00	0.3	8.0	80.2	78	7	3	1	FAILURE
299	Mawdesley (2002)	Cannington	EAST (ORIGINAL)	7.1	6.33	0.60	0.4	6.2	9.3	76	9	1.5	2	FAILURE
316	Mawdesley (2002)	Cannington	SOUTH	10.3	16.50	0.54	0.3	8.0	21.3	66	6	1.5	1	FAILURE
341	Mawdesley (2002)	Cannington	NORTH	5.9	16.29	0.24	0.3	8.0	9.5	57	7	2	1	FAILURE
348	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	8.9	6.00	0.20	0.5	8.0	4.8		6		1	FAILURE
350	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	7.1	10.50	1.00	1.0	3.1	32.0		7		1.5	FAILURE
355	Mawdesley (2002)	Potvin	END	4.7	3.20	0.30	0.3	8.0	2.3		4		0.8	FAILURE
356	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	9.1	4.20	1.00	0.5	6.2	13.0		7		0.6	FAILURE
361	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	3.5	30.00	0.10	0.4	1.0	1.2		30		1	FAILURE
397	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	8.1	8.00	1.00	0.5	5.6	22.4		8		1	FAILURE
402	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	2.1	8.00	0.10	0.4	1.0	0.3		8		1	FAILURE
403	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	2.3	8.00	0.10	0.4	1.0	0.3		8		1	FAILURE
418	Mawdesley (2002)	Potvin	FW	9.9	13.50	1.00	0.4	8.0	43.2		9		1.5	FAILURE
424	Mawdesley (2002)	Potvin	WALL	11.6	27.00	0.50	0.3	8.0	32.4		18		1.5	FAILURE
427	Mawdesley (2002)	Potvin	BACK	11.1	27.00	0.50	0.4	1.4	7.7		18		1.5	FAILURE
428	Mawdesley (2002)	Potvin	HW	6.9	6.00	1.00	0.5	5.6	16.8		6		1	FAILURE
440	Mawdesley (2002)	Nickson	HW	6.1	21.50	1.00	0.3	4.4	28.3		10.2222222		2.1	FAILURE
443	Mawdesley (2002)	Nickson	HW	4.9	3.10	1.00	0.5	5.6	8.7		8.33333333		0.375	FAILURE
445	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	BACK	6.1	84.44	0.38	1.0	1.0	32.1	95	3	2	0.75	FAILURE
446	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	BACK	7.6	84.44	0.60	1.0	1.0	50.7	95	3	2	0.75	FAILURE
447	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	BACK	8.8	40.00	0.54	1.0	1.0	21.6	90	6	2	0.75	FAILURE
448	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	BACK	13.4	40.00	0.56	1.0	1.0	22.4	90	6	2	0.75	FAILURE
449	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	BACK	6.1	20.00	0.49	0.5	1.0	4.9	90	6	1	0.75	FAILURE
451	Mawdesley (2002)	Mathews - Heath Steele	BACK	6.4	20.00	0.27	0.5	1.0	2.7	90	6	1	0.75	FAILURE
453	Mawdesley (2002)	Mathews - Geco Mine	H/W	9.1	30.00	0.47	0.5	8.0	56.4	90	3	1	1	FAILURE
454	Mawdesley (2002)	Mathews - Geco Mine	F/W	9.1	13.33	0.47	0.5	8.0	25.1	60	3	2	3	FAILURE
464	Mawdesley (2002)	Mathews - CSA Mine, Cobar	WALL	21.3	85.00	1.00	0.5	6.8	289.0	85	3	3	1	FAILURE
465	Mawdesley (2002)	Mathews - CSA Mine, Cobar	WALL	23.3	85.00	1.00	0.5	6.8	289.0	85	3	3	1	FAILURE
466	Mawdesley (2002)		HW	3.4	2.00	0.10	0.5	6.9	0.7	24	6	1	2	FAILURE
467	Mawdesley (2002)		FW	3.4	2.00	0.10	0.5	6.4	0.6	24	6	1	2	FAILURE
468	Mawdesley (2002)		SIDEWALL	1.2	2.00	0.10	1.0	8.0	1.6	24	6	1	2	FAILURE
471	Mawdesley (2002)		HW	4.0	0.42	0.10	0.5	6.9	0.1	5	6	1	2	FAILURE
472	Mawdesley (2002)		FW	3.7	2.50	0.10	0.5	6.8	0.8	30	6	1	2	FAILURE
473	Mawdesley (2002)		SIDEWALL	3.1	0.83	0.10	1.0	8.0	0.7	10	6	1	2	FAILURE

