

**MODELO MECÁNICO EMPÍRICO PARA ROCAS  
SEDIMENTARIAS DETRÍTICAS**

**CARLOS MARIO MARTÍNEZ MOLINA**

**Trabajo de grado presentado como requisito parcial para optar  
al título de Maestría en Ingeniería**

**Asesor: GLORIA ELENA ECHEVERRÍ RAMÍREZ**

**MEDELLÍN  
UNIVERSIDAD EAFIT  
FACULTAD DE INGENIERÍA CIVIL  
2013**

**Nota de aceptación.**

---

---

**Presidente del jurado.**

---

**Jurado**

---

**Jurado**

---

**Medellín 22 de Agosto de 2013**

**TABLA DE CONTENIDO**

1	INTRODUCCIÓN OBJETIVOS Y ALCANCE.....	19
1.1	Introducción.....	19
1.2	Objetivo .....	21
1.3	Metodología.....	21
1.4	Alcance .....	22
2	ESTADO DEL ARTE DE LA INVESTIGACIÓN .....	23
3	ELEMENTOS CONCEPTUALES .....	36
3.1	Clasificación y nomenclatura .....	36
3.2	Ambientes de deposición.....	39
3.3	Litificación y diagénesis.....	43
3.4	Comportamiento de las rocas sedimentarias detríticas.....	43
3.4.1	Deformación de las rocas sedimentarias detríticas.....	43
3.4.1.1	Comportamiento elástico e inelástico en rocas sedimentarias detríticas. ....	45
3.4.1.2	Comportamiento viscoso en rocas sedimentarias detríticas.....	48
3.4.2	Fuerzas y mecanismos de deformación de las rocas sedimentarias detríticas. ....	56
3.4.2.1	Movimientos intergranulares.....	57
3.4.2.2	Movimientos intragranulares.....	57
3.4.2.3	Deformación elástica.....	57
3.4.2.4	Deformación plástica.....	58
3.4.2.5	Ruptura.....	59
3.4.3	Matriz rocosa sedimentaria.....	59
3.4.4	Factores externos de plasticidad y rigidez de las rocas .....	60
4	INVESTIGACIÓN DE CAMPO Y LABORATORIO .....	64
4.1	Localización del material de estudio .....	64
4.2	Descripción estratigráfica del material de estudio.....	64
4.3	Sinopsis operacional - descripción del programa de pruebas.....	67
4.3.1	Ensayo de compresión uniaxial .....	67
4.3.1.1	Descripción del ensayo.....	67
4.3.1.2	Aplicación .....	68
4.3.1.3	Equipos.....	69

---

4.3.1.4	Procedimiento.....	69
4.3.2	Ensayo de pulso ultrasónico .....	70
4.3.2.1	Descripción del ensayo.....	70
4.3.2.2	Aplicación .....	70
4.3.2.3	Equipos.....	71
4.3.2.4	Procedimiento.....	71
4.3.3	Ensayo de tracción indirecta.....	72
4.3.3.1	Descripción del ensayo.....	72
4.3.3.2	Aplicación .....	72
4.3.3.3	Equipos.....	73
4.3.3.4	Procedimiento.....	73
4.4	Presentación de resultados experimentales.....	74
5	MODELO MECÁNICO ASUMIDO .....	95
5.1	Generalidades .....	95
5.2	Hipótesis del modelo .....	96
5.3	Modelo de comportamiento asumido .....	97
5.4	Fase de predicción .....	106
6	VERIFICACIÓN DEL MODELO .....	115
7	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....	145
8	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	147
9	Anexo – registro de datos de resultados experimentales. ....	152

### LISTADO DE FIGURAS

Figura 3.1	Clasificación en función del tamaño de las rocas sedimentarias conformadas por sedimentos exógenos. ....	37
Figura 3.2	Clasificación genérica de rocas sedimentarias.....	38
Figura 3.3	Mapa conceptual sobre clasificación de rocas sedimentarias. ....	40
Figura 3.4	Comportamientos típicos de la roca: a) elástico lineal; b) plastoelástico; c) elastoplástico; d) plasto-elastoplástico (Duque, 2003). ....	44
Figura 3.5	Regiones del comportamiento en el creep (Goodman, 1980).....	49
Figura 3.6	Propiedades elásticas de las rocas sedimentarias.....	51
Figura 3.7	Superficie de fluencia en el espacio tensión – humedad o tensión – succión total (Ortega E, 2008). ....	56
Figura 3.8	Caracterización de las rocas sedimentarias con base en el módulo relativo (González et al, 2004).....	60
Figura 3.9	Efecto de la temperatura sobre la resistencia de la roca (Hürliman, 1999).....	61
Figura 3.10	Efecto de la presión de confinamiento sobre la resistencia de la roca (Hürliman, 1999).....	62
Figura 3.11	Efecto de la presión de poros sobre la resistencia de la roca (Hürliman, 1999).....	62
Figura 4.1	Plano de localización de las perforaciones .....	66
Figura 4.2	Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo (areniscas), profundidad 8 m – 9.6 m. ....	75
Figura 4.3	Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo (areniscas), profundidad 9.6 m – 10.8 m. ....	76
Figura 4.4	Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 13.2 m –14.7 m.....	77

Figura 4.5	Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 14.7 m –16.3 m.....	78
Figura 4.6	Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 16.3 m –17.5 m.....	79
Figura 4.7	Resultados ensayo de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo (areniscas), profundidad 17.5 m – 19 m. ....	80
Figura 4.8	Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 11 m – 12.25 m.....	81
Figura 4.9	Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 13.75 m – 16.5 m. ....	82
Figura 4.10	Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo (intercalaciones de grauwucas y limolitas), profundidad 16.5 m – 18 m. ....	83
Figura 4.11	Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo (intercalaciones de grauwucas y limolitas), profundidad 18 m – 20.5 m. ....	84
Figura 4.12	Variación en profundidad del módulo de rigidez estático. a) intercalaciones de lodolitas y limolitas, b) areniscas, c) intercalaciones de grauwucas y limolitas.....	94
Figura 5.1	Tendencia de comportamiento generalizada del material ensayado.....	98
Figura 5.2	Representaciones esquemáticas de modelos mecánicos. a) Modelo mecánico de Kelvin Voigh; b) respuesta de una sustancia de Kelvin	

	Voigh para una deformación unitaria instantánea aplicada;	
	c) respuesta de una sustancia de Kelvin Voigh para un esfuerzo instantánea aplicado.....	99
Figura 5.3	Relación esfuerzo - deformación unitaria para el lote de predicción, obtenido experimentalmente y por la aplicación del modelo analógico....	106
Figura 5.4	Comparación entre datos experimentales y los estimados por regresión multivariable para la estimación del módulo tangente inicial y la deformación unitaria maxima para el lote de predicción.....	113
Figura 6.1	Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de arenisca DH (M4-8.8).....	118
Figura 6.2	Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de arenisca DH (M4-8.8).....	119
Figura 6.3	Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de arenisca DH (M1-9.7).....	121
Figura 6.4	Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de arenisca DH (M1-9.7).....	122
Figura 6.5	Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de arenisca DH (M4-10.8).....	124
Figura 6.6	Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de arenisca DH (M4-10.8).....	125
Figura 6.7	Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P11 (M1-15).....	128
Figura 6.8	Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P11 (M1-15).....	129
Figura 6.9	Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P11 (M3-17.5).....	131
Figura 6.10	Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de intercalaciones delimolitas y lodolitas P11 (M3-17.5).....	132

Figura 6.11	Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de arenisca P11 (M1-17.6). .....	135
Figura 6.12	Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de arenisca P11 (M1-17.6). .....	136
Figura 6.13	Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P13 (M4-12). .....	138
Figura 6.14	Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P13 (M4-12). .....	139
Figura 6.15	Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de intercalaciones de grauwas y limolitas P13 (M3-20.2). .....	141
Figura 6.16	Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de intercalaciones de grauwas y limolitas P13 (M3-20.2). .....	142
Figura 6.17	Comparación entre datos experimentales y los obtenidos por el modelo para la estimación de propiedades mecánicas de un macizo rocoso, al aplicar en el lote de verificación la metodología de Hoek et al., (1995) para excavaciones subterráneas y a cielo abierto. ....	144

**LISTADO DE TABLAS**

Tabla 3.1	Clasificación de ambientes de deposición (Pettijohn, 1976.) .....	41
Tabla 3.2	Clasificación batimétrica de cuencas y facies de sedimentación (Pettijohn, 1976). .....	42
Tabla 3.3	Propiedades elásticas de las rocas sedimentarias (González et al, 2004 y Goodman, 1980). .....	49
Tabla 3.4	Velocidad de propagación de las ondas longitudinales y rangos de permeabilidad en rocas sedimentarias. ....	53
Tabla 4.1	Registro litológico de la perforación down hole, profundidad 8 m – 9.6 m. ....	75
Tabla 4.2	Registro litológico de la perforación down hole, profundidad 9.6 m – 10.8 m. ....	76
Tabla 4.3	Registro litológico de la perforación No 11, profundidad 13.2 m – 14.7 m. ....	77
Tabla 4.4	Registro litológico de la perforación No 11, profundidad 14.7 m – 16.3 m. ....	78
Tabla 4.5	Registro litológico de la perforación No 11, profundidad 16.3 m – 17.5 m. ....	79
Tabla 4.6	Registro litológico de la perforación No 11, profundidad 17.5 m – 19 m. ....	80
Tabla 4.7	Registro litológico de la perforación No 13, profundidad 11 m – 12.25 m. ....	81
Tabla 4.8	Registro litológico de la perforación No 13, profundidad 13.75 m – 16.5 m. ....	82
Tabla 4.9	Registro litológico de la perforación No 13, profundidad 16.5 m – 18 m. ....	83
Tabla 4.10	Registro litológico de la perforación No 13, profundidad 18 m – 20.5 m. ....	84

Tabla 4.11	Resultados ensayos de tracción indirecta en los testigos recuperados para proyecto investigativo.....	85
Tabla 4.12	Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo, profundidad 8 m – 9.6 m.....	86
Tabla 4.13	Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo, profundidad 9.7 m – 10.8 m.....	86
Tabla 4.14	Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 13.2 m – 15.5 m.....	87
Tabla 4.15	Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 16.3 m – 17.6 m.....	87
Tabla 4.16	Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 17.8 m – 19 m.....	88
Tabla 4.17	Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 11.5 m - 12.1 m. ....	88
Tabla 4.18	Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 12.25 m - 18.4 m. ....	89
Tabla 4.19	Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 18.4 m - 20.5 m. ....	89
Tabla 4.20	Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo, profundidad 8 m – 9.6 m. ....	90

Tabla 4.21	Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo, profundidad 9.7 m – 10.8 m. ....	90
Tabla 4.22	Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 13.2 m – 15.5 m. ....	91
Tabla 4.23	Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 16.3 m - 17.6 m. ....	91
Tabla 4.24	Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 17.8 m - 19 m. ....	92
Tabla 4.25	Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 11.5 m - 12.1 m. ....	92
Tabla 4.26	Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 12.25 m - 18.4 m. ....	93
Tabla 4.27	Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 18.8 m - 20.5 m. ....	93
Tabla 5.1.	Rangos de aplicación de las variables que intervienen en el funcional. ....	112
Tabla 5.2	Rango de operación para el funcional que define la deformación unitaria máxima. ....	112
Tabla 6.1	Aplicación del modelo mecánico, para la muestra DH (M4-8.8). ....	117
Tabla 6.2	Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra DH (M4-8.8). ....	117
Tabla 6.3	Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra DH (M4-8.8). ....	119

Tabla 6.4	Aplicación del modelo mecánico, para la muestra DH (M1-9.7).....	120
Tabla 6.5	Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra DH (M1-9.7). .....	120
Tabla 6.6	Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra DH (M1-9.7).....	122
Tabla 6.7	Aplicación del modelo mecánico, para la muestra DH (M4-10.8).....	123
Tabla 6.8	Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra DH (M4-10.8). .....	123
Tabla 6.9	Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al.(1995), para la muestra DH (M4-10.8).....	125
Tabla 6.10	Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P11 (M1-15).....	126
Tabla 6.11	Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P11 (M1-15).....	127
Tabla 6.12	Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P11 (M1-15). .....	129
Tabla 6.13	Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P11 (M3-17.5).....	130
Tabla 6.14	Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P11 (M3-17.5).....	130
Tabla 6.15	Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P11 (M3-17.5). .....	132
Tabla 6.16	Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P11 (M1-17.6).....	133
Tabla 6.17	Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P11 (M1-17.6).....	134
Tabla 6.18	Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P11 (M1-17.6). .....	136
Tabla 6.19	Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P13 (M4-12).....	137
Tabla 6.20	Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P13 (M4-12).....	137
Tabla 6.21	Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P13 (M4-12). .....	139

Tabla 6.22	Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P13 (M3-20.2).....	140
Tabla 6.23	Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P13 (M3-20.2).....	140
Tabla 6.24	Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P13 (M3-20.2). ....	142

## GLOSARIO

$\alpha$	Constante empírica del macizo rocoso
$\alpha_R$	Parámetro de ajuste para regular la relación de resistencia uniaxial
$c$	Cohesión del material
$D$	Factor de disturbio
$D_c^{-1}$	Tensor de rigidez elástica secante
$d$	Desviación estándar de la altura de las asperezas
$\Delta t = t^{k+1} - t^k$	Intervalo de tiempo para el cual se calcula el incremento de deformación
$E'$	Módulo de corte de las asperezas
$E_d$	Módulo elástico dinámico
$E_i$	Módulo de deformación elástica
$E_{rm}$	Módulo de deformación de la masa rocosa
$E_{Ti}$	Módulo tangente inicial
$E_{Tp}$	Módulo tangente al punto a evaluar
$\varepsilon_i$	Punto de inflexión de la deformación unitaria para el cambio de comportamiento
$\varepsilon_{max}$	Máxima deformación unitaria del material
$\dot{\varepsilon}$	Deformación unitaria evaluada en el tiempo
$\dot{\varepsilon}$	Índice de deformación total
$\dot{\varepsilon}^e$	Componente de deformación elástica
$\dot{\varepsilon}^{vp}$	Componente de deformación viscoplástica
$\dot{\varepsilon}^c$	Componente de deformación de fluencia
$f(J_1, J_{2D}, S)$	Función de fluencia
$F_p$	Factor de peso de cada expresión dependiendo el sector de aplicación
$\phi$	Ángulo de fricción interna
$\langle \phi(f) \rangle$	Función de flujo

---

$\phi_b$	Ángulo básico de fricción
$\Psi$	Ángulo de dilatación
$G$	Módulo de corte
$G_P(J_1, J_{2D}, S)$	Función de potencial
$G_{ij}$	Módulo de corte a lo largo del plano de ortotropía $i, j$ .
$GSI$	Índice geológico de resistencia
$\dot{\gamma}$	Velocidad de deformación cortante
$\gamma_{af}$	Regla de flujo asociado
$\gamma_{cv}$	Regla de flujo de volumen constante
$\gamma_{rf}$	Regla de flujo radial
$\Gamma$	Parámetro viscoplástico de fluidez
$\Gamma_p$	Índice de plastificación
$H_D$	Dureza del material de las asperezas
$I$	Matriz identidad
$i$	Ángulo de rugosidad
$J_1$	Primer invariante del tensor de tensiones
$J_{2D}$	Segundo invariante del tensor de tensiones desviadoras
$K_I$	Factor de intensidad de tensiones para la tensión normal
$K_{II}$	Factor de intensidad de tensiones para la tensión tangencial
$k_S$	Coefficiente de rigidez de expansión
$\lambda$	Constante de Lamé
$M_{rel}$	Módulo relativo de la matriz rocosa
$M(S)$	Variación de la pendiente del estado crítico entre la condición seca y la saturada
$max_\theta$	Ángulo que maximiza la extensión de la grieta
$m, s$	Constantes empíricas del macizo rocoso

$m_i$	Constante empírica de la matriz rocosa
$\mu$	Coefficiente de fricción del contacto intergranular real
$N$ y $T$	Fuerza normal y tangencial
$n$	Número de contactos reales que conforman el contacto interparticular aparente
$\eta$	Viscosidad dinámica del material
$\eta$	Relación de tensiones
$\eta_d$	El correspondiente coeficiente para la fluencia desviadora viscoelástica equivalente a una fracción de $\eta_v$
$n_m$	Porosidad del material
$\eta_v$	Coefficiente de viscosidad para la fluencia volumétrica
$P$	Carga externa aplicada
$p_s(S)$	Resistencia real no lineal desarrollada
$p_0(S)$	Tensiones de fluencia en estado seco
$RMR$	Índice de calidad del macizo rocoso
$RES$	Sistema metodológico de ingeniería de rocas
$r$	Longitud inicial de la grieta
$\rho$	Radio de curvatura de la cúspide de las asperezas
$S_1, S_2$	Raíces de la ecuación característica del material
$\sigma_1$	Esfuerzo principal mayor
$\sigma_3$	Esfuerzo principal menor
$\sigma_{3\ max}$	Límite superior del esfuerzo de confinamiento sobre el cual se considera la relación entre el criterio de Hoek-Brown y el de Mohr Coulomb
$\sigma_{3n}$	Esfuerzo de confinamiento normalizado
$\sigma_{ci}$	Esfuerzo compresivo uniaxial de la matriz rocosa
$\sigma_n$	Esfuerzo normal en el punto de interés
$\sigma_t$	Resistencia a la tracción del macizo

---

$\sigma_{cm}$	Resistencia de la masa rocosa
$\sigma_{\theta}^{max}$	Tensión circunferencial máxima
$\sigma_p$	Esfuerzo de referencia para determinar el cambio variacional
$\sigma_{ij}$	Tensor de esfuerzos
$\tau$	Esfuerzo cortante
$\theta$	Ángulo inicial de la grieta
$V_p$	Velocidad de onda de compresión
$V_s$	Velocidad de onda de corte
$\nu$	Relación de Poisson
$\nu_d$	Relación de Poisson dinámica
$\nu_{ij}$	Relación de Poisson determinada por la deformación axial en el eje de simetría $j$ , cuando se aplica el esfuerzo en la dirección del eje de simetría $i$ .
$\omega$	Progresión de endurecimiento y de degradación del módulo tangente para la zona plástica inicial y la zona elastoplástica respectivamente
$\Omega$	Factor de corrección al módulo tangente puntual por efectos de la rata de variación del esfuerzo generado

## RESUMEN

En este documento se presentan los resultados obtenidos al aplicar un modelo mecánico basado en los conceptos de la teoría clásica a partir de elementos mecánicos. Específicamente, el modelo predice el comportamiento de la relación esfuerzo-deformación en rocas sedimentarias de origen detrítico, representando en función de la variación del módulo tangente inicial, la variación del módulo tangente a la superficie de fluencia tanto en la etapa incremental como en la fase de respuesta degenerativa del material. La variación en torno a la magnitud de su rigidez se estimó en términos de propiedades básicas como la porosidad y la velocidad de ondas de compresión. Las estimaciones obtenidas representan con ciertas limitaciones la ley de comportamiento de areniscas y lutitas de la formación geológica Esmeraldas, en el espacio esfuerzo-deformación unitaria, cuando se aplica una carga de compresión uniaxial monótona creciente hasta alcanzar la falla.

## PALABRAS CLAVES

Propiedades mecánicas, rocas sedimentarias detríticas, viscoelasticidad.

## 1 INTRODUCCIÓN OBJETIVOS Y ALCANCE

### 1.1 Introducción

Las fuerzas y mecanismos de deformación que afectan a los materiales sólidos ha sido objeto de numerosos estudios desde principios del siglo XVII. El comportamiento mecánico de materiales rocosos depende principalmente de su resistencia y de las fuerzas aplicadas que dan lugar a un determinado estado de esfuerzos. En general este estado de esfuerzos queda definido por los esfuerzos principales que actúan. Por lo tanto, dependiendo de la magnitud y dirección de este estado de esfuerzos, se producirán las deformaciones de las rocas y en su caso la rotura.

En general se sabe que las rocas rompen en condiciones de esfuerzos diferentes y para cierta relación entre el esfuerzo y las deformaciones. Si se conoce estas relaciones se podrá predecir el comportamiento del material para cierto nivel de esfuerzos.

La ley de comportamiento de un material es un concepto más amplio que el criterio de resistencia, ya que hace referencia a las relaciones entre los esfuerzos a lo largo de todo el proceso de deformación del material rocoso. En teoría una ley de comportamiento deberá servir para predecir: el valor de la resistencia máxima del material, la resistencia residual, la resistencia del límite de elasticidad, el inicio de la generación de la fractura, las deformaciones sufridas por el material y la energía del proceso de rotura. Ante la imposibilidad de obtener leyes que rijan el comportamiento, la resistencia y la rotura de los materiales rocosos, se emplean diferentes criterios de rotura. Estos criterios son expresiones matemáticas que representan modelos simples que permiten estimar la resistencia del material con base en los esfuerzos aplicados y sus propiedades de resistencia.

En muchas aplicaciones de la mecánica de rocas es fundamental la determinación de las propiedades mecánicas de la matriz rocosa, dado que permite realizar un estimativo cuantificable del grado de daño que ha experimentado el material a lo largo de su historia geológica por efecto de los agentes externos y por procesos de intervención antrópica,

especialmente en intervenciones realizadas para el desarrollo de la infraestructura de un país o región.

El comportamiento de la matriz rocosa a la compresión simple se ve afectado en cierta extensión por las condiciones en que se realiza el ensayo, como es el caso de la relación de esbeltez de la muestra, la velocidad de aplicación de carga y las condiciones de borde de la muestra. La velocidad de aplicación de la carga es un aspecto de influencia significativa en el tipo de comportamiento que puede presentar el material, dado que dependiendo de esta velocidad de aplicación, el sólido puede presentar una tendencia elástica, elastoplástica, viscoelástica o viscoplástica.

Con base en las observaciones fenomenológicas de carga monoaxial en rocas sedimentarias detríticas, en esta investigación se concibió un modelo mecánico que representa el comportamiento esfuerzo-deformación para areniscas y lutitas de la formación geológica Esmeraldas, unidad litológica que se encuentra localizada entre los municipios de Barrancabermeja, Betulia y Lebrija (Santander-Colombia). El presente documento contiene los resultados de la investigación realizada, ordenados así:

El capítulo uno corresponde a esta introducción. En el capítulo dos se presenta el estado del arte sobre los modelos constitutivos que describen los tensores esfuerzo-deformación de materiales térreos, los cuales fundamentan sus hipótesis de evaluación en el concepto del estado límite de esfuerzos, como son los modelos de Mohr-Coulomb (González et al., 2004), Duncan (1970), Barton (1977), Hoek (1980), entre otros.

En el capítulo tres se exponen los conceptos de la teoría de la mecánica clásica que representan la base de todos los modelos. Aquí se exponen modelos de aplicación específicos que consideran factores de gran escala que afectan el comportamiento del material rocoso.

En el capítulo cuatro se presenta la investigación de campo y laboratorio y se realiza una sinopsis sobre el trabajo experimental. En este se indican los procedimientos de los diferentes ensayos realizados durante la etapa de laboratorio, teniendo en cuenta los

procedimientos y normas estandarizadas internacionalmente para la realización de estos ensayos, y se presentan los resultados experimentales ordenados en tablas y figuras de forma tal que permitan la apreciación directa entre su descripción y la representación gráfica de su comportamiento.

Posteriormente en el capítulo cinco se presenta el modelo de comportamiento propuesto, sus hipótesis y limitaciones propias y sus variables, así como los aspectos que representan las diferentes etapas de comportamiento del material a lo largo de la etapa de carga hasta la falla.

La verificación del modelo se presenta en el capítulo seis. Con el fin de estimar el grado de aproximación del modelo se realizó una evaluación punto a punto del error absoluto en función de la desviación estándar, los resultados del lote muestral de verificación se presentan en tablas y figuras que permiten apreciar directamente la dispersión entre lo medido y lo estimado.

Finalmente en el capítulo siete se presentan las conclusiones y recomendaciones de esta investigación.

## **1.2 Objetivo**

- ✦ Desarrollar un modelo mecánico que represente el estado esfuerzos-deformación de rocas sedimentarias detríticas cuando son sometidas a carga uniaxial monótona creciente hasta la falla del material.

## **1.3 Metodología**

La metodología ejecutada durante el desarrollo de la presente investigación contempló los siguientes aspectos:

- ✦ Se profundizó en los conceptos y fundamentos sobre el comportamiento de rocas sedimentarias y la información secundaria sobre la génesis del material de estudio.

- Se diseñó el trabajo experimental con el fin de escoger los ensayos pertinentes para determinar las propiedades mecánicas del material objeto de estudio.
- Se realizaron los ensayos de laboratorio necesarios para obtener los parámetros que permitieran la representación del estado esfuerzo-deformación del material, y sus parámetros correlacionables.
- Se propuso un modelo mecánico basado en la teoría de la mecánica clásica, capaz de representar el estado de esfuerzos considerado.
- Se verificó el modelo planteado a partir de resultados obtenidos en muestras separadas previamente en forma aleatoria.
- Se utilizaron los resultados del modelo propuesto en metodologías ya existentes, las cuales asocian el comportamiento de la matriz rocosa a condiciones específicas de la génesis del material para estimar propiedades geomecánicas del macizo rocoso.

#### **1.4 Alcance**

El modelo mecánico propuesto en esta investigación, simula la relación esfuerzo deformación de areniscas y lutitas pertenecientes a la formación geológica Esmeralda, basado en el comportamiento macroscópico (mecánico) de este tipo de material rocoso. Por lo tanto, la validez del modelo queda restringida a rocas sedimentarias detríticas con características similares descritas en la matriz rocosa estudiada, en el intervalo de esfuerzos considerados y para el tipo de sollicitación aplicada.

## 2 ESTADO DEL ARTE DE LA INVESTIGACIÓN

Para evaluar el comportamiento de un material sólido expuesto a cargas externas es necesario considerar la teoría de la elasticidad, la cual contempla que las tensiones o esfuerzos generados por la aplicación de fuerzas pueden producir deformaciones y roturas en la roca dependiendo de la resistencia de las mismas y de otras condiciones intrínsecas del material.

La deformación indica el cambio de configuración que adquiere la roca al soportar una sollicitación externa. Para medir desplazamientos muy pequeños la deformación se expresa comparando el estado deformado con respecto al estado inicial, cuando dicha comparación se realiza en unidades volumétricas recibe el nombre de “dilatancia”. Mientras que la deformación compara condiciones en dos instantes diferentes y concierne únicamente a la configuración de los cuerpos, la resistencia se establece a partir del esfuerzo que la roca puede soportar para unas ciertas condiciones de deformación; el esfuerzo máximo que la roca puede alcanzar al momento de fallar se denomina “resistencia pico”, en algunos casos se sobrepasa dicha resistencia, alcanzando la roca grandes deformaciones para cargas más pequeñas, a esta condición se le denomina “resistencia residual”.

La rotura es un fenómeno que se produce cuando la roca no puede soportar las fuerzas aplicadas, alcanzado un valor de resistencia máximo, aunque no siempre ocurre cuando se inicia la generación de planos de fractura. La fractura es la representación de planos de separación en la roca, rompiendo los enlaces de las partículas para crear nuevas superficies.

En función de la resistencia de la roca y la relación entre los esfuerzos aplicados y las deformaciones producidas, la rotura puede responder a un comportamiento frágil (instantánea y violenta) o a uno esencialmente dúctil (progresiva).

En el comportamiento frágil la resistencia de la roca disminuye drásticamente incluso en algunos casos hasta alcanzar un valor próximo a cero. Este comportamiento es típico de rocas de alta resistencia en donde se produce una pérdida instantánea de la resistencia a través de un plano con muy poca o ninguna deformación plástica.

En el comportamiento dúctil la deformación aumenta en forma progresiva sin perder la resistencia, para este tipo de comportamiento la resistencia pico y la residual coinciden.

La teoría de la elasticidad propuesta por Hooke (1676) permite estudiar el comportamiento mecánico de materiales sólidos, como las rocas. Los criterios de rotura en materiales rocosos son desarrollados inicialmente a través de la ley de Mohr-Coulomb (1773), la cual expresa la resistencia al corte a lo largo de un plano en un estado triaxial de tensiones, obteniéndose la relación entre los esfuerzos normales y tangenciales actuantes en el momento de la rotura (estado último de esfuerzos) permitiendo determinar la relación tensión-deformación que se desarrolla en este plano.

Griffith (1920) enfatizó en la teoría de los materiales con comportamiento frágil. Su enfoque se realizó contemplando el sistema compuesto por la estructura, la fisura y las fuerzas, como un sistema termodinámico conformado por una parte mecánica y por la energía requerida para formar dicha fisura. En este sistema la fisura debe alcanzar el equilibrio termodinámico en un rango para el cual la energía libre total fuera estacionaria, de este modo la fisura no se extendería pero estaría a punto de hacerlo.

Según Griffith (1920) cuando la energía presente en el sistema es máxima aún no hay presencia de fisuras, pero a medida que el material empieza a fisurarse la energía disminuye. Por lo cual el rango para el que la fisura se mantiene en equilibrio con un sistema de cargas externas cualquiera, corresponde a la resta algebraica de la energía interna de deformación y el potencial de fuerzas externas.

En 1960 Terzaghi propone que la razón principal por la cual se generan deformaciones tan altas en los medios granulares, es debido a la ruptura de la roca en los puntos de contacto (contacto a nivel microscópico de las partículas), generando reacomodamiento de la masa, reducción en la relación de vacíos e incremento de la resistencia debido a la mayor estabilidad de las partículas.

La cantidad de partículas en rotura obedece principalmente a la magnitud de las tensiones aplicadas, el tiempo de aplicación y el grado de uniformidad de las partículas que

conforman el material. De esta forma, niveles de tensiones altos (próximos a la falla) generan una mayor cantidad de rupturas, de igual manera para bajos niveles de tensiones si se mantiene un valor constante durante un lapso de tiempo prolongado, las partículas del material seguirán presentando ruptura de forma continua en una menor proporción hasta alcanzar la falla. Adicionalmente se sabe que aquellos materiales que presentan menor uniformidad en sus partículas, generan densidades relativas más alta, por lo cual la cantidad de roturas disminuye como resultado de una mayor resistencia en el material.

Patton (1966) fue el primero en abordar de forma puntual el aspecto de las discontinuidades en el macizo rocoso. Propone un modelo de rotura bilineal basado en la influencia de las rugosidades que presentan las discontinuidades, dado que tanto las irregularidades como la rugosidad de un plano de falla determinado afectan la resistencia a cortante del mismo. La irregularidad que presenta la superficie de discontinuidad se establece por un ángulo de rugosidad ( $i$ ) que al sumarse al ángulo básico de fricción ( $\phi_b$ ) proporciona el valor total de fricción en la superficie.

Considera Patton (1966) que el ángulo que forma la irregularidad con respecto al plano de discontinuidad representa una gran influencia en el comportamiento mecánico de las mismas y que el aporte del término cohesivo del material de lleno que se encuentra dentro de la discontinuidad no es relevante. Este concepto es utilizable solamente cuando se ejercen esfuerzos normales de poca magnitud, dado que al aplicar un esfuerzo tangencial al plano de discontinuidad capaz de generar un desplazamiento a favor del plano de falla, se genera un incremento en la abertura de las paredes de la discontinuidad, provocando el fenómeno de la dilatancia. En este caso la resistencia de la discontinuidad queda únicamente en función del ángulo de fricción básico del material.

Duncan y Chang (1970), Duncan y Lade (1973) y Lade y Duncan (1975) propusieron el denominado modelo hiperbólico, el cual se concibe específicamente para medios granulares y tiene como principal característica que los parámetros que lo gobiernan son obtenidos de ensayos triaxiales. El modelo plantea a los medios granulares como materiales elastoplásticos rigidizables (por acción del reacomodamiento de las partículas) en los cuales

la función de carga se ajusta a una relación de tipo hiperbólica que depende principalmente de la presión de confinamiento, la cual se incrementa de forma conjunta con dicho parámetro.

En forma conjunta Drnevich (1975) tomando como base los primeros postulados de Duncan y Chang (1970), acerca del comportamiento no lineal en los materiales de conformación detrítica, plantea para la función de carga de comportamiento hiperbólico un módulo tangente restringido, el cual es función del módulo tangente inicial pero que a la vez contempla la importancia de la deformación unitaria en el sitio donde esta se vuelve asintótica. El módulo tangente restringido corresponde al punto de tangencia en la relación esfuerzo-deformación, en donde se inicia el comportamiento asintótico de la curva, estableciendo que este sitio corresponde al punto de partida en el que la variación de la deformación unitaria se vuelve imperceptible, y por consiguiente la relación de Poisson que se presente de este punto en adelante no genera mayor relevancia en la determinación del módulo.

De forma análoga se plantea el módulo cortante restringido, con base en la proporcionalidad de las propiedades mecánicas y afectación de este con la magnitud de la deformación angular, esta formulación en términos de una matriz esfuerzo-deformación representa mejor el comportamiento de un material de tendencia no lineal, que la formulación en función del módulo de Young y la relación de Poisson.

Barton y Choubey (1977) y Bandis et al (1981) retoman el criterio de Patton con relación a los macizos rocosos y desarrollan otros criterios empíricos para determinar el comportamiento de rotura de los planos de discontinuidad rugosos, actuando estos en función de los esfuerzos normal y tangencial a lo largo del plano de falla. Ellos indican que al momento de evaluar el criterio inicial de Patton para esfuerzos normales altos, el comportamiento se acerca más al de la roca intacta que a las características de la superficie de falla, arrojando por lo tanto parámetros de resistencia excesivamente altos.

El más extendido de estos criterios fue el desarrollado por Barton y Choubey (1977) en el cual deducen a partir del análisis del comportamiento de las discontinuidades en pruebas de

laboratorio, que la resistencia de la discontinuidad está dada en función de tres componentes; una friccional que está representada por el ángulo de fricción residual del plano, una geométrica en la que se contempla la sinuosidad presente a lo largo del plano de falla, y una componente de aspersion que representa específicamente la resistencia de la discontinuidad ante el esfuerzo compresivo como tal. La aspersion y la componente geométrica representan la rugosidad expuesta por Patton.

Una deficiencia de este criterio es que al aplicarse para valores bajos de esfuerzo normal, se obtienen ángulos de rozamiento muy altos; por lo que para los casos en donde la componente de aspersion sea mayor de 50, se debe tomar un ángulo de rozamiento constante independiente del esfuerzo aplicado. Muchos de los parámetros de este criterio son cualitativos y subjetivos, por lo tanto dependen en gran medida de quién realiza la evaluación, adicionalmente si se le suma a esto que dichos parámetros corresponden a estandarizaciones realizadas a nivel de laboratorio, al momento de ser extrapoladas a escala mayor (macizos rocosos), representan un mayor grado de dificultad para el evaluador.

En 1980 Hoek y Brown presenta criterios de rotura con un avance significativo al proponer otros criterios tanto para la matriz rocosa, como para las discontinuidades estructurales y el macizo rocoso como tal. La primera versión del modelo involucra parámetros que caracterizan el estado actual de los materiales según sus efectos tanto en niveles de esfuerzos como en estados de meteorización, representado esto por las constantes que describen cualitativamente las propiedades intrínsecas del material, obtenidas a partir de ensayos de compresión triaxial.

Inicialmente el criterio fue creado pensando en que sería una solución aplicable solo para la determinación del estado de esfuerzos que se presentan alrededor de las excavaciones subterráneas, por lo que parte del supuesto que el mecanismo de falla en la masa rocosa se produce por la rotación y el desplazamiento de piezas de roca individuales, separadas por superficies de falla. Adicionalmente asume que la falla en la matriz de la roca intacta representa un factor significativo en el proceso total de falla, y que el macizo rocoso puede ser tratado como un elemento isotrópico.

La versión inicial del modelo contempla una superficie de falla directamente afectada por el parámetro de resistencia a compresión de la matriz rocosa, dado que el criterio asume que el comportamiento de la masa rocosa tendrá una tendencia similar al mostrado por la matriz inalterada, pero reducido porcentualmente por unos factores empíricos que representan el grado de deterioro y la transición de la roca entre su versión original (teniendo en cuenta su formación geológica) a el estado actual del elemento como tal.

En 1983 Hoek desarrolla la relación entre los parámetros del criterio no lineal, con los parámetros del criterio de rotura de Mohr-Coulomb; con el fin de poder lograr una componente de comprobación matemática a un criterio netamente empírico.

Dado que la gran mayoría de los modelos constitutivos desarrollados a la fecha tenían como punto base la teoría de Mohr-Coulomb y siendo este criterio de tipo puramente empírico, se requería integrar dicho modelo a los avances desarrollados acerca de la teoría de la mecánica clásica, esto se logró al colocar los parámetros mecánicos de resistencia del material en función de los parámetros de rotura del criterio no lineal. Dicha relación permite determinar en forma aproximada el rango de comportamiento elástico del material.

En Hoek y Brown (1988), se avanza en el estado del conocimiento al desarrollar una relación entre los parámetros  $m$  y  $s$  y el índice de calidad del macizo rocoso (RMR) con el fin de estimar las constantes empíricas del macizo e integrar al criterio la caracterización y cuantificación de las propiedades geotécnicas que contempla el sistema en mención, adicionalmente incluyen el término de la constante petrográfica de la roca intacta y su limitante en la aplicación dependiendo de la alteración del macizo por efecto de acciones antrópicas.

Con esta actualización se integró al criterio de forma específica toda la caracterización de campo realizada con relación a las propiedades de las discontinuidades estructurales presentes y la influencia de estas en el detrimento de las propiedades de la matriz rocosa. Como dicha caracterización corresponde a apreciaciones de tipo visual, los resultados están muy ligados al criterio del observador; generando por lo tanto ambigüedad en la determinación final de las propiedades del macizo.

Al mismo tiempo Oller et al. (1988); generan un modelo constitutivo sobre el comportamiento elastoplástico de los materiales friccionantes haciendo énfasis en el fenómeno de la microfisuración y la reducción del módulo de rigidez, teniendo como consecuencia la generación de una deformación irre recuperable. Oller et al. (1988) realizan una modificación del criterio de fluencia clásico de Mohr-Coulomb debido a que este no cumple con la relación inicial entre resistencias uniaxiales a compresión y tracción para ángulos de rozamiento internos mayores a  $30^\circ$ , por lo cual optaron por afectar el esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ) con un parámetro de ajuste ( $\alpha_R$ ) el cual regula la relación de resistencia uniaxial hasta cumplir con el valor deseado, esto con el fin de poder introducir al modelo el parámetro de plasticidad asociada. Con el criterio de fluencia definido y asumiendo  $\phi = \psi$ , se determina la expresión matemática que representa el potencial plástico del material.

El modelo surge de una generalización de los conceptos clásicos de la teoría de la plasticidad, tratando el comportamiento de los materiales cohesivo-friccionantes bajo estados tensionales que resultan de procesos de cargas cuasi-estáticos radiales y no-radiales, pudiendo también controlar el fenómeno de la dilatación.

En la década del 90 se presentan modelos generados a partir de la teoría de los elementos de contorno para evaluar el comportamiento de la generación y propagación de grietas en materiales ortótropos. Doblare et al. (1990) teniendo en cuenta la variación en el comportamiento de los materiales cuando se presenta la microfisuración y posterior degeneramiento en un comportamiento de tipo plástico, centran el modelo en la zona del comportamiento elástico-lineal y en la importancia de determinar el factor de intensidad de tensiones como el parámetro preponderante a la hora de establecer el carácter estable o inestable de la fractura en un proceso de carga monótona.

Erdogan (1969) implementa el criterio de la tensión circunferencial máxima para la extensión de grietas en materiales isotrópicos. Doblare et al. (1990), adaptaron este concepto a materiales anisótropos conllevando a predecir de forma más precisa el comportamiento de la velocidad y ángulo de propagación de las grietas que se generan ante cargas monótonas y

por consiguiente aportando de esta manera mayor información para evaluar el estado tensorial de un material anisótropo en el mismo instante en que ocurre el evento.

Simultáneamente en el ámbito de la aplicación a nivel macro Hudson y Harrison. (1990) y Hudson (1992), desarrollan un método capaz de simular en forma aproximada todas las variables implícitas en el comportamiento de un macizo rocoso incorporando tanto las propiedades del macizo, como mecanismo de interacción compleja y modos de interacción dinámica. La clave en la implementación del método consistió en la modelación de los mecanismos y la simulación de los procesos dinámicos, denominándolo sistema metodológico de ingeniería de rocas (RES del acrónimo del inglés *Rock Engineering System*). Este sistema utiliza la entropía del material como un índice descriptivo del grado de alteración del mismo y consecuentemente el grado de inestabilidad del RES.

La representación básica de los parámetros y los mecanismos de interacción en el “RES” es la matriz de interacción, esta matriz representa los parámetros más importantes en términos de la diagonal principal (estructura del macizo, condición de esfuerzos, flujo de agua y método constructivo) y sus estados variables como mecanismo de interacción complementarios, estos mecanismos son representados en términos de las diagonales externas.

Hoek et al. (1992); introducen al criterio la constante petrográfica ( $\alpha$ ), la cual permite verificar y modificar la curvatura de la envolvente de falla, especialmente en la zona de bajos esfuerzos normales, que es donde se presentan las características del comportamiento no lineal y por ende la mayor variación con respecto a los criterios previos.

Dado que el criterio no proporciona valores representativos para macizos rocosos alterados y de mala calidad con materiales blandos, Hoek et al. (1995); realizan la generalización del criterio propuesto inicialmente, esta generalización integra el criterio original y las modificaciones realizadas en 1988 y 1992, adicionalmente introdujo el parámetro índice geológico de resistencia (GSI), y excluyó del criterio el índice RMR porque este presentaba deficiencias en la relación con los parámetros  $m$  y  $s$  para los macizos de muy baja calidad ( $RMR < 30$ ). El parámetro GSI permite estimar las constantes intrínsecas del macizo y

consiste en una clasificación a partir de las condiciones geológicas existentes de la disposición estructural y la condición aparente de la superficie expuesta.

Al igual que otros sistemas de clasificación, el sistema GSI, presentará cierto grado de incertidumbre en su valoración, debido a que la información se obtiene por apreciación directa en campo.

Cai et al. (1998); implementan el RES a otros sistemas capaces de retroalimentarse y autoorganizarse como son las redes neuronales y el sistema experto, de forma que un sistema suple las deficiencias de los otros, bien por la aplicación específica de alguno o por la complejidad del medio a evaluar. Redes neuronales como la de Hopfield (1982), son aplicables en estos enlaces. En una red neuronal de Hopfield se genera un proceso dinámico de retroalimentación que reduce la energía de la misma mediante un decrecimiento del gradiente, hasta que se alcanza un estado de equilibrio. La red trabaja como un contenido de memoria direccionable por lo que una vez establecido el problema y las variables aplicables, este puede ser definido por una matriz de interacción dada la concordancia entre la conformación de la matriz y la red neuronal; luego de tener conformada la matriz por la secuencia prevista, se proporciona el medio para implementar el RES.

Los mecanismos de interacción de las redes neuronales permiten evaluar todos aquellos parámetros considerados importantes para la modelación del proceso causa-efecto, alimentando los nodos de ingreso tanto con las condiciones originales como con todos los aspectos que entran a generar una posible variación de las mismas, produciendo como resultado un parámetro en el cual se agrupan estas posibles combinaciones.

Un aporte importante a principios del siglo con relación a modelos generados para elementos micro, fue el realizado por Oldecop y Alonso (2001), ellos centran su trabajo en evaluar el comportamiento elástico y el subsecuente comportamiento viscoplástico de los materiales granulares sometidos a condiciones constantes de saturación y sus efectos en la compresibilidad volumétrica de estos.

El aporte viscoplástico se presenta como una variable dependiente del tiempo como resultado de los cambios de tensión que se presentan a lo largo de este pero no como factor de influencia en el retraso de las deformaciones, por lo tanto las deformaciones totales hasta el rango viscoplástico se expresan como la suma de las componentes elásticas y las viscoplásticas, afectadas estas últimas por el intervalo de tiempo para el cual se calcula la deformación.

Como conclusión esencial se pudo determinar que para los materiales granulares en condiciones de saturación constante la componente de la fluencia es un factor que se ve altamente afectado si el material es sometido a succión, dado que el índice de fluencia depende en una relación prácticamente de tendencia lineal de la succión total.

Hoek et al. (2002); relacionan los parámetros de factor de disturbio ( $D$ ), límite superior del esfuerzo máximo de confinamiento ( $\sigma_{3\ max}$ ), esfuerzo de confinamiento normalizado ( $\sigma_{3n}$ ), resistencia de la matriz rocosa ( $\sigma_{cm}$ ), y nuevas tablas de GSI para diferentes tipos de roca. El GSI se basa en la litología, en la estructura y condición de las discontinuidades presentes, para realizar por medio de un examen visual un estimativo de las propiedades mecánicas del macizo. De este modo combina dos parámetros fundamentales de los procesos geológicos como son, el fracturamiento de la masa y la condición de meteorización.

El sistema de clasificación GSI parte del supuesto que la masa rocosa contiene un número suficiente de discontinuidades orientadas aleatoriamente en las cuales se presenta un contacto entre bloques de roca intacta, de modo que su comportamiento es el de una masa isótropa para la cual es irrelevante la dirección de aplicación de las cargas.