474	Mawdesley (2002)		SIDEWALL	3.1	0.83	0.10	1.0	8.0	0.7	10	6	1	2	FAILURE
475	Mawdesley (2002)		BACK	2.2	1.17	0.10	0.3	1.0	0.0	14	6	1	2	FAILURE
481	Mawdesley (2002)		HW	3.5	0.42	0.10	0.5	6.9	0.1	5	6	1	2	FAILURE
483	Mawdesley (2002)		SIDEWALL	3.0	1.42	0.10	1.0	8.0	1.1	17	6	1	2	FAILURE

## 9.2 Código numeros aleatorios

### 9.2.1 Factor A

```
import random as ran
import numpy as np
import csv
ndatos = 1000
results = np.zeros(ndatos)
porc = np.array([8,4,11,12,14,6,5,2,2,36])*0.01*ndatos
cont = np.zeros(10)
c= 0
for ind in range(ndatos):
    if cont[c]<=porc[c]:
        cont[c]=cont[c]+1
        if c==0:
            results[ind] = 0.1
        else:
            results[ind] = c*0.10000000000001 + ran.uniform(0,0.1)
    else:
        c = c + 1
        results[ind] = c*0.10000000000001 + ran.uniform(0,0.1)
np.random.shuffle(results)
with open('FactorA.txt', 'wb') as csvfile:
    spamwriter = csv.writer(csvfile, delimiter = ',')
    for ind in range(ndatos):
        spamwriter.writerow([(results[ind])])
```

### 9.2.2 Factor B

```
import random as ran
import numpy as np
import csv
ndatos = 1000
results = np.zeros(ndatos)
porc = np.array([0,0,11.2,34.8,31.6,0.4,0,5.6,2.2,14.2])*0.01*ndatos
cont = np.zeros(10)
c=2
for ind in range(ndatos):
    if cont[c]<=porc[c]:
        results[ind] = c*0.1000000000001 + ran.uniform(0,0.1)
        cont[c] = cont[c] + 1
    else:
        c = c + 1
        results[ind] = c*0.1000000000001 + ran.uniform(0,0.1)
np.random.shuffle(results)
with open('FactorB.txt', 'wb') as csvfile:
    spamwriter = csv.writer(csvfile, delimiter = ',')
    for ind in range(ndatos):
        spamwriter.writerow([(results[ind])])
```

### 9.2.3 Factor C

```
import random as ran
import numpy as np
import csv
ndatos = 1000
results = np.zeros(ndatos)
porc = np.array([26.67,2.15,0,1.08,4.09,4.30,7.10,54.62])*0.01*ndatos
cont = np.zeros(8)
c= 0
for ind in range(ndatos):
    if cont[c]<=porc[c]:
        cont[c]=cont[c]+1
        if c==2:
            c=c+1
        else:
            results[ind] = c + ran.uniform(0,1)
    else:
        c = c + 1
        results[ind] = c + ran.uniform(0,1)
np.random.shuffle(results)
with open('FactorC.txt', 'wb') as csvfile:
    spamwriter = csv.writer(csvfile, delimiter = ',')
    for ind in range(ndatos):
        spamwriter.writerow([(results[ind])])
```