El GSI no se debe considerar como un remplazo de los sistemas de clasificación (RMR y Q), ya que este índice geológico no sugiere refuerzo para una estructura determinada, su función solamente se limita a proporcionar un estimativo de las propiedades del macizo rocoso.

En los casos en que los componentes predominantes dentro de la masa rocosa son materiales de comportamiento plástico como la arcilla, que limitan o anulan por completo el contacto entre las paredes de la discontinuidad, no se debe utilizar el criterio de Hoek y Brown (1988), dado que el comportamiento del material corresponde más al de un suelo y por lo tanto se ajusta más al criterio de Mohr-Coulomb.

Debido a la labor conjunta que sostiene Hoek con otros investigadores, Cundall et al. (2003); desarrollan un modelo constitutivo basado en este criterio de falla, al incorporar al criterio original varias reglas del flujo plástico y la dependencia de las mismas con relación a la variación del nivel de esfuerzo confinante.

Tomando el criterio generalizado de Hoek-Brown y conjugándolo con los parámetros de cálculo de la elasticidad incremental para definir el comportamiento en diferentes sectores a lo largo de la superficie de falla, Cundall et al. (2003); asumen que el incremento tensional contiene una componente elástica y una plástica, y que los estados de esfuerzos principales finales ( $\sigma_i^f$ ) están dados por un esfuerzo inicial menos un delta de esfuerzo generado por el módulo de deformación elástica, afectados por la variación de la deformación unitaria (componente plástica) y una regla de flujo plástico aplicable dependiendo del sector en el cual se esté desarrollando la superficie de fluencia del material.

La determinación del parámetro de flujo ( $\gamma$ ) responde a cuatro casos diferentes que se implementan dependiendo de la zona en la que se pretende evaluar el criterio ( $\sigma_c, \sigma_t$  y  $\sigma_3 > 0$ ), por lo cual se tiene que la regla de flujo asociada ( $\gamma_{af}$ ) es aplicable cuando el esfuerzo uniaxial confinante tiende a cero ( $\sigma_3 \approx 0$ ), para aquellas zonas donde se presentan esfuerzos confinantes altos el material no presenta gran dilatación durante la fluencia, lo que implica que la regla de flujo aplicable corresponde a la de volumen constante ( $\gamma_{cv}$ ). Cuando los esfuerzos principales que se generan son de tensión, se tiene que la tasa de flujo del vector de tensión plástica es coaxial al vector de los esfuerzos principales, por lo que la regla de flujo corresponde a un flujo radial ( $\gamma_{rf}$ ). Para aquella zona en la que el esfuerzo confinante se encuentra en un rango de acción intermedia ( $0 < \sigma_3 < \sigma_3^{cv}$ ), la regla de flujo aplicable corresponde a la interpolación directa entre la

regla de flujo asociada y la de volumen constante, la cual es denominada regla de flujo compuesto.

Con los aportes realizados en la década del 90 en relación a los elementos de frontera y al estado tensional presente en las discontinuidades, Armero y Garikipati (1996); enfatizaron en su momento en desarrollar un concepto enfocado hacia la cinemática del medio continuo con el objeto de evaluar los campos de desplazamiento a través de interfaces materiales en el sólido, de esta forma apareció el concepto de discontinuidad fuerte, dicho concepto fue la base para que en Dolores et al. (2006); adoptaran el modelo de degradación y daño continuo.

El concepto de discontinuidad fuerte maneja modelos constitutivos discretos, estos modelos pueden asociarse con proyecciones de los modelos constitutivos originales sobre la interface de la discontinuidad heredando las características básicas del modelo continuo del que precede, sin embargo los modelos discretos solo pueden inducirse cuando se alcanza un estado tensorial particular en la interface. La hipótesis considera que el concepto de la discontinuidad fuerte es la continuidad del vector tracción a través de la línea de discontinuidad, lo cual parte del principio de conservación del momento de la cantidad de movimiento.

El modelo constitutivo de daño continuo isótropo, junto con la cinemática, simulan el proceso de sólidos sometidos a carga que muestran bifurcación discontinua (discontinuidad débil o fuerte), presentándose a lo largo de todo el proceso cuatro etapas: régimen elástico inicial, régimen de daño sin bifurcación discontinua, régimen de bifurcación discontinua débil y régimen de bifurcación discontinua fuerte, observándose en este último la permanencia del parámetro de ablandamiento continuo en una franja específica hasta presentarse la rotura.

Conjuntamente para el refinamiento y aplicación del modelo desarrollado a lo largo de más de dos décadas, Hoek y Diederichs. (2006); basados en una serie de datos tomados en diferentes regiones, desarrollan una relación mediante la cual se puede estimar el valor del módulo de deformación de la masa rocosa ( $E_{rm}$ ) con base en el GSI y el factor de disturbio

(D). Para esta relación se presentan dos formas, la primera es una estimación esencialmente cualitativa que se aplica cuando no se tiene información alguna acerca de las propiedades de la roca intacta, es conveniente utilizarla solamente como referencia para realizar un estimativo a priori en campo de este parámetro, dado que básicamente es producto de la apreciación visual y adicionalmente es recomendable tener una noción previa del rango típico de valores en que se encuentra la roca que se está evaluando. La segunda forma de la relación corresponde a una estimación que contempla entre sus elementos el módulo de deformación de la roca intacta, este puede ser determinado en laboratorio directamente o de forma indirecta realizar una estimación por medio del módulo relativo ( $M_{rel}$ ), el cual corresponde en esencia a un factor de reducción del módulo de la matriz rocosa.

Actualmente Feng. (2010); realiza evaluaciones de la estabilidad de los macizos rocoso aplicando metodologías de diseño en las que se involucran la optimización de las redes neuronales por medio de la implementación de algoritmos genéticos.

### 3 ELEMENTOS CONCEPTUALES

Las rocas se definen como agregados duros y compactos de partículas minerales con fuertes uniones cohesivas que habitualmente se consideran un sistema continuo. La composición mineral, la estructura granular, la textura, forma y origen dan resultado a su clasificación geológica en términos de rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias.

De acuerdo con Pettijhon (1976), se esbozan algunos de los hitos más representativos en lo concerniente al comportamiento de las rocas sedimentarias exógenas.

#### 3.1 Clasificación y nomenclatura

La elaboración de una clasificación unificada, en la cual converjan las propiedades más representativas de las rocas sedimentarias no es una tarea fácil de lograr, dado que cualquier esquema planteado presenta dificultades por efecto de la pluralidad genética de los materiales sedimentarios. Para poder elaborar una clasificación aplicable es conveniente realizar clasificaciones parciales, que agrupen en la medida de lo posible un determinado número de elementos que compartan propiedades fáciles de observar y correlacionar con los conceptos básicos de su génesis.

De esta forma para las rocas clásticas se tiene en cuenta como un factor primordial en dicha clasificación el tamaño del grano por ser una de las propiedades más sobresaliente. Para los sedimentos de origen químico, la clasificación se basa esencialmente en la composición misma de la roca, correlacionando dicho parámetro con la procedencia y madurez del sedimento. En la figura 3.1, se presenta la clasificación granulométrica de las rocas sedimentarias tomando como referencia los cuatro rangos de tamaño básico, iniciando con las arcillas ( $< 0.004$  mm), siguiendo con los limos ( $0.004$  mm -  $0.06$  mm), las arenas ( $0.06$  mm -  $2$  mm) y finalizando con la gravas ( $2$  mm -  $64$  mm). En la figura 3.2 se presenta además la clasificación genérica de este tipo de materiales.

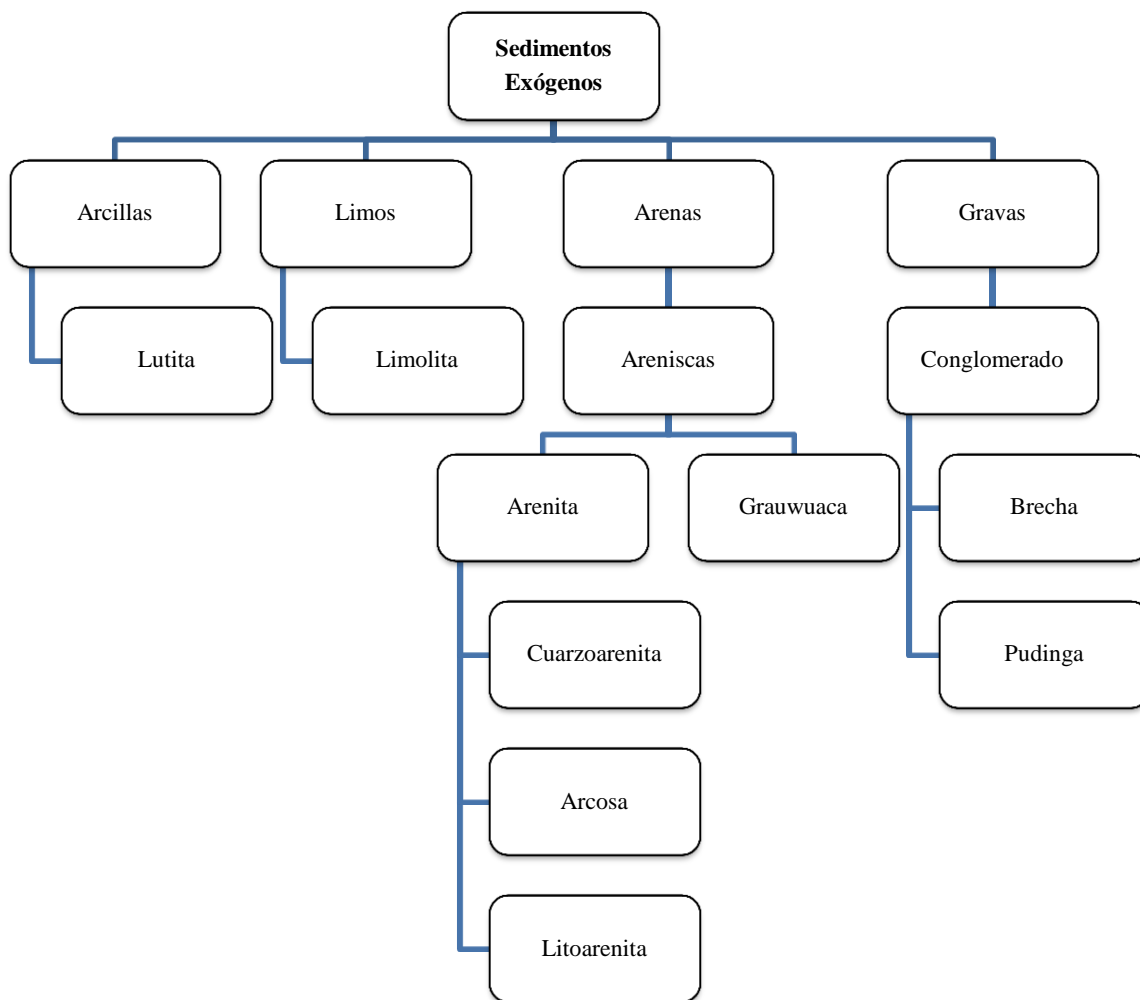


Figura 3.1 Clasificación en función del tamaño de las rocas sedimentarias conformadas por sedimentos exógenos.

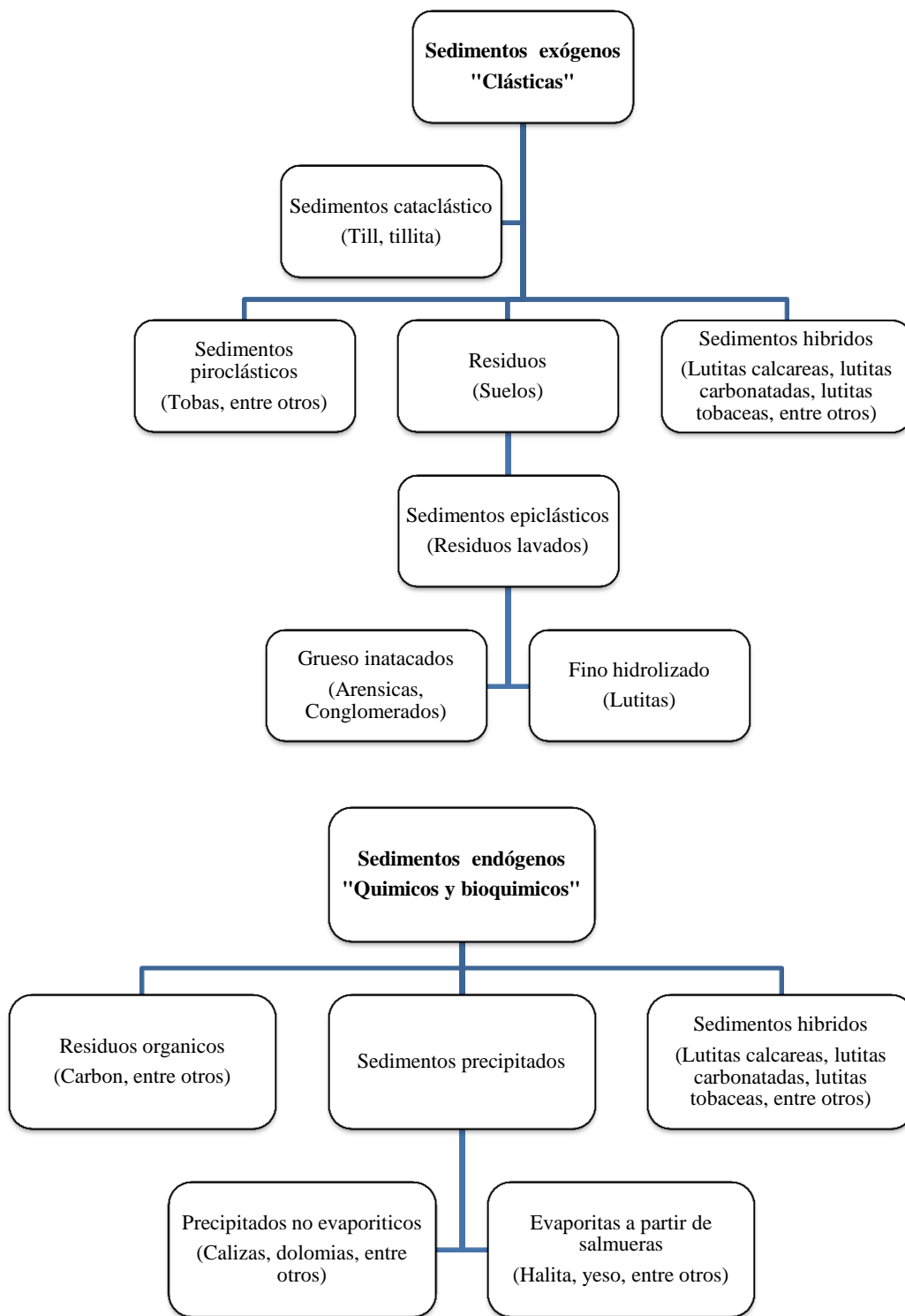


Figura 3.2 Clasificación genérica de rocas sedimentarias.

### 3.2 Ambientes de deposición

El ambiente de deposición representa un papel preponderante en las rocas sedimentarias, dado que influye notoriamente en su formación como un producto final, demostrando que no solamente corresponden a una aglomeración de elementos previos con procedencias específicas que pueden ser influenciados en mayor o menor medida por la historia de su transporte.

Principalmente el aporte de los materiales clásticos es función del relieve, por lo cual el grado de madurez de los detritos aportados está directamente relacionado con la pendiente natural del terreno, dado que en condiciones abruptas de relieve, el material en proceso de meteorización se desprende de las laderas y por efecto gravitacional este material inmaduro entra a formar parte de la cuenca de deposición. De forma contraria en ambientes geomorfológicos de pendientes suaves, el aporte de clástico es mínimo y de conformación más madura, por lo cual se puede concluir que las facies químicas y clásticos maduros predominan en ambientes tectónicos más estables, mientras que las facies clásticas se desarrollan en ambientes tectónicos más activos (Pettijohn, 1976). En la figura 3.3 se presenta un mapa conceptual sobre los diferentes ambientes de deposición, integrado a una clasificación para rocas sedimentarias con base en su origen geológico.

Según el esquema planteado por Barrell (1906), las cuencas sedimentarias se clasifican en tres grandes grupos que comparten características propias, subdivididos a su vez en grupos menores como se indica en la tabla 3.1.

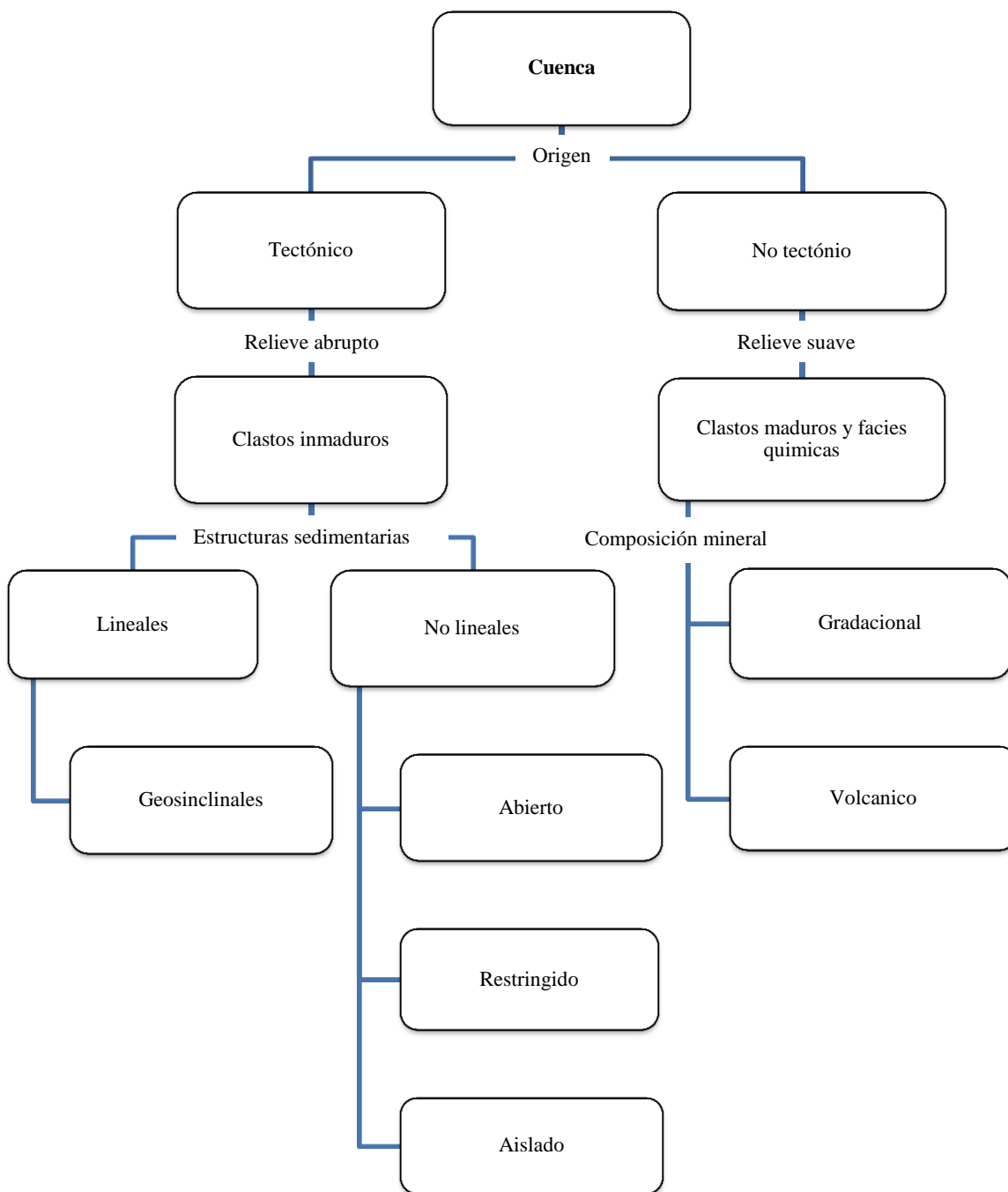


Figura 3.3 Mapa conceptual sobre clasificación de rocas sedimentarias.

Tabla 3.1 Clasificación de ambientes de deposición (Pettijohn, 1976.)

<b>Clasificación geográfica o geomórfica de ambientes de deposición.</b>
<p>I. Continental (por sobre el alcance de la marea)</p> <p>A. Terrestre</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. Glaciario</li> <li>2. Eólico</li> <li>3. Pluvial</li> <li>4. Fluvial</li> </ol> <p>B. Palustre (pantano)</p> <p>C. Lacustre</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. De agua dulce</li> <li>2. Salino</li> </ol> <p>II. Ambientes mixtos continental y marino</p> <p>A. Litoral (entre mareas)</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. Albufera de marea</li> <li>2. Playa</li> </ol> <p>B. Delta</p> <p>C. Estuario</p> <p>III. Marino (debajo del límite inferior de la marea)</p> <p>A. Mar adentro (facies nerítica)</p> <p>B. Mar epicontinental</p> <p>C. Oceánico y mediterráneo (batial y abisal)</p> <p>Nota:</p> <p>Como muchas clasificaciones, este esquema encierra contradicciones e inconsistencias internas. En algunos lugares la clasificación está basada en el agente (hielo, viento); en otros sitios la base es la salinidad (de agua dulce y salina); en otros lugares aun, la base para la clasificación es el factor geomórfico (playa, delta, entre otros).</p> <p>Las diferentes subdivisiones no son por lo tanto comparables. Algunas son complejas y traslapan a otras.</p>

Otro tipo de clasificación fue la propuesta por Rich (1950), la cual basa su análisis en la posición batimétrica de los sedimentos como se describe en la tabla 3.2. Esta clasificación

al igual que la basada en los ambientes de deposición, no es capaz de explicar los grupos emparentados de sedimentos.

*Tabla 3.2 Clasificación batimétrica de cuencas y facies de sedimentación (Pettijohn, 1976).*

<b>Clasificación de dominios y facies de sedimentación.</b>
<p>I. Cuencas de origen tectónico (facies principal)</p> <p>A. No lineales, suavemente negativas (intracratónico y cratónico)</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. Abierto (mares epicontinentales y de plataforma) (facies de ortocuarcita-carbonato)</li> <li>2. Restringido (cuenca con umbral) <ol style="list-style-type: none"> <li>a. Clima húmedo (facies euxínica)</li> <li>b. Clima árido (facies de evaporita)</li> </ol> </li> <li>3. Cuencas aisladas <ol style="list-style-type: none"> <li>a. Clima húmedo (facies lacustres de agua dulce)</li> <li>b. Clima árido (facies salinas)</li> </ol> </li> </ol> <p>B. Lineales, fuertemente negativas</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. Geosinclinales <ol style="list-style-type: none"> <li>a. Restringidos y “empobrecidos” (facies euxínica) batial y abisal</li> <li>b. Restringidos marinos (facies de flysch)</li> <li>c. No restringidos, parállicos (facies de molasa) <ol style="list-style-type: none"> <li>i. Oxidantes (“blancos rojos”)</li> <li>ii. Reductores (“estratos 42carboníferos”)</li> </ol> </li> </ol> </li> <li>Valles rift (fosas tectónicas) (“blancos rojos”)</li> </ol>
<p>II. No tectónicos (facies secundarias)</p> <p>A. Gradacional</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. Espélico (cavernas)</li> <li>2. Valles rift (fosas tectónicas) (“blancos rojos”)</li> </ol> <p>B. Volcánico (lagos de cráter, entre otros)</p>
<p>III. Cuencas “permanentes” o de mar profundo</p>

### **3.3 Litificación y diagénesis**

La litificación se define como el proceso mediante el cual un cúmulo de sedimentos depositados en forma reciente, se convierte en roca fuertemente consolidada. Dicho proceso cuenta con una relación temporal establecida, dado que puede presentarse ya sea en forma paralela a la sedimentación o mucho tiempo después a que esta haya ocurrido.

La diagénesis como tal hace referencia a los diferentes procesos de interacción y reacciones producidas dentro de la masa de sedimento, entre los diferentes materiales presentes y los fluidos intersticiales. Los principales procesos en la diagénesis son: cementación, reorganización, diferenciación, segregación, metasomatismo, disolución intraestratal y compactación (Pettijohn, 1976).

### **3.4 Comportamiento de las rocas sedimentarias detríticas**

Casagrande (1936) planteó que todos los materiales granulares poseen una relación de vacíos crítica, para la cual la conformación del material puede experimentar deformaciones o flujos sin cambios de volumen, lo cual ratifica la teoría del estado crítico que tuvo sus orígenes en el modelo de comportamiento elastoplástico.

Dado que la conformación intrínseca de los materiales detríticos corresponde a paquetes de partículas superpuesto ligados entre sí por una matriz finogranular en un determinado grado de consolidación, es plausible asumir que dichos materiales responden a una relación de endurecimiento distorsional, la cual contempla la variación en la relación de tensiones con el desarrollo de deformación distorsional, asociada esta última con deformaciones volumétricas, la cual repercutirá finalmente en los valores iniciales del peso específico del material.

#### **3.4.1 Deformación de las rocas sedimentarias detríticas.**

Las deformaciones de las rocas pueden denominarse según el origen de los esfuerzos, o por la forma de aplicación de las cargas, en consecuencia se tiene que según Duque (2003).

Por su origen pueden ser tectónicas o no tectónicas. Las deformaciones tectónicas están asociadas al movimiento de las placas de la corteza terrestre, mientras las no tectónicas están asociadas a los efectos gravitacionales de las masas de tierra y a esfuerzos dinámicos externos diferentes a los tectónicos.

Los movimientos tectónicos dada la magnitud de su accionar se encuentran ligados a grandes liberaciones de energía aplicadas de forma súbita, siendo en muchas ocasiones este aspecto el agente generador de movimientos de tipo no tectónicos.

Por el tiempo de aplicación de las cargas las deformaciones pueden ser permanentes o temporales. Las deformaciones permanentes pueden ser, según el comportamiento del material, viscosa, plástica, viscoelástica y viscoplástica; mientras la deformación temporal asociada a esfuerzos que no son permanentes, puede ser de tipo elástica o inelástica. Los esquemas del comportamiento asociado a las deformaciones temporales y permanentes son representados en la figura 3.4.

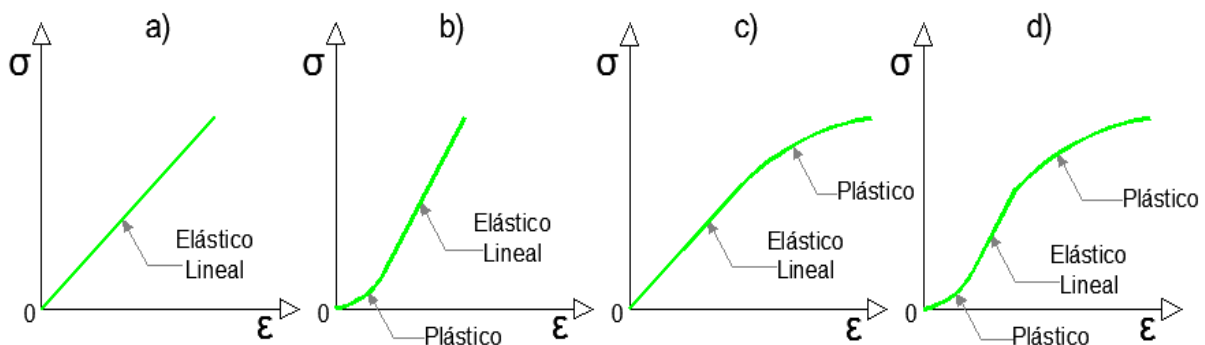


Figura 3.4 Comportamientos típicos de la roca: a) elástico lineal; b) plastoelástico; c) elastoplástico; d) plasto-elastoplástico (Duque, 2003).

En las relaciones de esfuerzo-deformación, el comportamiento elástico es típico de materiales rocosos masivos y muy duros, como es el caso de areniscas altamente cementadas y con alto contenido de sílice. El comportamiento plastoelástico por su parte corresponde al de una roca dura que sufre alguna densificación inicial cuando se carga el material, propio esto de los materiales de conformación granular que inicialmente sufren reacomodamiento de las partículas produciendo por ende una reducción en la relación de vacíos del elemento. El comportamiento elastoplástico corresponde al de una roca dura

heterogénea en la cual los componentes más débiles fallan gradualmente cuando el esfuerzo es significativo. Y un comportamiento plasto-elastoplástico ilustra una roca que presenta una densificación inicial producto del reacomodo de partículas y posteriormente esboza fallamiento de algunos componentes por encima de un nivel crítico de esfuerzos.

El comportamiento de los materiales granulares ante tensiones elevadas depende en gran medida de la integridad de las partículas que lo compone, por lo tanto es importante cuantificar el efecto de rotura de las partículas, para lo cual se define un factor potencial de rotura. Dicho factor representa el cambio total posible en la gradación de un material si cada partícula es reducida de su tamaño original a tamaños menores que el tamiz # 200.

El comportamiento de rotura enfocado desde la teoría del planteamiento viscoplástico es utilizado como un procedimiento de regularización, dado que este proporciona una única solución al homogenizar la distribución espacial de las deformaciones en el momento de la falla y adicionalmente proporciona una solución muy cercana a la viscoelástica real, incrementando lo suficiente el parámetro de fluidez del planteamiento viscoplástico. El comportamiento de rotura en materiales granulares puede ser visto como un proceso de reblandecimiento en sitios aislados, lo cual induce una concentración de esfuerzos muy alta en estos puntos mientras que en los alrededores experimenta una relajación de esfuerzos inducida, revirtiendo con esto la condición de elasticidad (Marsal, 1973).

#### **3.4.1.1 Comportamiento elástico e inelástico en rocas sedimentarias detríticas.**

El comportamiento elástico hace referencia a la capacidad de deformación de forma proporcional ante la aplicación de una carga externa y la recuperación o reversibilidad de la misma al momento de ser retirada. Para el comportamiento inelástico no se cumplen ninguna de estas dos premisas, dado que se presentan grandes deformaciones ante incrementos de carga pequeños y al momento de retirar la carga aplicada, se presenta una recuperación parcial de la deformación generándose un remanente conocido como deformación permanente.

La deformación lineal elástica en sólidos isotrópicos puede ser determinada con base en las constantes elásticas del material ( $E_i$ ,  $G$  y  $\nu$ ), que al ser llevada a su forma general en tres

dimensiones se expresa como el producto de la matriz de rigidez del material por el vector de esfuerzos generados.

Teniendo en cuenta la constante de Lamé y la relación entre las constantes elásticas del material, donde:

$$\lambda = \frac{E_i \nu}{(1+\nu)(1-2\nu)} \quad (3.1)$$

$$G = \frac{E_i}{2(1+\nu)} \quad (3.2)$$

Para determinar el comportamiento tanto deformacional como tensorial del material, se puede establecer la magnitud de los esfuerzos para intervalos conocidos de deformación tanto radial como volumétrica, de la forma:

$$\begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \sigma_z \\ \tau_{xy} \\ \tau_{yz} \\ \tau_{zx} \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} \lambda + 2G & \lambda & \lambda & 0 & 0 & 0 \\ \lambda & \lambda + 2G & \lambda & 0 & 0 & 0 \\ \lambda & \lambda & \lambda + 2G & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & G & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & G & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & G \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \varepsilon_z \\ \gamma_{xy} \\ \gamma_{yz} \\ \gamma_{zx} \end{Bmatrix} \quad (3.3)$$

De acuerdo con Goodman, (1980), para el caso de materiales anisotrópicos como el de los macizos rocosos, generalmente el comportamiento real está determinado por las discontinuidades presentes y la orientación de las microestructuras. La anisotropía presente a lo largo del eje de simetría es denominada ortotropía y teniendo en cuenta que los ejes principales son perpendiculares entre sí, al momento de presentarse en la roca varias familias de discontinuidades que mantengan esta relación de perpendicularidad, el comportamiento será de tipo netamente ortótropo, para lo cual la ley de Hooke generalizada plantea que:

$$\begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \varepsilon_z \\ \gamma_{xy} \\ \gamma_{yz} \\ \gamma_{zx} \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} E_x^{-1} & -\nu_{yx} * E_y^{-1} & -\nu_{zx} * E_z^{-1} & 0 & 0 & 0 \\ -\nu_{yx} * E_y^{-1} & E_y^{-1} & -\nu_{zy} * E_z^{-1} & 0 & 0 & 0 \\ -\nu_{zx} * E_z^{-1} & -\nu_{zy} * E_z^{-1} & E_z^{-1} & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & G_{xy}^{-1} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & G_{yz}^{-1} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & G_{zx}^{-1} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \sigma_z \\ \tau_{xy} \\ \tau_{yz} \\ \tau_{zx} \end{Bmatrix} \quad (3.4)$$

Dónde:

$\nu_{ij}$ , relación de Poisson determinada por la deformación axial en el eje de simetría  $j$ , cuando se aplica en esfuerzo en la dirección del eje de simetría  $i$ .

$G_{ij}$ , módulo de corte a lo largo del plano de ortotropía  $i, j$ .

Con base en este y otros conceptos a lo largo de la historia, Doblare et al (1990) adaptaron estos modelos a un concepto para materiales anisótropos mediante la expresión:

$$\sigma_{\theta}^{max} = \max_{\theta} \left( \frac{K_I}{\sqrt{2\pi r}} Re_{[A(BS_1 - CS_2)]} + \frac{K_{II}}{\sqrt{2\pi r}} Re_{[A(B-C)]} \right) \quad (3.5)$$

Con:

$$A = \frac{1}{S_1 - S_2} \quad (3.6)$$

$$B = (S_2 \sen \theta + \cos \theta)^{3/2} \quad (3.7)$$

$$C = (S_1 \sen \theta + \cos \theta)^{3/2} \quad (3.8)$$

con el fin de evaluar el comportamiento durante la etapa de microfisuración y posterior degeneramiento en una conducta de tipo plástico, para tal efecto se implementan las expresiones del campo de tensiones en el entorno del extremo de una grieta para el caso ortótropo (Doblare, 1990).

$$\sigma_x = \frac{K_I}{\sqrt{2\pi r}} Re \left[ \frac{S_1 S_2}{(S_1 - S_2)} \frac{S_2}{\Psi_2^{0.5}} - \frac{S_1}{\Psi_1^{0.5}} \right] + \frac{K_{II}}{\sqrt{2\pi r}} Re \left[ \frac{1}{(S_1 - S_2)} \frac{S_2^2}{\Psi_2^{0.5}} - \frac{S_1^2}{\Psi_1^{0.5}} \right] \quad (3.9)$$

$$\sigma_y = \frac{K_I}{\sqrt{2\pi r}} Re \left[ \frac{1}{(S_1 - S_2)} \frac{S_1}{\Psi_2^{0.5}} - \frac{S_2}{\Psi_1^{0.5}} \right] + \frac{K_{II}}{\sqrt{2\pi r}} Re \left[ \frac{1}{(S_1 - S_2)} \frac{1}{\Psi_2^{0.5}} - \frac{1}{\Psi_1^{0.5}} \right] \quad (3.10)$$

$$\tau_{xy} = \frac{K_I}{\sqrt{2\pi r}} Re \left[ \frac{S_1 S_2}{(S_1 - S_2)} \frac{S_2}{\Psi_1^{0.5}} - \frac{S_1}{\Psi_2^{0.5}} \right] + \frac{K_{II}}{\sqrt{2\pi r}} Re \left[ \frac{1}{(S_1 - S_2)} \frac{S_1}{\Psi_2^{0.5}} - \frac{S_2}{\Psi_1^{0.5}} \right] \quad (3.11)$$

$$\Psi_i = \cos \theta + S_i \sen \theta \quad (3.12)$$

Dónde:

$\sigma_{\theta}^{max}$ , tensión circunferencial máxima

$max_{\theta}$ , ángulo que maximiza la extensión de la grieta

$K_I$ , factor de intensidad de tensiones para la tensión normal

$K_{II}$ , factor de intensidad de tensiones para la tensión tangencial

$s_1$ ;  $s_2$ , raíces de la ecuación característica del material

$r$ , longitud inicial de la grieta

$\theta$ , ángulo inicial de la grieta

### 3.4.1.2 Comportamiento viscoso en rocas sedimentarias detríticas.

Cuando un sólido en reposo es sometido a un esfuerzo cortante capaz de distorsionarlo en forma lenta y constante, dicho material adquiere un comportamiento similar al de un líquido viscoso. Este comportamiento está definido por una relación entre el esfuerzo cortante ( $\tau$ ) y la velocidad de deformación cortante ( $\dot{\gamma}$ ):

$$\tau = \eta \dot{\gamma} \quad (3.13)$$

Dónde:

$\eta$ , viscosidad dinámica del material

El comportamiento viscoso genera dos tipos de deformación, una deformación de tipo instantánea y una secundaria o a largo tiempo que dependiendo el tipo de material generará un comportamiento de tipo viscoelástico o viscoplástico, estas regiones de comportamiento se esquematizan claramente en la figura 3.5.

El comportamiento viscoso no se puede considerar estándar para todos los tipos de roca dado que esta propiedad se encuentra muy asociada al módulo elástico del elemento, por ejemplo para las rocas sedimentarias no clásticas como la sal, el fenómeno de creep se genera a nivel intracrystalino produciendo movimiento de tipo rotacional; mientras que para las rocas sedimentarias clásticas, el proceso contempla pérdida de agua, movimiento de tipo

laminar y reducción de vacíos. En la tabla 3.3 se muestran algunos valores de referencia concerniente a las propiedades elásticas de los materiales objeto de estudio.

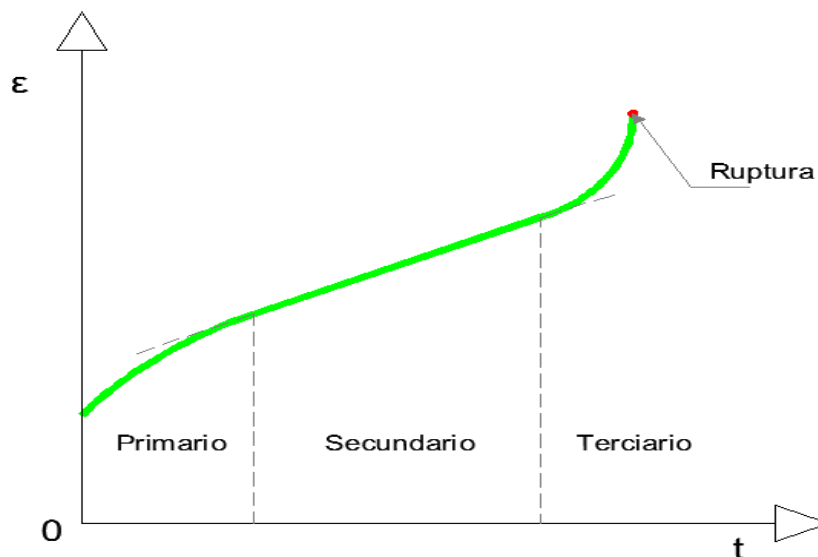


Figura 3.5 Regiones del comportamiento en el creep (Goodman, 1980).

Tabla 3.3 Propiedades elásticas de las rocas sedimentarias (González et al, 2004 y Goodman, 1980).

Origen	Roca	Módulo de Elasticidad	Módulo de Elasticidad	Poisson
	Intacta	Estático (Mpa)	Dinámico (Mpa)	
Clástico	Arenisca	3000-61000	5000-56000	0.1-0.4
	Lutita	3000-22000	10000-70000	0.25-0.29
	Limolita	53000-75000	7000-65000	0.25
	Grauvaca	47000-63000	23000-107000	0.25
Químico	Caliza	15000-90000	8000-99000	0.12-0.33
	Dolomía	4000-51000	22000-86000	0.29-0.34
	Pizarra	5000-30000	-	-
	Sal	5000-20000	-	0.22

Las propiedades dinámicas del material entran a convertirse en un factor muy importante al momento de evaluar el comportamiento viscoso del elemento, como es el caso del módulo de elasticidad dinámico el cual se define como la capacidad de respuesta de un material

para un rango en el cual las cargas aplicadas corresponden a magnitudes extremadamente bajas y de breve aplicación como por ejemplo las ondas de corte y compresión. Adicionalmente es una medida indirecta de la calidad del material, dado que relaciona de forma intrínseca propiedades del mismo, tales como son la porosidad y la densidad.

El módulo elástico dinámico está dado por.

$$V_p = \sqrt{\left[ \frac{E_d(1-v_d)}{\rho(1+v_d)(1-2v_d)} \right]} \quad (3.14)$$

$$V_p = \sqrt{\left[ \frac{E_d}{\rho 2(1+v_d)} \right]} \quad (3.15)$$

$$\frac{V_p}{V_s} = \sqrt{\left[ 2 \frac{(1-v_d)}{(1-2v_d)} \right]} \quad (3.16)$$

Dónde:

$V_p$ , velocidad de onda de compresión

$V_s$ , velocidad de onda de corte

$E_d$ , módulo elástico dinámico

$v_d$ , relación de Poisson dinámica

Al graficar de forma conjunta tanto propiedades mecánicas como dinámicas de las rocas sedimentarias como se ilustra en la figura 3.6, en la cual se representan los datos de la tabla 3.3, se logra apreciar claramente que la relación entre el módulo elástico estático y el módulo elástico dinámico para rocas sedimentarias de buena calidad, se encuentra en un rango comprendido entre 0.6 a 1.1 veces el módulo estático, lo que indica un comportamiento relativamente homogéneo en la calidad de la roca dado el grado de dureza. Mientras que para las rocas de calidad media a baja, se encuentran relaciones comprendidas en el rango del 0.2 a 7.6 veces, mostrando como tal el alto grado de anisotropía del material por efecto de aspectos como el grado de meteorización, ambiente de depositación y degradación química, entre otros.

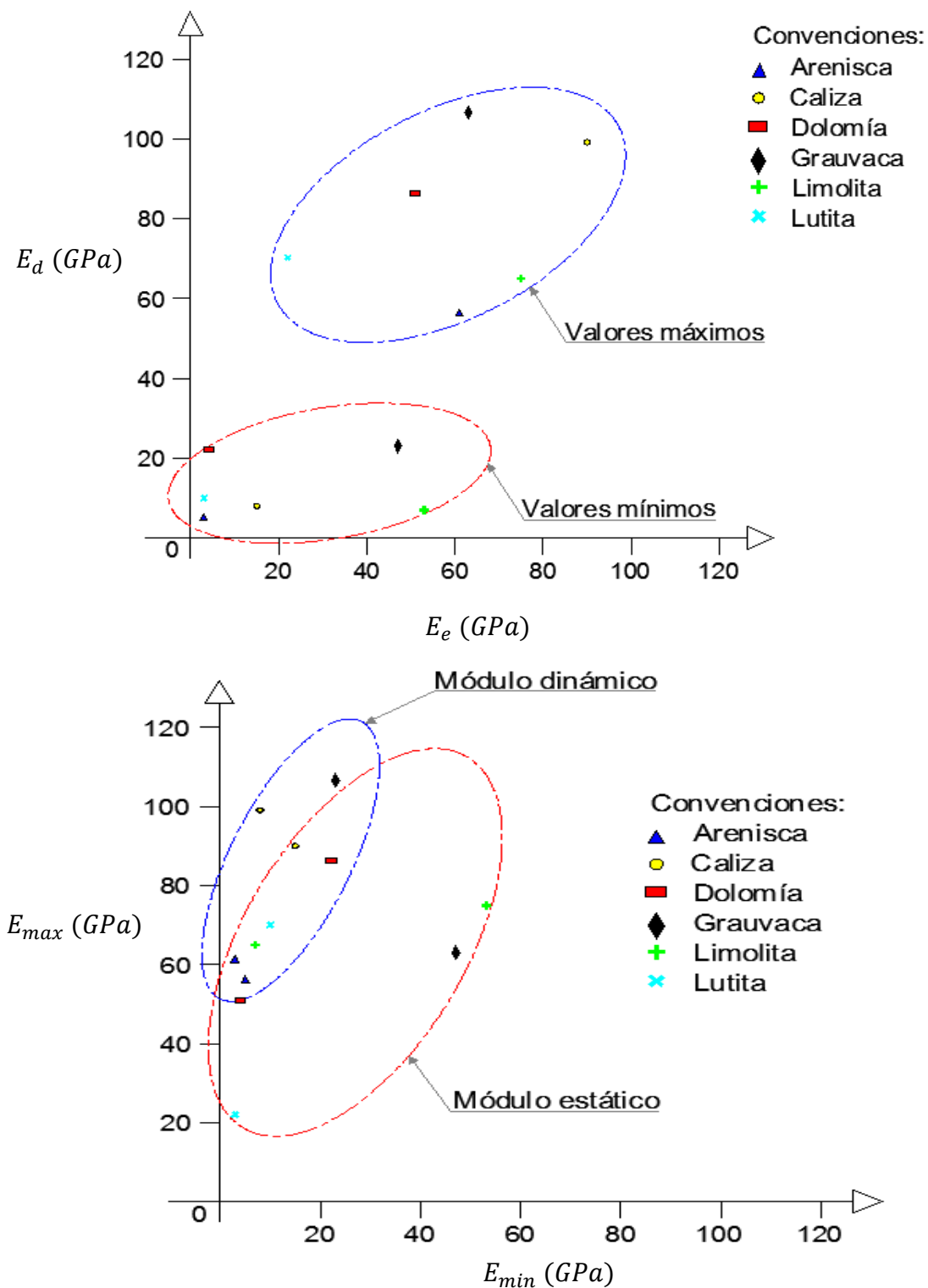


Figura 3.6 Propiedades elásticas de las rocas sedimentarias.