### 9.2.4 Calidad Q´

```
import random as ran
import numpy as np
import csv
ndatos = 1000
results = np.zeros(ndatos)
porc = np.array([17.42,8.82,13.98,51.83,3.01,1.08,0.86,0.0,3.01])*0.01*ndatos
cont = np.zeros(9)
c= 0
for ind in range(ndatos):
    if cont[c]<=porc[c]:
        cont[c]=cont[c]+1
        if c==7:
            c=c+1
        else:
            results[ind] = c*10 + ran.uniform(0,10)
    else:
        c = c + 1
        results[ind] = c*10 + ran.uniform(0,10)
np.random.shuffle(results)
with open('FactorQ.txt', 'wb') as csvfile:
    spamwriter = csv.writer(csvfile, delimiter = ',')
    for ind in range(ndatos):
        spamwriter.writerow([(results[ind])])
```

### 9.3 Verificación de distribuciones simuladas.

Con el objetivo de verificar que las distribuciones simuladas tengan comportamientos similares a las distribuciones originales se construyen los gráficos percentil contra percentil y se realiza el test estadístico de chi-cuadrado con un nivel de significancia de un 5%.

En el eje horizontal de estos gráficos van los valores de los percentiles de la variable de la base de datos y en el eje vertical de la variable simulada. Entre más cercanos sean los puntos del gráfico a la línea recta (con un ángulo de 45°) más similares son las distribuciones.