Adicionalmente en esta representación gráfica se puede observar un mayor grado de dispersión en el rango de valores del módulo dinámico, producto esto de la forma de medición del mismo, dado que las ondas ultrasónicas son altamente susceptibles a la entropía del medio por el cual se desplazan, generando por lo tanto mayores variaciones que en un ensayo de carga monotónica para el cual el reacomodamiento de las partículas durante la aplicación de la misma, origina la conformación de un materia relativamente más homogéneo.

Algunos autores implementando las propiedades dinámicas del material a una escala mayor como el caso de Barton et al. (2006), plantean relaciones con tendencia de comportamiento esencialmente lineal entre la velocidad de la onda de compresión y la permeabilidad del macizo rocoso, a razón de un incremento en la velocidad de aproximadamente 1000 m/s por la reducción en la permeabilidad del material de 10 m/s. De igual manera otros autores tal como Hudson (2000), plantean una relación de permeabilidad entre la matriz rocosa y el macizo a razón de 1:10000, por lo cual se establece para la matriz rocosa una relación entre la velocidad de propagación y la permeabilidad del material, una equivalencia en la cual, para velocidades mayores a 1000 m/s se obtendrán permeabilidades inferiores a  $10^{-8}$  m/s.

Como resultado del trabajo experimental y los planteamientos realizados por Hudson et al. (1980) y Barton et al. (2006), se presenta en la tabla 3.4, un resumen de los rangos de permeabilidad de algunas rocas sedimentarias tanto a nivel de roca intacta como del macizo rocoso, relacionadas de forma conjunta con la medición de una propiedad dinámica como es el caso de la velocidad de onda compresiva.

La profundidad a la cual se ejecuta la prueba de permeabilidad es otro factor a tener en cuenta; dado que a medida que se incrementa la profundidad de ejecución del ensayo el grado de meteorización disminuye, claro está que las propiedades mecánicas del material en profundidad presentan una menor variación que la presente en los estratos superficiales, tomando una tendencia más estable, prueba de ello es que entre 20 m a 50 m se presenta la misma reducción en magnitud del gradiente de permeabilidad, que la que se presenta entre 100 m a 900 m.

Tabla 3.4 Velocidad de propagación de las ondas longitudinales y rangos de permeabilidad en rocas sedimentarias.

(González et al, 2004 y Barton et al, 2006).

Roca Sana	Velocidad de Propagación de las Ondas Vp (m/s)	Permeabilidad Macizo Rocoso K (m/s)	Permeabilidad Matriz Rocosa K (m/s)
Arenisca	1400-4200	$10^{-5} - 10^{-8}$	$10^{-9} - 10^{-12}$
Caliza	2500-6000	$10^{-6} - 10^{-10}$	$10^{-10} - 10^{-14}$
Conglomerado	2500-5000	$10^{-6} - 10^{-9}$	$10^{-10} - 10^{-13}$
Cuarcita	5000-6500	$10^{-9} - 10^{-10}$	$10^{-13} - 10^{-14}$
Dolomía	5000-6000	$10^{-9} - 10^{-10}$	$10^{-13} - 10^{-14}$
Lutita	1400-3000	$10^{-5} - 10^{-7}$	$10^{-9} - 10^{-11}$
Pizarra	3500-5000	$10^{-7} - 10^{-9}$	$10^{-11} - 10^{-13}$
Sal	4500-6000	$10^{-8} - 10^{-10}$	$10^{-12} - 10^{-14}$

Teniendo en cuenta que la base del estudio del comportamiento viscoso y la propagación de ondas en un elemento se centra esencialmente en el análisis de la matriz rocosa, Oldecop y Alonso (2001) centraron su atención específicamente en el comportamiento viscoso enfocado esencialmente a materiales granulares en condición de saturación constante, definiendo que la función de fluencia para este tipo de materiales está dada por:

$$f(J_1, J_{2D}, S) = 3J_{2D} - \frac{1}{9}M^2(S)(J_1 + 3k_S S)[3p_0(S) - J_1] = 0 \quad (3.17)$$

y la función de potencial

$$G_P(J_1, J_{2D}, S) = 3J_{2D} - \frac{1}{9}\alpha M^2(S)(J_1 + 3k_S S)[3p_0(S) - J_1] = 0 \quad (3.18)$$

Los índices de deformación totales se determinan como la suma de las componentes elásticas, viscoplásticas y de fluencia.

$$\dot{\varepsilon} = \dot{\varepsilon}^e + \dot{\varepsilon}^{vp} + \dot{\varepsilon}^c \quad (3.19)$$

$$\text{Con } \dot{\varepsilon}^{vp} = \Gamma \langle \phi(f) \rangle \frac{\partial G}{\partial \sigma} \quad (3.20)$$

y la función de flujo definida por  $\langle \phi(f) \rangle = \phi(f)$  si  $f > 0$  ó  $0$  si  $f < 0$

$$\phi(f) = \left[ \frac{f}{f_0} \right]^N \quad (3.21)$$

Las deformaciones totales hasta el rango viscoplástico se expresan como una variable dependiente del tiempo, dado los cambios de tensión que se desarrollan a lo largo de este:

$$\Delta \varepsilon = \Delta \varepsilon^e + \Delta \varepsilon^p = \Delta \varepsilon^e + \Delta t \dot{\varepsilon}^{vp} \quad (3.22)$$

$$\Delta \varepsilon = D_c^{-1} \Delta \sigma + \Delta t \left[ \Gamma \langle \phi(f) \rangle \frac{\partial G}{\partial \sigma} \right]^{k+\theta} \quad (3.23)$$

$$\Delta \varepsilon = D_c^{-1} \Delta \sigma + \left[ \frac{\partial G}{\partial \sigma} \right]^{k+\theta} \quad (3.24)$$

Donde,

$$\Delta t = t^{k+1} - t^k \quad (3.25)$$

es el intervalo de tiempo para el cual se calcula el incremento de deformación, el exponente  $k + \theta$  indica que el índice de deformación viscoplástica se calcula en un tiempo definido como

$$t^{k+\theta} = t^k(1 - \theta) + t^{k+1}\theta \quad (3.26)$$

Según Ortega (2008), la componente de la fluencia es un factor que depende del fenómeno de succión. La variabilidad de ésta se aprecia en la superficie de fluencia representada en la figura 3.7.

En condiciones del estado general de tensiones, el índice de fluencia será determinado por la expresión,

$$\dot{\varepsilon}^c = \frac{1}{2\eta_d} (\sigma - pI) + \frac{1}{3\eta_v} pI \quad (3.27)$$

Dónde:

I, la matriz identidad

$\eta_v$ , coeficiente de viscosidad para la fluencia volumétrica

$\eta_d$ , el correspondiente coeficiente para la fluencia desviadora viscoelástica equivalente a una fracción de  $\eta_v$

$p$ , carga aplicada

$J_1$ , primer invariante del tensor de tensiones

$J_{2D}$ , segundo invariante del tensor de tensiones desviadoras

$M(S)$ , variación de la pendiente del estado crítico entre la condición seca y la saturada

$$M(S) = M_{seco} - (M_{seco} - M_{sat}) \left[ \frac{M_{sat}}{M_{seco}} \right]^{S/10} \quad (3.28)$$

$p_S(S)$ , resistencia real no lineal desarrollada

$$p_S(S) = k_S S \quad (3.29)$$

$k_S$ , coeficiente de rigidez de expansión

$p_0(S)$ , tensiones de fluencia en estado seco

$\dot{\epsilon}^e$ , componente de deformación elástica

$\dot{\epsilon}^{vp}$ , componente de deformación viscoplástica

$\dot{\epsilon}^c$ , componente de deformación de fluencia

$D_c^{-1}$ , tensor de rigidez elástica secante

$\Gamma$ , parámetro viscoplástico del fluido.

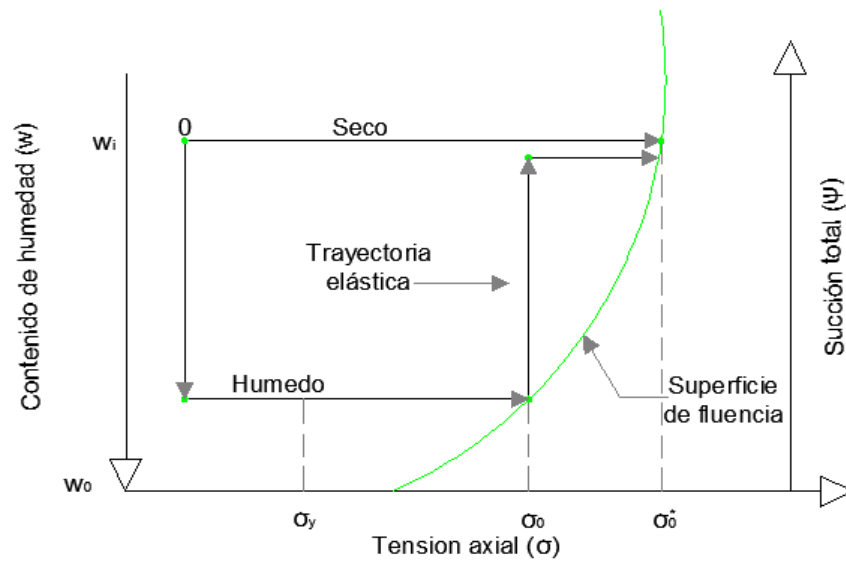


Figura 3.7 Superficie de fluencia en el espacio tensión – humedad o tensión – succión total (Ortega E, 2008).

### 3.4.2 Fuerzas y mecanismos de deformación de las rocas sedimentarias detríticas.

De acuerdo con su génesis y los estados cinéticos de la teoría de la elasticidad, se contemplan dos tipos de fuerzas aplicables a la roca, las dirigidas y las no dirigidas. Las dirigidas o de superficie, pueden ser de tensión, compresión y cizalladura, el fenómeno de la torsión es un caso particular de la cizalladura en tres dimensiones. Las no dirigidas son las fuerzas de gravedad o de volumen (presión confinante) sea esta litostática o hidrostática y todas aquellas asociadas a la misma, que actúan sobre cada partícula elemental de la masa.

Cuando se realizan pruebas de carga y medición de deformaciones para el respectivo esfuerzo generado, en una muestra de roca detrítica, se puede observar antes de alcanzar la resistencia máxima, que el material presenta un comportamiento lineal-elástico en algunos casos en los cuales la deformación generada es proporcional al esfuerzo aplicado, cumpliendo la relación:

$$E_i = \frac{\sigma_n}{\varepsilon^e} \quad (3.30)$$

### 3.4.2.1 Movimientos intergranulares.

Los desplazamientos entre granos minerales son función del tamaño de los granos, de su forma cristalina y de su grado de consolidación y cementación. El acomodamiento de las partículas de un material granular fino puede ser altamente inestable, dado que al generarse el desplazamiento de las mismas hacia una posición de equilibrio más estable, producen grandes asentamiento y reducción de la porosidad.

El área de contacto entre dos partículas está sometida a la acción de una fuerza normal ( $N$ ) y una tangencial ( $T$ ), las cuales al ser superiores a la resistencia a la fricción del contacto generan los desplazamientos intergranulares. Dependiendo la magnitud de  $N$ , el comportamiento del área de contacto seguirá una tendencia de tipo elástico o en su defecto de tipo plástico (Alberro, 1992).

### 3.4.2.2 Movimientos intragranulares.

Se asocian a la deformación interna de la red cristalina, con las que se provocan microfracturas a favor de las cuales se produce el desplazamiento de las caras contiguas de los minerales.

Generalmente los movimientos intragranulares se encuentran asociados a materiales de comportamiento frágil, pero no necesariamente este debe ser un factor excluyente, dado que algunos materiales dúctiles pueden presentar este tipo de desplazamientos ante sollicitaciones tensionales altas, altas velocidades de deformación y temperaturas extremadamente bajas.

### 3.4.2.3 Deformación elástica.

El rango de deformación elástica para un contacto intergranular está definido por el índice de plastificación ( $\Gamma_P$ ),

$$\Gamma_P = \frac{E'}{H_D} \left( \frac{d}{\rho} \right)^{0.5} \quad (3.31)$$

Dónde:

$d$ , desviación estándar de la altura de las asperezas

$\rho$ , radio de curvatura de la cúspide de las asperezas

$H_D$ , dureza del material de las asperezas  $\cong 5.1$  veces la cohesión

$E'$ , módulo de corte de las asperezas ( $\frac{E_i}{2(1-\nu^2)}$ ); con  $E_i$  y  $\nu$  como las constantes elásticas del material de las asperezas. El cual puede variar entre cero e infinito, pero para efectos prácticos se ha definido un rango de aplicación de  $N$  para determinar el comportamiento, por lo cual se ha establecido que si  $\Gamma_p < 0.6$  el comportamiento del contacto esta dentro del rango elástico para presiones nominales aplicables hasta de  $50 \text{ kg/cm}^2$ . Adicionalmente para determinar la carga que es capaz de soportar la fricción de un contacto en el rango elástico se aplica el denominado coeficiente de fricción del contacto real ( $\mu$ ), el cual opera para el conjunto de ( $n$ ) contactos reales que conforman el contacto interparticular aparente:

$$\mu = \frac{\sum_1^n T_i}{\sum_1^n N_i} = \frac{1}{N} \sum_1^n (K_i N_i^{2/3}) \quad (3.32)$$

al asumir que todos los contactos reales de las asperezas son iguales tanto mecánica como geométricamente se llega a

$$T = \sum_1^n T_i; \quad T_i = K \left( n^{1/3} \right) N^{2/3} \quad (3.33)$$

$$K = \pi c \left[ \frac{3(1-\nu^2)}{4E_i} r \right]^{2/3} \quad (3.34)$$

de lo cual se evidencia que el coeficiente de fricción es inversamente proporcional a la fuerza normal a lo largo del rango de comportamiento elástico, influenciado directamente por la magnitud de las superficies rugosas (Alberro, 1992).

#### 3.4.2.4 Deformación plástica.

Son los pliegues producidos en las rocas que han sido sometidas a esfuerzos más allá de la zona elástica y antes del límite plástico.

$$\sigma_n = \frac{N}{\sum_1^n A_i} = \frac{c}{K} \left( \frac{N}{n} \right)^{1/3} \quad (3.35)$$

Cuando el esfuerzo aplicado alcanza el valor de  $(\pi c)$  el esfuerzo cortante máximo de todos los puntos de contacto intergranular es igual a la cohesión, con lo cual se llega al estado de equilibrio estático límite; generando a partir de este punto una mayor deformabilidad del contacto. En consecuencia para los subsecuentes incrementos de  $N_i$  se puede presentar bien sea que las zonas aledañas al contacto en consideración generen otros puntos reales de contacto capaces de absorber el incremento de  $N$  sin modificar la magnitud de  $(A_i)$ ; o por el contrario que los contactos reales aledaños al punto en mención, adsorban los incrementos de  $N_i$  hasta sobrepasar su condición elástica y por consiguiente adquiriendo una condición plástica (Alberro, 1992).

#### **3.4.2.5 Ruptura.**

Se define como la generación de fallas producidas en el material cuando los esfuerzos que se generan por la aplicación de una carga externa superan el límite plástico de este, durante la generación de los planos de falla las fuerzas cohesivas se reducen drásticamente, permaneciendo principalmente la resistencia friccional del material como tal.

#### **3.4.3 Matriz rocosa sedimentaria**

El término matriz rocosa corresponde a aquella porción de roca que contiene todas las propiedades y/o características de la roca de origen, sin presentarse en ella los aspectos de detrimento a nivel estructural que se encuentran en un elemento de una mayor escala; tales como diaclasas, fracturas, planos de estratificación, entre otros.

La matriz rocosa representa la roca en su estado inicial y a través de la evaluación de la misma se determina la resistencia que presenta ésta previo a ser afectada por los diferentes agentes externos, preservando así el concepto de isotropía del material y la continuidad de las propiedades mecánicas.

La clasificación para roca intacta propuesta por Deere y Miller (1966), correlaciona dos parámetros determinantes de las propiedades mecánicas de la roca; el módulo de elasticidad estático y el valor de resistencia a la compresión simple, para obtener de esta forma el módulo relativo de la matriz rocosa ( $M_{rel}$ ) como se indica en la figura 3.8, está relación

contempla que el rango de comportamiento elástico del material está determinado por el esfuerzo de rotura del material, multiplicado por una regla de flujo que esboza la isotropía de este.

$$M_{rel} = \frac{E_i}{\sigma_c} \quad (3.36)$$

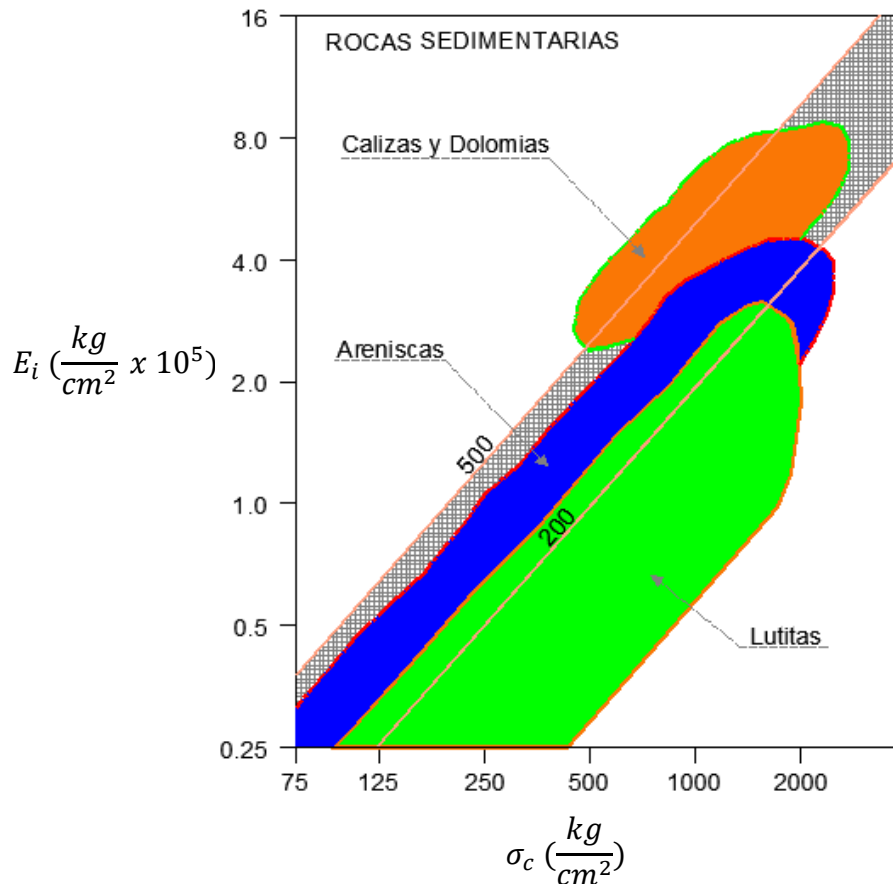


Figura 3.8 Caracterización de las rocas sedimentarias con base en el módulo relativo (González et al, 2004).

#### 3.4.4 Factores externos de plasticidad y rigidez de las rocas

Son aquellos factores externos actuantes en forma reiterativa que influyen el comportamiento mecánico de la roca, tales como: temperatura, presión confinante, contenido de agua y composición de la roca (Duque, 2003).

- **La temperatura.** El aumento en la temperatura le confiere a la roca propiedades plásticas, mientras que la disminución de la misma la hace rígida. En la figura 3.9 se

aprecia el incremento de la deformación de un elemento cuando éste es sometido a diferentes temperaturas manteniendo constante la presión de confinamiento ( $\sigma_3 = 500 \text{ Mpa}$ ), de tal forma que la roca presentará una respuesta elastoplástica.

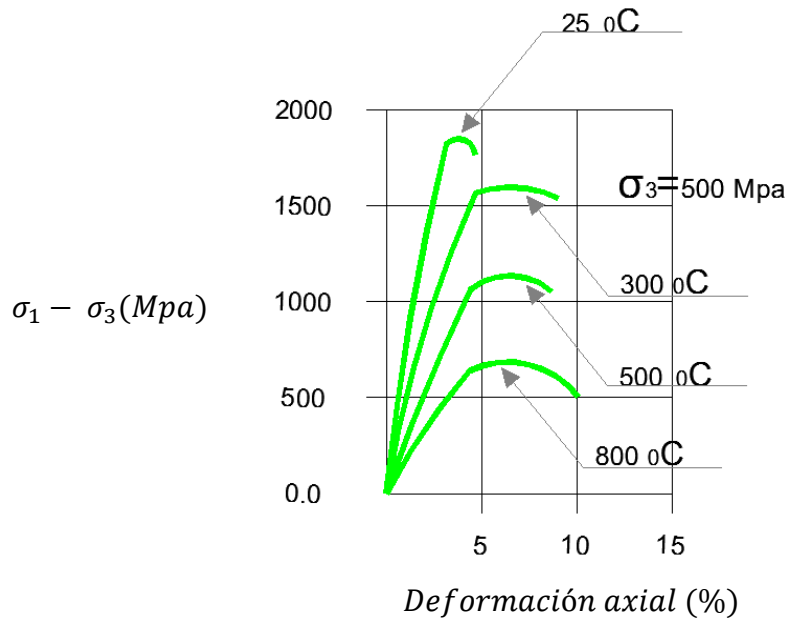


Figura 3.9 Efecto de la temperatura sobre la resistencia de la roca (Hürliman, 1999).

- **La presión confinante.** Con el incremento en la profundidad aumenta la presión confinante y las rocas que en la superficie son de comportamiento netamente rígido, en condiciones de presión confinante elevada pueden comportarse de forma plástica, con lo cual aumenta el esfuerzo de ruptura y se facilita la deformación dúctil del material tal como se ilustra en la figura 3.10.

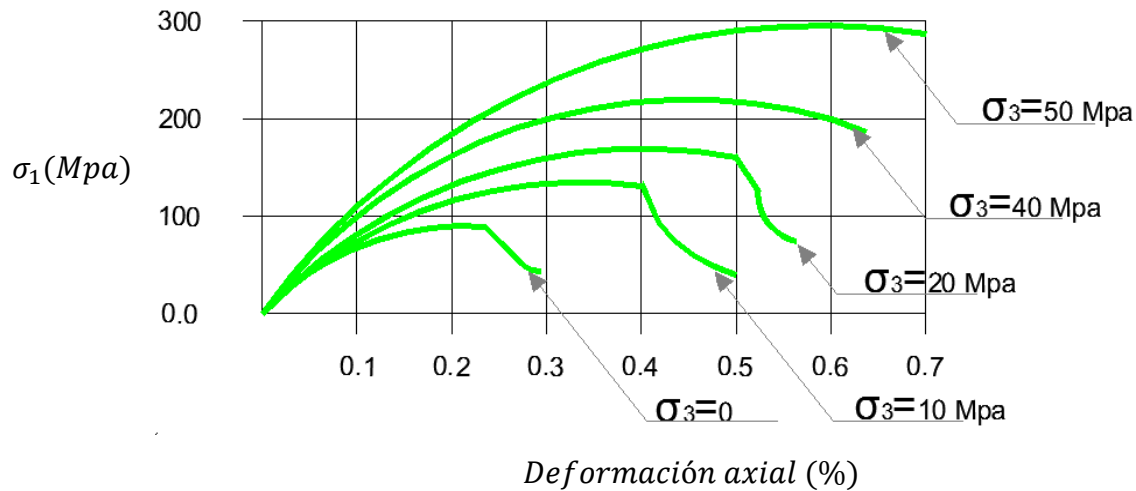


Figura 3.10 Efecto de la presión de confinamiento sobre la resistencia de la roca (Hürliman, 1999).

- Contenido de agua de la roca.** El aumento en la humedad del material disminuye la rigidez de la roca y consecuentemente aumenta su plasticidad. La presencia de fluidos dentro del cuerpo poroso del material aumenta el campo de deformación reduciendo la respuesta elástica y desplazando el límite de rotura a esfuerzos cada vez menores, el esquema de este comportamiento se representa en la figura 3.11.

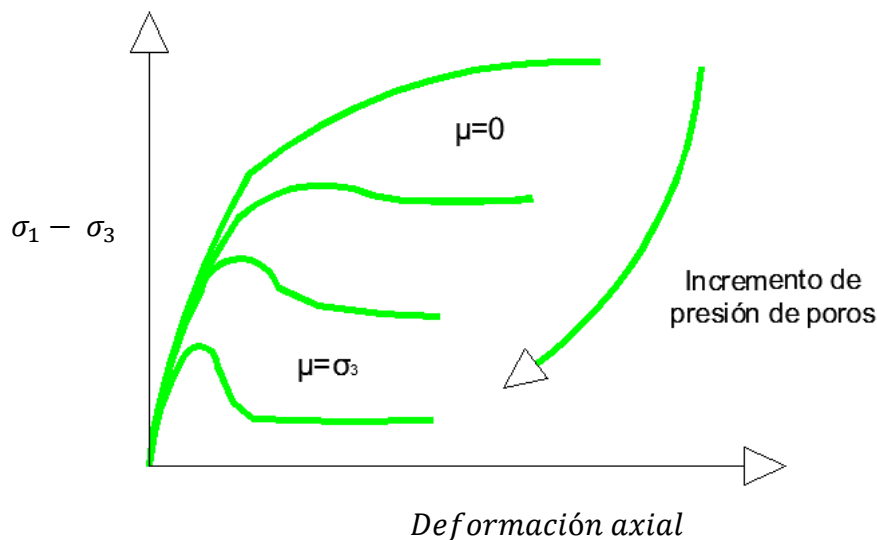


Figura 3.11 Efecto de la presión de poros sobre la resistencia de la roca (Hürliman, 1999).

- ✚ **Composición y estructura de la roca.** Este factor hace referencia a la isotropía o anisotropía del material. Por isotropía la roca puede ser competente y tener la capacidad de absorber esfuerzos elevados presentando deformaciones mínimas, por consiguiente el material presenta un comportamiento esencialmente rígido; si el material presenta una gran anisotropía reacciona de forma contraria, dado que si la fracción cementante presente en la roca no es capaz de aportarle la suficiente homogeneidad al material se presentarán deformaciones diferenciales elevadas expresando con esto un comportamiento esencialmente dúctil.

## 4 INVESTIGACIÓN DE CAMPO Y LABORATORIO

### 4.1 Localización del material de estudio

El sitio del proyecto está ubicado en el departamento de Santander, flanco occidental de la cordillera oriental de los Andes colombianos en el sitio donde se desarrollan las obras del proyecto hidroeléctrico Sogamoso. En la figura 4.1, se presenta el plano de localización de las perforaciones y los sitios donde se realizó la toma de muestras para llevar a cabo esta investigación. La unidad litológica presente en el lugar corresponde a la denominada formación Esmeralda, cuya edad geológica se sitúa entre los periodos terciario y cuaternario en la conformación del valle medio del río Magdalena; esta unidad litológica se encuentra constituida esencialmente por areniscas de grano fino a medio, de coloración gris claras a gris verdosa, de estratificación fina a laminada y limolita, con intercalaciones de shale gris oscuro, moteado de marrón, rojo y púrpura Ward et al. (1973).

### 4.2 Descripción estratigráfica del material de estudio

La formación Esmeralda corresponde a una formación superior del grupo chorro, con sección tipo expuesta en la parte occidental del cuadrángulo H-12 (Lebrija) presentando la siguiente descripción estratigráfica:

- Arenisca marrón clara, de grano fino, ligeramente micácea en capas de aproximadamente 1.2 m de espesor cada una, con intercalaciones de arcillolita gris a gris rojiza; espesor aproximado 4.8 m.
- Conglomerado gris claro con guijos de cuarzo blanco y arcillolita arenosa, espesor aproximado 1.1 m.
- Arcillolita gris verdosa y gris violeta, de consistencia blanda; espesor aproximado 67 m.
- Arenisca gris clara, de grano fino, de consistencia dura; espesor aproximado 3.2 m.
- Arenisca gris clara de grano fino, conglomerática con guijos de cuarzo blanco y chert; espesor aproximado 1.3 m.
- Arenisca gris y violeta de grano fino, arcillosa de consistencia ligeramente dura; espesor aproximado 2.8 m.
- Arcillolita gris verdosa y gris violeta, con concreciones de arcillolita arenosa y lentes de arenisca arcillosa, de consistencia blanda; espesor aproximado 15.4 m.

- Arcillolita gris, blanda, laminar, con arenisca gris amarillenta, friable, de grano medio, con estratificación cruzada en la base y en la mitad; espesor aproximado 27.6 m.
- Intervalo cubierto; espesor aproximado sin información 10.7 m.
- Arenisca gris amarillenta, friable, de grano medio, micácea con estratificación cruzada, de estratificación delgada a laminar, con intercalaciones de arcillolita; espesor aproximado 45.7 m.
- Intervalo cubierto; espesor aproximado sin información 91.8 m.
- Arenisca gris amarillenta, friable, de grano medio, micácea con estratificación cruzada, de estratificación delgada a masiva en la mitad, con intercalaciones de arcillolita gris en la mitad superior; espesor aproximado 46 m.
- Intervalo cubierto; espesor aproximado sin información 127.6 m.
- Arenisca marrón amarillenta, friable, de grano medio a grueso, arcillosa, micácea, con estratificación cruzada y de estratificación delgada, con intercalaciones de arcillolita gris laminar, en la parte superior; espesor aproximado 27.8 m.
- Intervalo cubierto; espesor aproximado sin información 117.5 m.
- Arenisca marrón amarillenta a gris amarillenta, friable, de grano medio a fino, arcillosa, micácea, con estratificación cruzada en capas de 0.2 m a 0.8 m de grueso, con intercalaciones de arcillolita gris amarillenta; espesor aproximado 27.8 m.

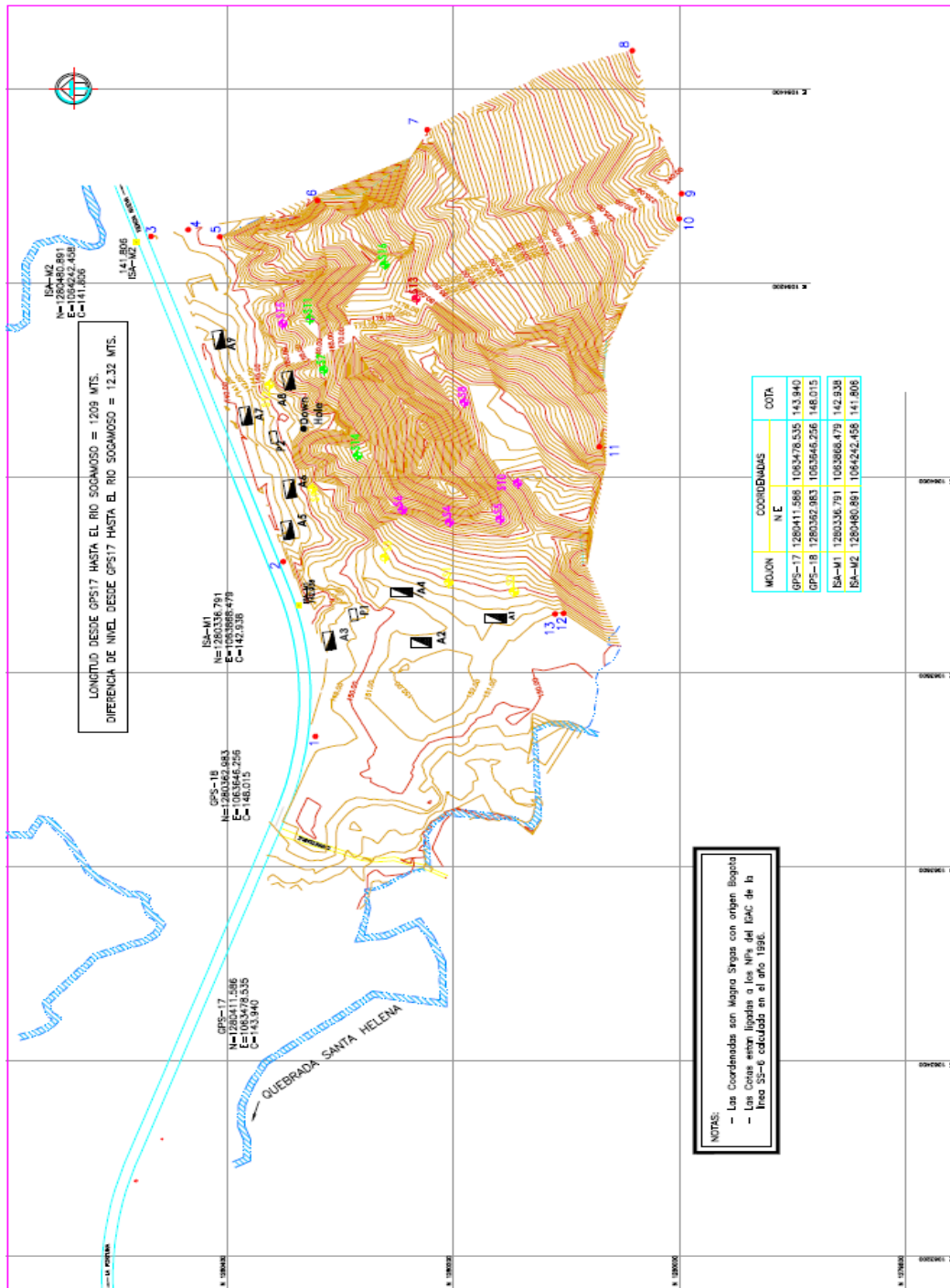


Figura 4.1 Plano de localización de las perforaciones

### **4.3 Sinopsis operacional - descripción del programa de pruebas**

Los ensayos mecánicos tienen por finalidad proveer información que permita predecir la respuesta de los materiales frente a diferentes sollicitaciones. La metodología implementada para la obtención de datos a partir de las muestras representativas utilizadas en la presente investigación, toma como punto de referencia los lineamientos planteados por las normas ASTM D 4543-08 que estandariza el método de preparación para elaborar las muestras a ser ensayadas, la NTC 722 la cual hace referencia al ensayo de tracción indirecta, la ASTM D 2938-95 que rige la ejecución del ensayo de compresión no confinada y la ASTM D 2845-95 que aplica para la ejecución del ensayo de pulso ultrasónico. Estas describen en forma estandarizada los procedimientos y aspectos a tener en cuenta al ejecutar los ensayos pertinentes para determinar las diferentes propiedades geomecánicas del material de interés.

Se consideró que los ensayos en referencia eran los adecuados para obtener la información base al momento de plantear los diferentes aspectos del modelo a desarrollar (módulo de deformación, esfuerzo generado, respuesta del material, entre otros), dado que proporcionan propiedades estáticas y dinámicas del material, las cuales podrían ser correlacionables en alguna medida para llegar a obtener el comportamiento esfuerzo-deformación de la matriz rocosa, con base en una simulación numérica que tuviera implícita las principales propiedades mecánicas del material ensayado.

#### **4.3.1 Ensayo de compresión uniaxial**

##### **4.3.1.1 Descripción del ensayo**

El ensayo consiste en someter un núcleo de roca sin confinamiento lateral a incrementos continuos de carga axial, mediante deformación controlada, hasta alcanzar el punto de rotura del material. Para garantizar la confiabilidad de las pruebas realizadas para este proyecto se verificaron las siguientes consideraciones sobre las muestras:

- Que la muestra fuera un cilindro uniforme con tolerancia en su forma entre el punto medio y sus extremos de 0.1 mm.

- Que los cortes de enrase fueran paralelos entre si y perpendiculares al eje longitudinal.
- Se verificó el cumplimiento de homogeneidad de las muestras a ensayar, con el fin de poder establecer un promedio de las propiedades del material.
- Se verificó que las muestras cumplieran la relación de esbeltez entre 2 a 2.5 veces con un diámetro mínimo de 47 mm.
- Se confirmó la exigencia que el diámetro de la muestra fuera al menos 10 veces mayor que el mayor tamaño de grano.
- Las condiciones de humedad de la muestra en el momento de realizar el ensayo, deben representar lo más fehacientemente posible las condiciones presentes en campo, dado que el porcentaje de humedad del material tiene un efecto significativo en los resultados de resistencia del material.

Factores tales como el tamaño y forma de la muestra son determinantes a la hora de evaluar la resistencia del material, dado que la distribución de esfuerzos en el espécimen durante la ejecución del ensayo varía de acuerdo a la geometría del mismo. Así por ejemplo al ejecutar el ensayo con una muestra de mayor tamaño a la recomendada, se presenta una resistencia a la rotura menor que la que se obtendría para una muestra estándar, producto esto de la relación inversamente proporcional existente entre el esfuerzo y el volumen. De la misma forma aplica para relaciones de esbeltez diferentes a la recomendada, dado que a mayor esbeltez, menor resistencia de la muestra, producto del pandeo y la microfisuración se ha comprobado que el rango de generación de la microfisuración se presenta entre el 50% y 95% de la resistencia a la compresión uniaxial.

#### **4.3.1.2 Aplicación**

La resistencia a la compresión no confinada de la matriz rocosa tiene como finalidad principal determinar la capacidad de carga última del material en un estado de desconfinamiento total, previo a ser afectado este por la acción de los agentes externos durante el proceso de meteorización. Es de resaltar que los valores determinados, representan una condición idealizada de la calidad del material, dado que no se reflejan

aspectos presentes a gran escala tales como: discontinuidades, fallas, heterogeneidad, entre otros.

#### **4.3.1.3 Equipos**

El dispositivo de carga utilizado en la realización del ensayo está conformado por una prensa hidráulica con suficiente capacidad para aplicar carga a una rata constante de manera controlada, un marco de prueba universal y transductores de desplazamiento ó deformímetros con sensibilidad de centésimas de milímetro.

Para transmitir la carga axial se utilizaron dos discos de acero colocados en los extremos de la muestra, los cuales se verificó que no se desviaran del plano por más de 0.0125 mm durante la ejecución del ensayo. Los discos implementados no excedían en tamaño 1.1 veces el diámetro de la muestra y su espesor era menor a 1.5 veces el diámetro. Uno de los discos poseía una articulación de asiento esférico, y el otro era un plano rígido, esto con el fin de facilitar la colocación de la muestra y una correcta distribución de la carga aplicada.

#### **4.3.1.4 Procedimiento**

Para la prueba se coloca la muestra en posición vertical en el equipo y se le aplica una carga inicial aproximadamente de 100 N, con el fin de proveerle al dispositivo de carga un asiento para las partes del equipo. Una vez realizado esto se lleva a cero el indicador de deformación y se inicia la aplicación de carga a una rata constante, teniendo en cuenta de no permitir que la velocidad de aplicación de la carga ó la de deformación axial se desvíe por más del 10% del intervalo de carga seleccionado. La velocidad de aplicación de la carga se escogió de tal manera que la falla se produjera en la muestra para un tiempo de ejecución del ensayo comprendido entre 2.0 a 15.0 minutos, teniendo en cuenta esta consideración la asociación internacional de mecánica de rocas (1979) recomienda rangos de aplicación entre 0.5 a 1.0 Mpa/s, esto con el fin de minimizar la influencia de la velocidad de aplicación dado que si realiza una aplicación de carga demasiado rápida, puede repercutir en una rotura de tipo violenta (propia de materiales frágiles) y por consiguiente en una sobrevaloración de la resistencia final del material.

Se considera que la falla se ha producido en el elemento cuando los valores de carga aplicada decrecen, y de forma simultánea se presenta un incremento en la deformación axial de la muestra.

### **4.3.2 Ensayo de pulso ultrasónico**

#### **4.3.2.1 Descripción del ensayo**

El ensayo del pulso ultrasonido consiste en determinar el tiempo de propagación de una onda determinada, P o S; al realizar el recorrido a través de una muestra específica. Por medio de este tiempo se puede determinar la velocidad de propagación de dicha onda dentro del material.

Para la determinación del tiempo de propagación de la onda, se coloca un ánodo en un extremo de la muestra y un cátodo en el extremo contrario, por determinación del impulso eléctrico se obtiene como resultado el dato requerido.

Las consideraciones a tener en cuenta de la muestra a evaluar se rigen por los mismos aspectos que los contemplados para el ensayo de carga uniaxial.

#### **4.3.2.2 Aplicación**

El ensayo provee datos útiles para determinar las constantes elásticas del material, tales como. Módulo de Young dinámico, módulo de corte dinámico y módulo de compresibilidad volumétrica, y adicionalmente permite evaluar el grado de anisotropía del material con base en la variabilidad de la velocidad de la onda. Las propiedades determinadas a partir de este método son influenciadas por aspectos tales como: la dirección de medición y el diámetro del transductor entre otros.

En general se ha identificado que el módulo de elasticidad dinámico evaluado por este procedimiento proporciona valores mucho más altos que los obtenidos a partir del ensayo de compresión uniaxial. Esto se debe a que, el valor de la carga que provoca el tren ondulatorio es de baja magnitud y alta velocidad, en consecuencia se genera en el material

una tendencia de comportamiento netamente elástico, significando que no se presenta degradación alguna del mismo.

#### **4.3.2.3 Equipos**

En la ejecución del ensayo se utiliza un generador de pulso de excitación electrónico con salida de voltaje entre 125 a 500 V y capacidad de generar frecuencias en un rango entre 24 a 500 kHz, este dispositivo se encargará de emitir la señal que se desplazará a través de la muestra de material.

También se requiere de un transductor que convierta el pulso eléctrico producido por el generador en un pulso mecánico y un receptor que reciba el pulso mecánico para retransmitirlo en forma de pulso electrónico al sistema de visualización y adquisición de datos, tanto el transductor como el receptor deben poseer un rango para lectura de frecuencia equivalente al emitido por el generador. Para la selección de estos dispositivos se debe tener en cuenta la temperatura ambiente, humedad relativa y tipo de impacto, dado que estas variables repercuten directamente en la sensibilidad de la medición.

#### **4.3.2.4 Procedimiento**

Previo a la ejecución de la prueba se procede a calibrar la sensibilidad del equipo, para lo cual se utiliza un elemento metálico que posee dimensiones similares a las requeridas para la muestra del ensayo de compresión uniaxial y del cual se conoce la velocidad de propagación de onda.

El ensayo consiste en colocar en los extremos de la muestra los transductores, de tal forma que el plano axial del elemento solo se desvíe como máximo un ángulo de  $2^\circ$  en relación con los mismos, para asegurar una mejor superficie de contacto y adherencia entre los transductores y la muestra, se aplica una capa de materia grasa con un espesor menor a 0.5 mm que tiene como finalidad reducir las oquedades presentes en el área de contacto entre los dos elementos.

Una vez se ha calibrado la sensibilidad del equipo, se procede a emitir la señal del pulso electromagnético y a realizar las mediciones de tiempo de viaje de este a través de la

muestra, para determinar velocidad de transmisión bien sea de las ondas de corte o de compresión.

### **4.3.3 Ensayo de tracción indirecta**

#### **4.3.3.1 Descripción del ensayo**

Este ensayo consiste en someter a compresión diametral una probeta cilíndrica con relación de esbeltez entre 0.4 y 0.5, a una carga uniforme a lo largo de dos líneas o generatrices opuestas hasta alcanzar la ruptura. El resultado de esta configuración de carga provoca esfuerzos de tracción relativamente uniforme en todo el diámetro del plano de carga vertical, generando que estos esfuerzos fatiguen la probeta y desencadenen la rotura en el plano diametral.

La probeta debe ser cargada a compresión según el plano diametral vertical de la misma. Como parte del dispositivo encargado de mantener centrada la carga aplicada a la muestra, existen dos elementos encargados de evitar la rotura local de la probeta durante la ejecución del ensayo; consistentes en una placa con capacidad para articular su movimiento y otra placa de apoyo netamente fija, que tienen como objetivo distribuir las tensiones de modo que estas no se alteren significativamente manteniendo un ancho de carga constante.

La velocidad de desplazamiento del sistema durante la aplicación de carga debe ser de aproximadamente 50.8 mm/min, aplicada de manera uniforme, al igual que la empleada por la prensa en el ensayo Marshall.

#### **4.3.3.2 Aplicación**

Cuando una probeta cilíndrica es sometida a compresión diametral desarrolla un estado de tensiones bidimensional en su interior. La carga aplicada a lo largo de dos generatrices diametralmente opuestas describe planos principales de tensiones, uno horizontal y otro vertical. En el plano vertical se produce una tensión variable de compresión y una tensión teóricamente uniforme de tracción.

El análisis de rotura de probetas cilíndricas sometidas a compresión diametral demuestra que la fisura inicial ocurre cuando la tensión horizontal de tracción desarrollada en el plano vertical de carga alcanza el valor de la resistencia a tracción del material, hecho por el cual este ensayo brinda una buena aproximación acerca de la determinación del valor de resistencia a la tracción del material evaluado.