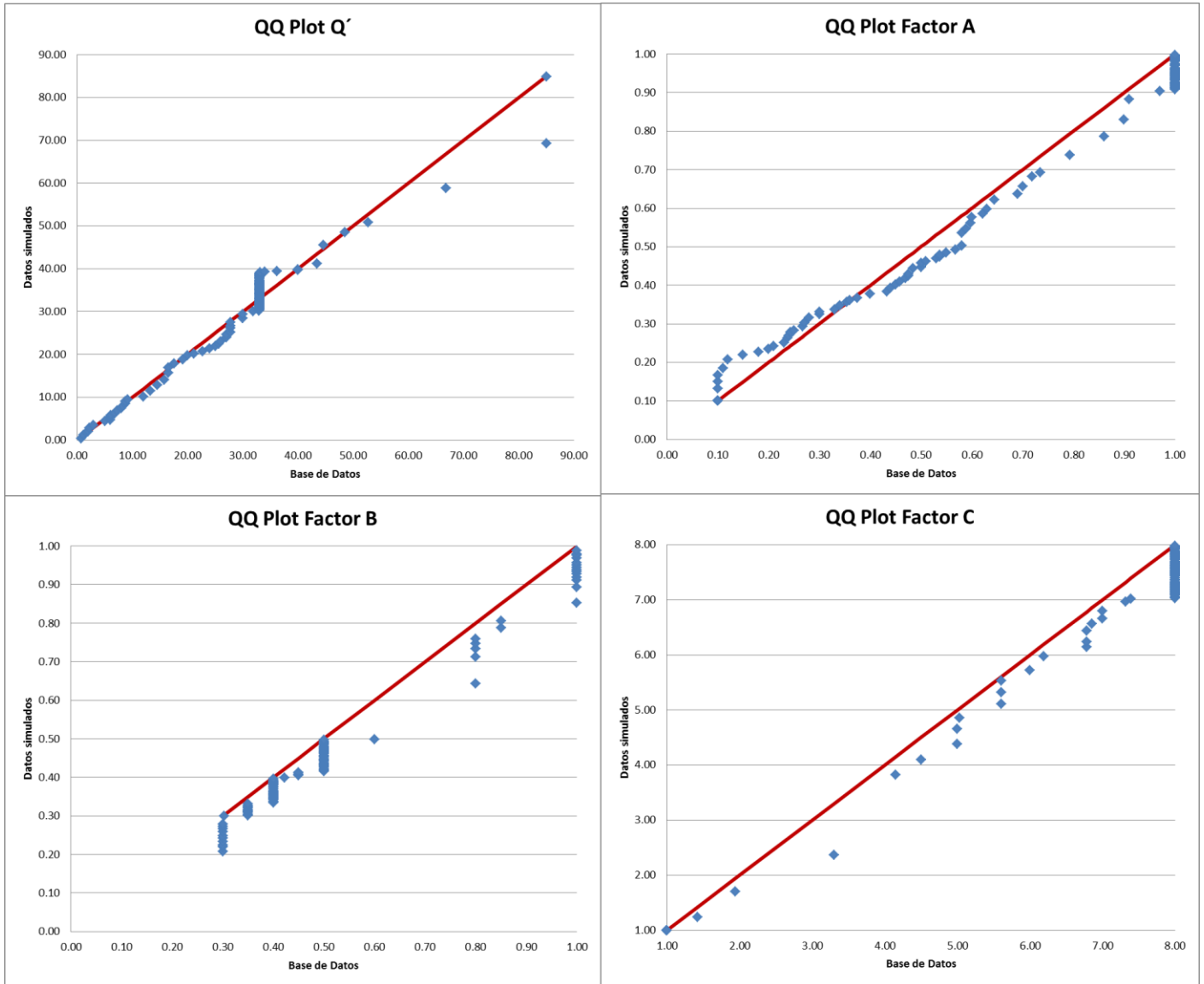


Figura 55. Gráficos cuantil contra cuantil.

La variable Q' presenta una distribución similar salvo en algunos trayectos, esto se explica debido a como está construido el simulador de la variable aleatoria. El factor A también presenta una distribución similar.

Dada la distribución original del factor B y como está construido el simulador el gráfico cuantil contra cuantil queda de la forma que se observa en la Figura 55. El factor C presenta una distribución relativamente similar salvo en el borde superior. Esto se explica ya que en la distribución original la variable presenta una gran cantidad de valores iguales a ocho y el simulador entrega una distribución uniforme entre 7 y 8 para un mismo intervalo.

El test estadístico para validar las apreciaciones anteriores se construye según las siguientes hipótesis:

- H0: La variable sigue la distribución simulada.
- H1: La variable no sigue la distribución simulada.

Los test estadísticos de chi-cuadrado se presentan en las Tabla 37, Tabla 38, Tabla 39 y Tabla 40. En todos los casos no es posible rechazar la hipótesis nula dado que el valor crítico no supera en ningún caso al valor del estadístico.

Se procede a trabajar con estas variables simuladas teniendo en cuenta la complejidad de las distribuciones originales.

Tabla 37. Test Estadístico Q´.

Test Chi <sup>2</sup> Q´			
Clase	Oi	Ei	(Oi-Ei) <sup>2</sup> /Ei
10	81	82	-
20	41	42	-
30	65	66	0.00
40	241	242	0.00
50	14	15	0.05
60	5	6	0.06
70	4	5	0.09
80	0	0	0.47
>90	14	8	3.79
Suma			4.46
t_chi(0.05,8)			15.507

Tabla 39. Test Estadístico Factor B.

Test Chi <sup>2</sup> Factor B			
Clase	Oi	Ei	(Oi-Ei) <sup>2</sup> /Ei
0.1	0	0	-
0.2	0	0	-
0.3	52	52	0.00
0.4	162	163	0.00
0.5	147	148	0.01
0.6	2	3	0.22
0.7	0	1	0.93
0.8	26	27	0.01
0.9	10	11	0.12
1	66	61	0.42
Suma			1.72
t_chi(0.05,9)			16.919

Tabla 38. Test Estadístico Factor A.

Test Chi <sup>2</sup> Factor A			
Clase	Oi	Ei	(Oi-Ei) <sup>2</sup> /Ei
0.1	37	42	0.562
0.2	19	19	0.000
0.3	50	52	0.051
0.4	54	56	0.091
0.5	64	66	0.037
0.6	30	28	0.094
0.7	22	24	0.124
0.8	11	10	0.156
0.9	10	10	0.006
1	168	159	0.506
Suma			1.63
t_chi(0.05,9)			16.919

Tabla 40. Test Estadístico Factor C.

Test Chi <sup>2</sup> Factor C			
Clase	Oi	Ei	(Oi-Ei) <sup>2</sup> /Ei
1	124	127	0.091
2	10	10	0.005
3	0	0	-
4	5	5	0.003
5	19	19	0.000
6	20	20	0.010
7	33	33	0.007
8	254	249	0.091
Suma			0.21
t_chi(0.05,7)			14.067