#### **4.3.3.3 Equipos**

El dispositivo de carga utilizado en la realización del ensayo está conformado por una prensa hidráulica con capacidad para aplicar carga a una rata constante de manera controlada, adicionalmente se debe usar un marco de prueba universal y transductores de desplazamiento ó deformímetros con sensibilidad de centésimas de milímetro.

Para transmitir la carga axial se utilizan dos discos de acero colocados en los extremos de la muestra, los cuales no pueden desviarse del plano por más de 0.0125 mm durante la ejecución del ensayo, se implementan discos que no excedan en tamaño 1.1 veces el diámetro de la muestra y con un espesor menor a 1.5 veces el diámetro. Uno de los discos es una articulación de asiento esférico, y el otro un plano rígido, esto con el fin de facilitar la colocación de la muestra y una correcta distribución de la carga aplicada.

#### **4.3.3.4 Procedimiento**

El procedimiento del ensayo consiste en colocar inicialmente dos líneas diametrales en cada extremo de la muestra, asegurándose de que ambas queden en el mismo plano axial. Una vez marcadas la líneas guías, se coloca la muestra de tal manera que las líneas marcadas queden verticales y centradas, teniendo en cuenta que la proyección de las líneas marcadas deben interceptar el centro de la placa de apoyo superior.

Una vez se encuentre ubicada la muestra en el equipo se procede a aplicar carga a rata de velocidad constante entre 700 kPa/min a 1400 kPa/min de esfuerzo de tensión indirecta, hasta que se produzca la falla del elemento.

#### 4.4 Presentación de resultados experimentales

En este inciso se presentan los resultados de los ensayos efectuados. Los datos obtenidos se ordenaron en tablas y figuras de forma tal que permitan la apreciación directa entre su descripción y la representación gráfica.

El detalle del registro litológico de cada perforación se describe en las tablas 4.1 a la 4.10, y la relación esfuerzo deformación y su variación con la profundidad se ilustran en las gráficas que conforman las figuras 4.2 a la 4.11. El contenido de las tablas 4.1 a la 4.10 está conformado por: la profundidad a la que fue tomada la muestra, porcentaje de recuperación de la perforación, índice de calidad de la roca (RQD), tipo de roca y grado de meteorización, y adicionalmente la interpretación de las gráficas representadas en las figuras 4.2 a la 4.11 y su tendencia de comportamiento.

Los resultados del ensayo de tracción indirecta se presentan en la tabla 4.11 y los datos de propiedades índices relacionados con el peso unitario de roca y la porosidad en porcentaje se presentan en la tabla 4.12 a la 4.19, los resultados del ensayo de pulso ultrasónico y los parámetros obtenidos de estos: velocidad de la onda longitudinal, velocidad de la onda de corte, módulo de elasticidad dinámico y módulo de corte dinámico se muestran en las tablas 4.20 a la 4.27.

Con el fin de identificar la posible correlación entre las diferentes propiedades geomecánicas del material estudiado y la variación en la isotropía del material, se graficó el módulo tangente inicial con la profundidad a la que fue obtenida la muestra, cuyos resultados se ilustran en la figura 4.12; de esta relación se evidenció que no existe una tendencia correlacionable entre el módulo de rigidez estático y la variación de la profundidad, significando que la carga litostática que se puede producir en 10 metros de profundidad no modifica la rigidez de las muestras de las areniscas, lodolitas y grauwacas estudiadas en esta investigación.

Tabla 4.1 Registro litológico de la perforación down hole, profundidad 8 m – 9.6 m.

<b>Profundidad (m)</b>	8 - 9.6
<b>Recuperación (m)</b>	0.84
<b>RQD</b>	0.48
<b>Descripción</b>	Arenisca de grano medio medianamente meteorizada
<b>Análisis</b>	*Deformaciones unitarias iniciales < 0.05%. *Tendencia de comportamiento viscoelástico. *Carga de rotura entre 20 Mpa y 12.3 Mpa.
<b>Conclusiones</b>	*El material no presenta una zona inicial de endurecimiento por reacondamamiento de partículas, esbozando por el contrario un comportamiento primordialmente viscoelástico.  *La relación esfuerzo-deformación que presentan las muestras, representan un material de comportamiento esencialmente dúctil, dado que no se presentan módulos tangentes iniciales de gran magnitud ni rotura súbita.

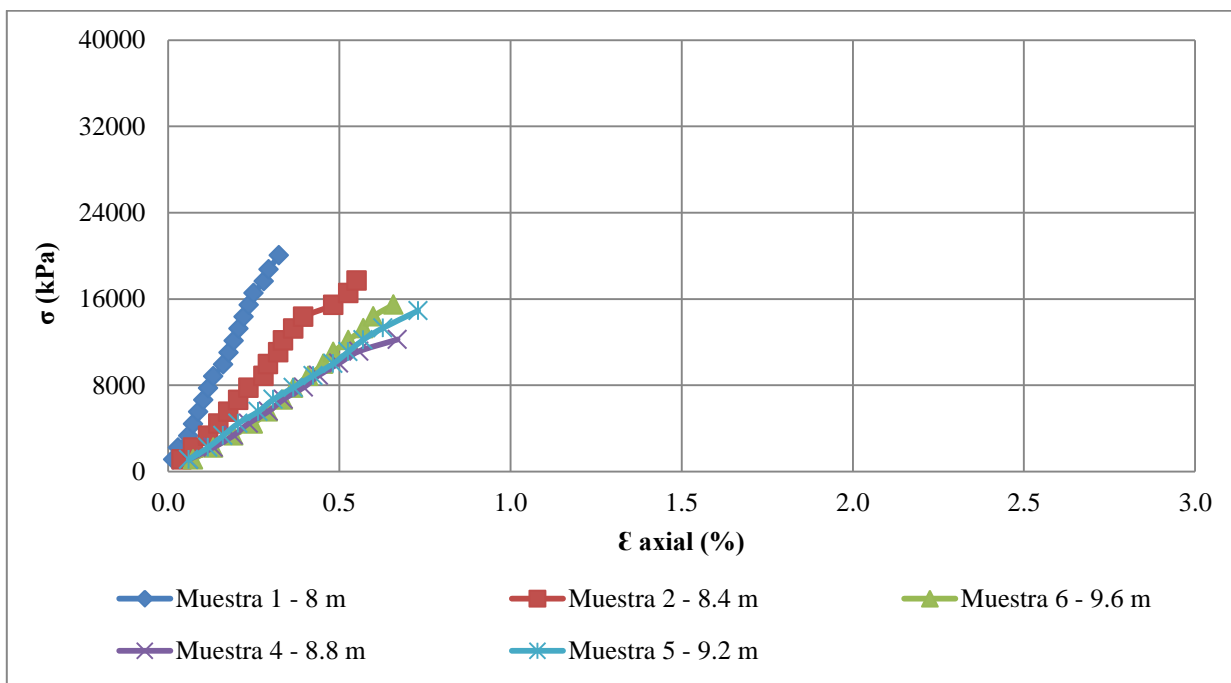


Figura 4.2 Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo (areniscas), profundidad 8 m – 9.6 m.

Tabla 4.2 Registro litológico de la perforación down hole, profundidad 9.6 m – 10.8 m.

<b>Profundidad (m)</b>	9.6 - 10.8
<b>Recuperación (m)</b>	0.67
<b>RQD</b>	0.52
<b>Descripción</b>	Arenisca de grano medio a fino con intercalaciones de lodolitas, medianamente meteorizada
<b>Análisis</b>	*Deformaciones unitarias iniciales entre 0.06% y 0.10%.  *Tendencia de comportamiento hiperbólico y viscoelástico.  *Carga de rotura entre 11.8 Mpa y 13.6 Mpa.
<b>Conclusiones</b>	*El material presenta una zona inicial de endurecimiento por acomodamiento de partículas, posteriormente asumen una tendencia de comportamiento viscoelástica.  *La relación esfuerzo-deformación que presentan las muestras, representan un material de comportamiento esencialmente dúctil.  *Las muestras más superficiales presenta una mayor rigidez que las presentes a una profundidad mayor a 9.0m, producto esto de la homogeneidad del material, caso contrario a las intercalaciones presentes en este sector.

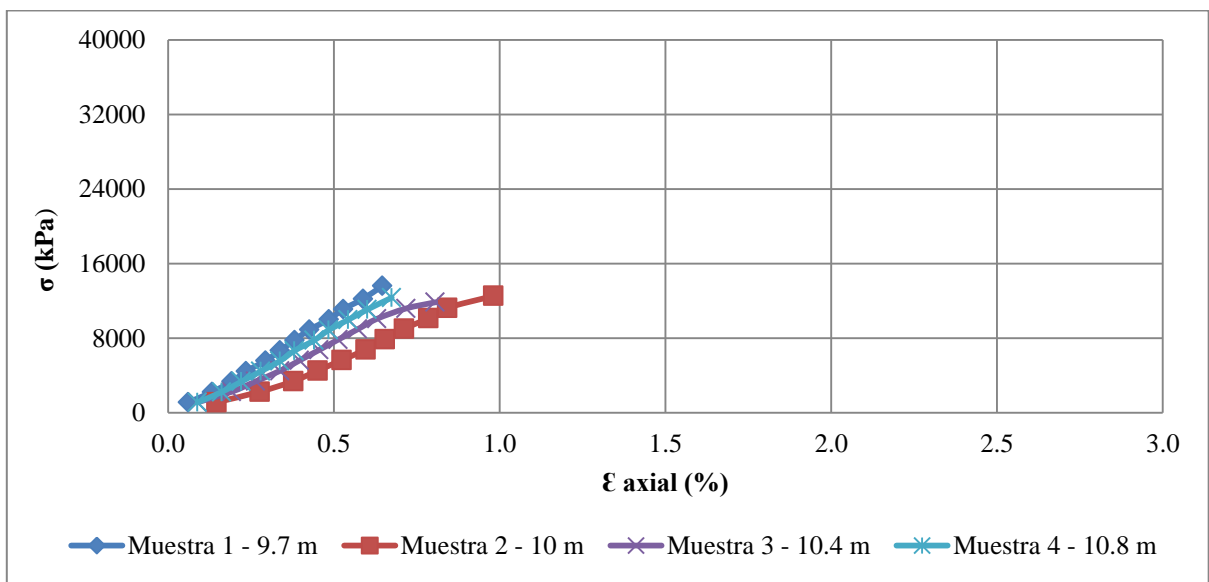


Figura 4.3 Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo (areniscas), profundidad 9.6 m – 10.8 m.

Tabla 4.3 Registro litológico de la perforación No 11, profundidad 13.2 m – 14.7 m.

<b>Profundidad (m)</b>	13.2 - 14.7
<b>Recuperación (m)</b>	0.97
<b>RQD</b>	0.73
<b>Descripción</b>	Intercalaciones de Arenisca de grano fino y lodolitas, medianamente meteorizada.
<b>Análisis</b>	*Deformaciones unitarias iniciales entre 0.15% y 0.2%. *Tendencia de comportamiento hiperbólico y viscoelástico. *Carga de rotura entre 10.8 Mpa y 14.8 Mpa.
<b>Conclusiones</b>	*El material presenta una zona inicial de endurecimiento por reacondamamiento de partículas, posteriormente asumen una tendencia de comportamiento primordialmente viscoelástica.  *La relación esfuerzo-deformación que presentan las muestras, representan un material de comportamiento esencialmente dúctil, dado que no se presentan módulos tangentes iniciales de gran magnitud ni rotura súbita.

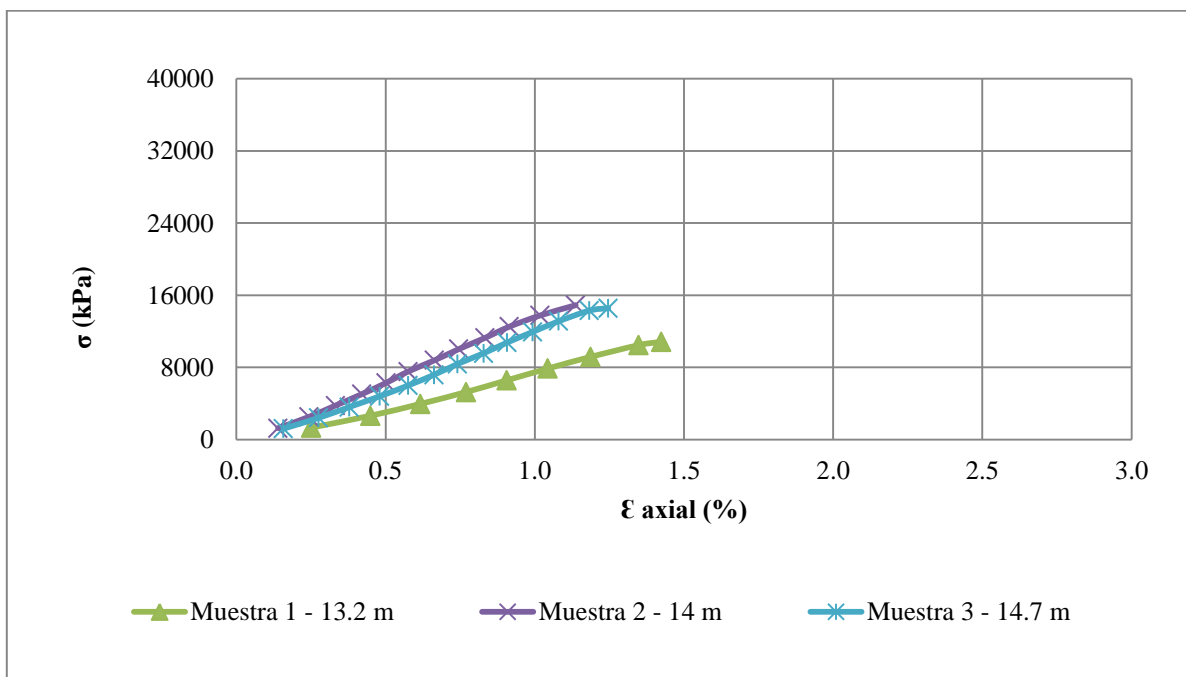


Figura 4.4 Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 13.2 m – 14.7 m.

Tabla 4.4 Registro litológico de la perforación No 11, profundidad 14.7 m – 16.3 m.

<b>Profundidad (m)</b>	14.7 - 16.3
<b>Recuperación (m)</b>	1.03
<b>RQD</b>	0.6
<b>Descripción</b>	Limolita con intercalaciones de lodolitas, medianamente meteorizada.
<b>Análisis</b>	*Deformaciones unitarias iniciales entre 0.21% y 0.23%. *Tendencia de comportamiento hiperbólico y viscoelástico. *Carga de rotura entre 10.3 Mpa y 18.6 Mpa.
<b>Conclusiones</b>	*el material presenta un comportamiento similar al tramo anterior, con variaciones tanto en rigidez como resistencia del orden del 20.0%; producto esto de la génesis de los materiales que conforma el tramo en mención (mayor rigidez con limolitas).

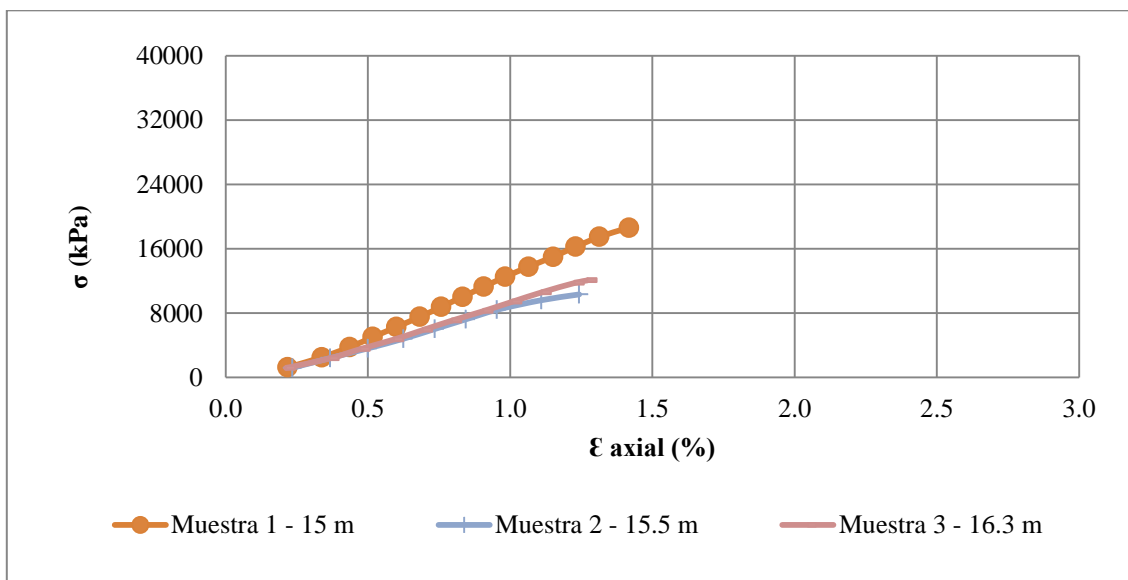


Figura 4.5 Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 14.7 m – 16.3 m.

Tabla 4.5 Registro litológico de la perforación No 11, profundidad 16.3 m – 17.5 m.

<b>Profundidad (m)</b>	16.3 - 17.5
<b>Recuperación (m)</b>	0.7
<b>RQD</b>	0.49
<b>Descripción</b>	Lodolita medianamente meteorizada.
<b>Análisis</b>	*Deformaciones unitarias iniciales entre 0.18% y 0.25%. *Tendencia de comportamiento hiperbólico y viscoelástico. *Carga de rotura entre 13 Mpa y 14.2 Mpa.
<b>Conclusiones</b>	*el material presenta un comportamiento similar a los tramos anteriores, con variaciones tanto en rigidez como resistencia del orden del 30%, producto esto de la conformación más débil de la lodolita; que a su vez se ve favorecido con la homogeneidad del material y permite mantener un rango similar de comportamiento.

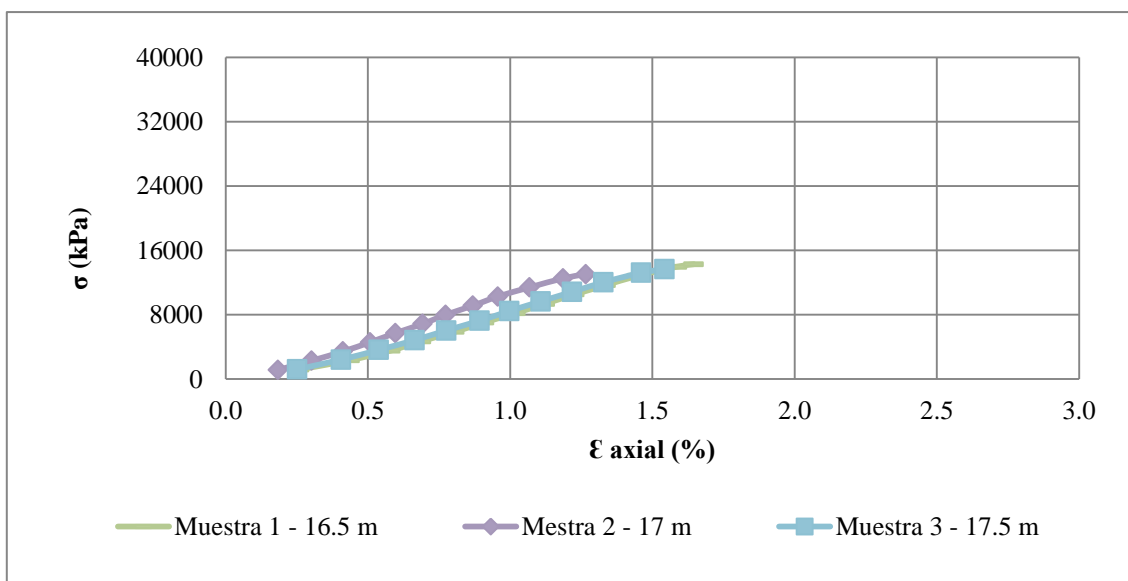


Figura 4.6 Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 16.3 m – 17.5 m.

Tabla 4.6 Registro litológico de la perforación No 11, profundidad 17.5 m – 19 m.

<b>Profundidad (m)</b>	17.5 - 19
<b>Recuperación (m)</b>	0.2
<b>RQD</b>	0
<b>Descripción</b>	Arenisca limosa de grano fino
<b>Análisis</b>	<p>*Deformaciones unitarias iniciales &lt;0.06%.</p> <p>*Tendencia de comportamiento viscoelástico para las muestras más superficiales, e hiperbólico y viscoelástico para las de mayor profundidad.</p> <p>*Carga de rotura entre 23.0 Mpa y 32.10 Mpa.</p>
<b>Conclusiones</b>	<p>*El material presente a una profundidad mayor a 18 m presenta una zona inicial de endurecimiento por acomodamiento de partículas, posteriormente asumen una tendencia de comportamiento primordialmente viscoelástica; para el material comprendido en este intervalo por encima de los 18 m, se evidencia una tendencia netamente viscoelástica. Se atribuye esta diferencia de comportamiento a un mayor contenido de fracción fina en las muestras más superficiales.</p> <p>*La relación esfuerzo-deformación que presentan las muestras, representan un material de comportamiento esencialmente dúctil.</p>

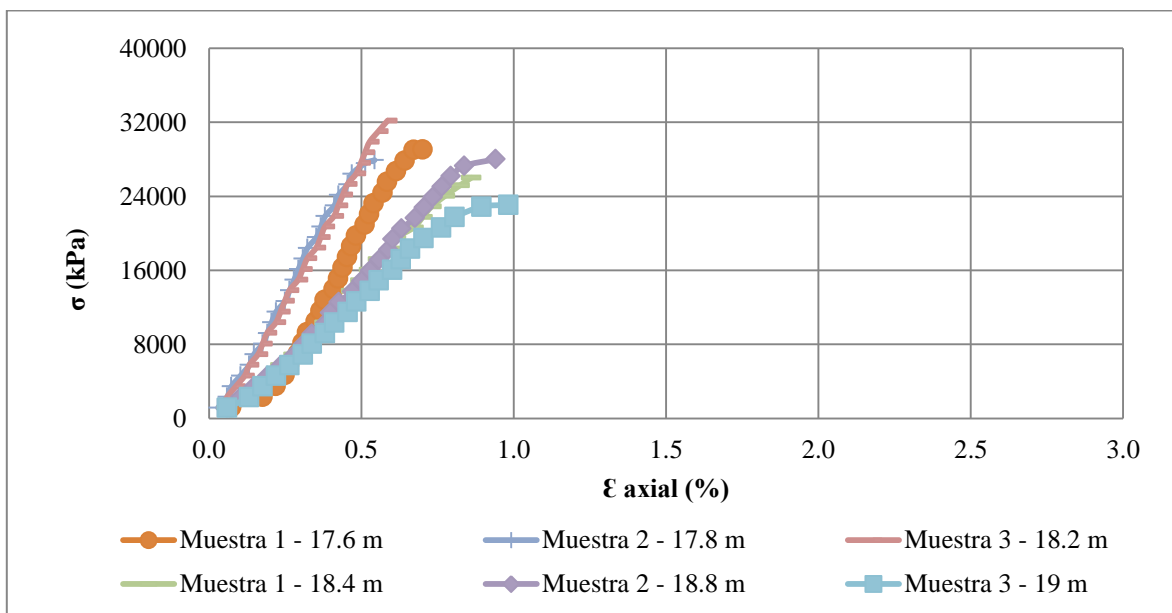


Figura 4.7 Resultados ensayo de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo (areniscas), profundidad 17.5 m – 19 m.

Tabla 4.7 Registro litológico de la perforación No 13, profundidad 11 m – 12.25 m.

<b>Profundidad (m)</b>	11 - 12.25
<b>Recuperación (m)</b>	0.99
<b>RQD</b>	0.61
<b>Descripción</b>	Limolita medianamente meteorizada con presencia de arcilla
<b>Análisis</b>	<p>*Deformaciones unitarias iniciales entre 0.30% y 0.67%.</p> <p>*Tendencia de comportamiento hiperbólico y viscoelástico.</p> <p>*Carga de rotura entre 10.7 Mpa y 17.6 Mpa.</p>
<b>Conclusiones</b>	<p>*El material presenta una zona inicial de endurecimiento por acomodamiento de partículas, posteriormente asumen una tendencia de comportamiento netamente viscoelástica.</p> <p>*La relación esfuerzo-deformación que presentan las muestras, representan un material de comportamiento esencialmente dúctil, dado que no se presentan módulos tangentes iniciales de gran magnitud ni rotura súbita.</p>

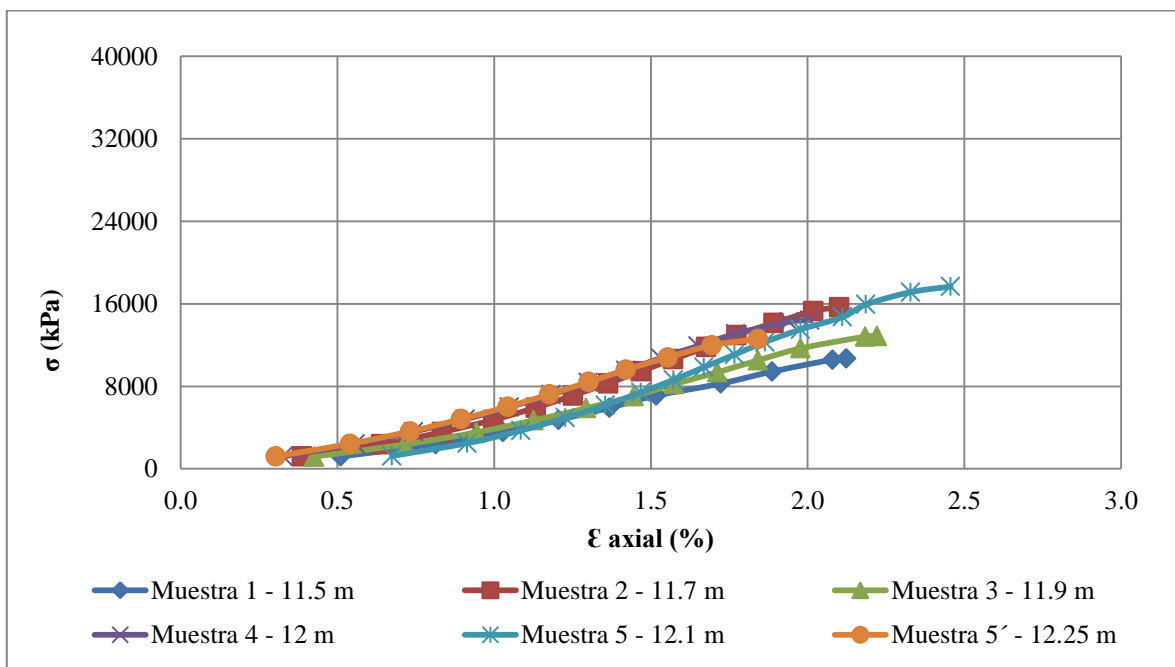


Figura 4.8 Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 11 m – 12.25 m.

Tabla 4.8 Registro litológico de la perforación No 13, profundidad 13.75 m – 16.5 m.

<b>Profundidad (m)</b>	13.75 - 16.5
<b>Recuperación (m)</b>	0.21
<b>RQD</b>	0
<b>Descripción</b>	Intercalaciones de lodolita y limolita, con presencia de granos fino a medio totalmente meteorizada
<b>Análisis</b>	<p>*Deformaciones unitarias iniciales &lt; 0.40%.</p> <p>*Tendencia de comportamiento hiperbólico y viscoelástico.</p> <p>*Carga de rotura 15.30 Mpa.</p>
<b>Conclusiones</b>	<p>*El material presenta una zona inicial de endurecimiento por acomodamiento de partículas, posteriormente asumen una tendencia de comportamiento viscoelástica esbozando aproximadamente en un 75% de este rango, una progresión lineal.</p> <p>*La relación esfuerzo-deformación que presentan las muestras, representan un material de comportamiento esencialmente dúctil.</p>

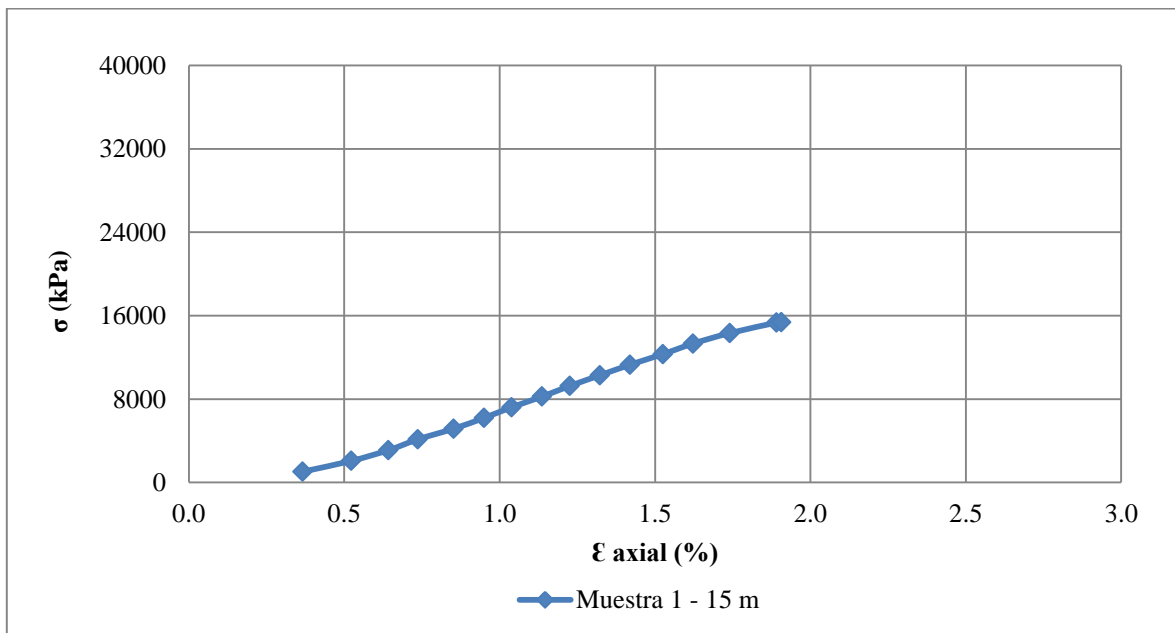


Figura 4.9 Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo (intercalaciones de lodolitas y limolitas), profundidad 13.75 m – 16.5 m.

Tabla 4.9 Registro litológico de la perforación No 13, profundidad 16.5 m – 18 m.

<b>Profundidad (m)</b>	16.5 - 18
<b>Recuperación (m)</b>	0.93
<b>RQD</b>	0.36
<b>Descripción</b>	Intercalaciones de grauwaca y limolita, moderada a altamente meteorizada
<b>Análisis</b>	<p>*Deformaciones unitarias iniciales &lt; 0.02%.</p> <p>*Tendencia de comportamiento viscoelástico.</p> <p>*Carga de rotura 20.2 Mpa.</p>
<b>Conclusiones</b>	<p>*El material no presenta una zona inicial de endurecimiento por reacondamamiento, esbozando por el contrario un comportamiento primordialmente seudoelástico y/o viscoelástico.</p> <p>*La relación esfuerzo-deformación que presentan las muestras, representan un material de comportamiento esencialmente dúctil.</p>

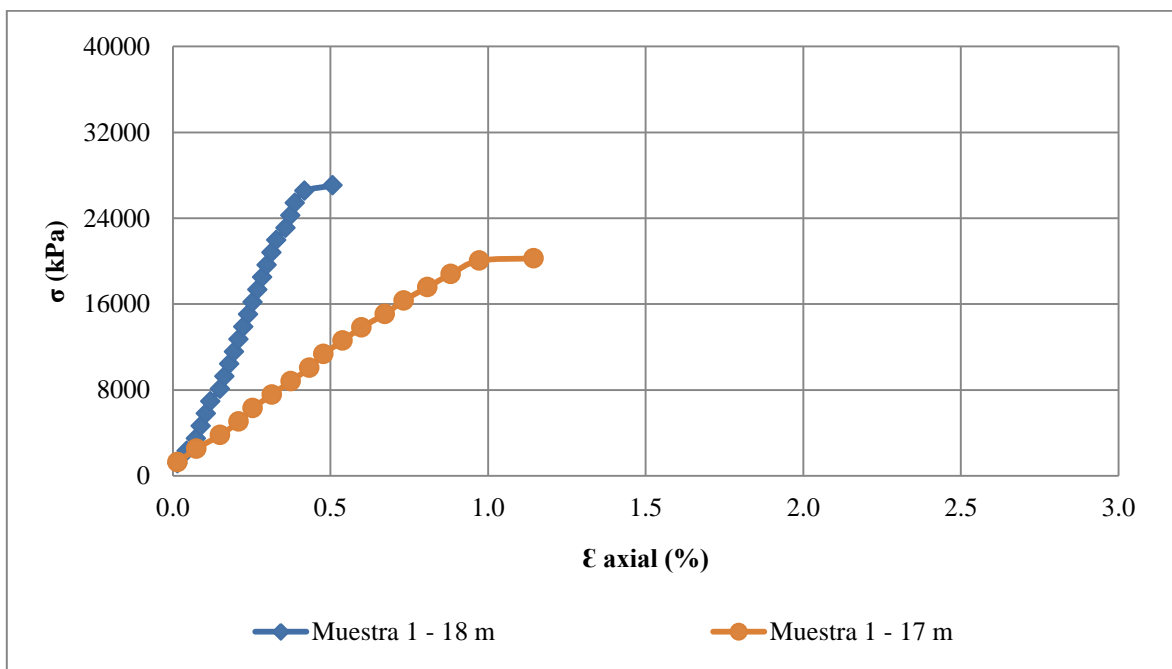


Figura 4.10 Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo intercalaciones de grauwucas y limolitas), profundidad 16.5 m – 18 m.

Tabla 4.10 Registro litológico de la perforación No 13, profundidad 18 m – 20.5 m.

<b>Profundidad (m)</b>	18 - 20.5
<b>Recuperación (m)</b>	0.76
<b>RQD</b>	0.36
<b>Descripción</b>	Intercalaciones de grauwaca y limolita, moderada a altamente meteorizada
<b>Análisis</b>	<p>*Deformaciones unitarias iniciales entre 0.015% y 0.36%.</p> <p>*Tendencia de comportamiento viscoelástico para las más superficiales e hiperbólico y viscoelástico para las de mayor profundidad.</p> <p>*Carga de rotura entre 9.9 Mpa y 27 Mpa.</p>
<b>Conclusiones</b>	<p>*El material presente a una profundidad mayor a 19 m presenta una zona inicial de endurecimiento por acomodamiento de partículas, posteriormente asumen una tendencia de comportamiento primordialmente viscoelástica; para el material comprendido en este intervalo por encima de los 19 m, se evidencia una tendencia netamente viscoelástica en la cual aproximadamente el 85% de este rango asume una progresión de tendencia lineal y propiedades de comportamiento de un material frágil. Se atribuye esta diferencia de comportamiento a un mayor contenido de fracción fina en las muestras más superficiales.</p> <p>*La relación esfuerzo-deformación que presentan las muestras para una profundidad mayor a 19 m, representan un material de comportamiento esencialmente dúctil.</p>

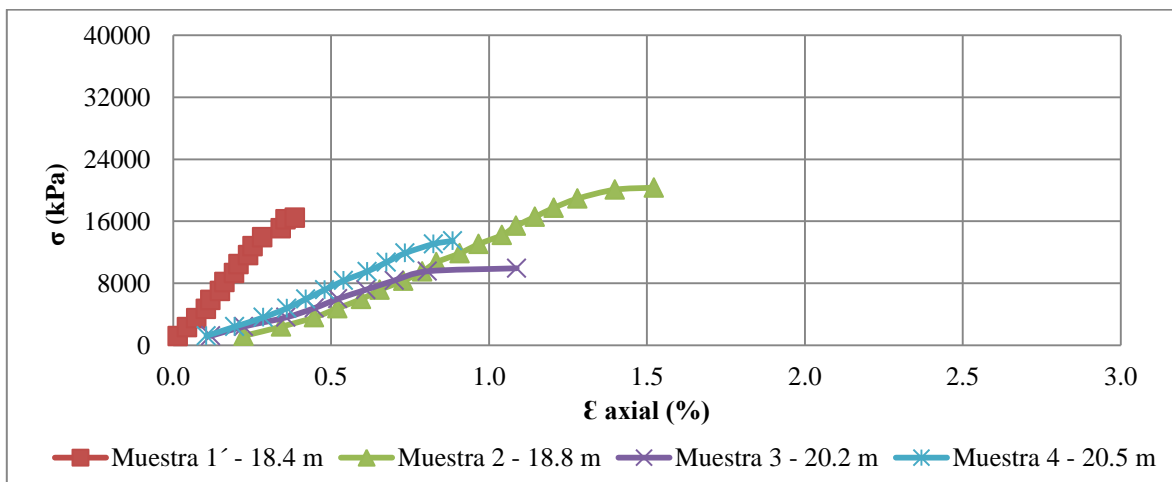


Figura 4.11 Resultados ensayos de compresión no confinada en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo intercalaciones de grauwucas y limolitas), profundidad 18 m – 20.5 m.

Tabla 4.11 Resultados ensayos de tracción indirecta en los testigos recuperados para proyecto investigativo.

<b>PERFORACIÓN DOWN HOLE</b>						
<b>Identificación</b>	<b>Profundidad (m)</b>	<b>Diámetro (cm)</b>	<b>Espesor (cm)</b>	<b>Carga (kN)</b>	<b>St (kN/m<sup>2</sup>)</b>	<b>St/<math>\sigma_{ci}</math></b>
Muestra # 1	8	4.74	2.178	3.6	2219.966	11.07%
Muestra # 2	8.4	4.74	2.22	2.6	1572.976	8.89%
Muestra # 3	8.5	4.78	1.942	2.6	1783.103	N/A
Muestra # 3	8.5	4.786	1.962	2.8	1898.307	N/A
<b>PERFORACIÓN No 11</b>						
<b>Identificación</b>	<b>Profundidad (m)</b>	<b>Diámetro (cm)</b>	<b>Espesor (cm)</b>	<b>Carga (kN)</b>	<b>St (kN/m<sup>2</sup>)</b>	<b>St/<math>\sigma_{ci}</math></b>
Muestra # 3	16.3	4.631	2.632	1.71	893.196	7.40%
Muestra # 1	16.5	4.6	2.007	2.17	1496.107	10.48%
Muestra # 2	17	4.613	2.242	2.67	1641.545	12.58%
Muestra # 1	18.4	4.653	1.425	1.86	1785.561	6.14%
Muestra # 2	18.8	4.695	2.627	3.95	2037.398	7.30%
Muestra # 3	19	4.685	2.609	4.72	2456.897	10.64%
<b>PERFORACION No 13</b>						
<b>Identificación</b>	<b>Profundidad (m)</b>	<b>Diámetro (cm)</b>	<b>Espesor (cm)</b>	<b>Carga (kN)</b>	<b>St (kN/m<sup>2</sup>)</b>	<b>St/<math>\sigma_{ci}</math></b>
Muestra # 1	11.5	4.560	2.123	2.36	1551.705	14.48%
Muestra # 1	11.5	4.569	2.641	2.86	1508.586	14.08%
Muestra # 1	15	4.493	2.902	1.93	940.308	6.11%
Muestra # 1	17	4.491	1.291	2.4	2634.376	13.00%
Muestra # 1	17	4.504	2.255	3.6	2256.846	11.14%
Muestra # 2	18.8	4.558	1.834	1.2	913.877	4.49%
Muestra # 3	20.2	4.660	1.991	2.5	1715.103	17.28%
Muestra # 4	20.5	4.683	2.363	2.6	1495.877	11.11%

Tabla 4.12 Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo, profundidad 8 m – 9.6 m.

<b>PERFORACION DOWN HOLE</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 4	Muestra # 5	Muestra # 6
<b>Profundidad (m)</b>	8	8.4	8.8	9.2	9.6
<b>Diámetro (cm)</b>	4.8	4.792	4.766	4.775	4.783
<b>Altura (cm)</b>	9.971	10.022	10.001	10.04	10.023
<b>Peso (gr)</b>	465.5	462.7	451.2	451.2	451
<b>W (%)</b>	2.216	2.216	2.216	2.216	2.216
<b><math>\gamma</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	25.308	25.113	24.809	24.615	24.57
<b><math>\gamma_s</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	26.42	26.42	26.42	26.42	26.42
<b><math>\gamma_d</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	24.747	24.556	24.259	24.07	24.025
<b><math>n_m</math> (%)</b>	4.516	5.255	6.4	7.13	7.302

Tabla 4.13 Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo, profundidad 9.7 m – 10.8 m.

<b>PERFORACION DOWN HOLE</b>				
<b>Identificación</b>	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 4
<b>Profundidad (m)</b>	9.7	10	10.4	10.8
<b>Diámetro (cm)</b>	4.792	4.735	4.752	4.779
<b>Altura (cm)</b>	10.022	10.092	10.003	9.999
<b>Peso (gr)</b>	425.3	424.1	400.3	413.9
<b>W (%)</b>	2.216	2.216	2.216	2.216
<b><math>\gamma</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	23.349	23.408	22.134	22.642
<b><math>\gamma_s</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	26.42	26.42	26.42	26.42
<b><math>\gamma_d</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	22.832	22.89	21.644	22.14
<b><math>n_m</math> (%)</b>	11.907	11.685	16.491	14.575

Tabla 4.14 Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 13.2 m – 15.5 m.

<b>PERFORACION No 11</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 1	Muestra # 2
<b>Profundidad (m)</b>	13.2	14	14.7	15	15.5
<b>Diámetro (cm)</b>	4.489	4.383	4.595	4.486	4.578
<b>Altura (cm)</b>	9.799	9.496	9.170	9.641	9.255
<b>Peso (gr)</b>	346.93	362.18	377.69	393.44	385.49
<b>W (%)</b>	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9
<b><math>\gamma</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	21.949	24.802	24.362	25.330	24.824
<b><math>\gamma_s</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	27.09	27.09	27.09	27.09	27.09
<b><math>\gamma_d</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	21.313	24.083	23.655	24.595	24.105
<b><math>n_m</math> (%)</b>	19.802	9.379	10.987	7.451	9.297

Tabla 4.15 Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 16.3 m – 17.6 m.

<b>PERFORACION No 11</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 3	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 1
<b>Profundidad (m)</b>	16.3	16.5	17	17.5	17.6
<b>Diámetro (cm)</b>	4.625	4.639	4.701	4.567	4.669
<b>Altura (cm)</b>	9.9	9.801	9.824	9.799	10.041
<b>Peso (gr)</b>	412.2	413.9	429.32	407.33	436.92
<b>W (%)</b>	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9
<b><math>\gamma</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	24.309	24.508	24.696	24.889	24.935
<b><math>\gamma_s</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	27.09	27.09	27.09	27.09	27.09
<b><math>\gamma_d</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	23.604	23.797	23.980	24.167	24.212
<b><math>n_m</math> (%)</b>	11.181	10.453	9.766	9.062	8.894

Tabla 4.16 Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 17.8 m – 19 m.

<b>PERFORACION No 11</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3
<b>Profundidad (m)</b>	17.8	18.2	18.4	18.8	19
<b>Diámetro (cm)</b>	4.695	4.693	4.698	4.711	4.697
<b>Altura (cm)</b>	10	10.023	10.038	9.978	10
<b>Peso (gr)</b>	437.82	444.4	431.03	430.18	423.36
<b>W (%)</b>	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9
<b><math>\gamma</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	24.805	25.141	24.300	24.260	23.965
<b><math>\gamma_s</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	27.09	27.09	27.09	27.09	27.09
<b><math>\gamma_d</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	24.086	24.412	23.596	23.557	23.271
<b><math>n_m</math> (%)</b>	9.368	8.141	11.212	11.358	12.435

Tabla 4.17 Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 11.5 m - 12.1 m.

<b>PERFORACION No 13</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 4	Muestra # 5
<b>Profundidad (m)</b>	11.5	11.7	11.9	12	12.1
<b>Diámetro (cm)</b>	4.603	4.605	4.623	4.585	4.508
<b>Altura (cm)</b>	9.777	9.708	9.506	9.729	9.66
<b>Peso (gr)</b>	393.13	393.02	387.54	391.77	382.54
<b>W (%)</b>	2.235	2.235	2.235	2.235	2.235
<b><math>\gamma</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	23.702	23.849	23.823	23.930	24.339
<b><math>\gamma_s</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	26.75	26.75	26.75	26.75	26.75
<b><math>\gamma_d</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	23.172	23.316	23.29	23.395	23.795
<b><math>n_m</math> (%)</b>	11.698	11.150	11.248	10.848	9.322

Tabla 4.18 Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 12.25 m - 18.4 m.

<b>PERFORACION No 13</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 5'	Muestra # 1	Muestra # 1	Muestra # 1	Muestra # 1'
<b>Profundidad (m)</b>	12.25	15	17	18	18.4
<b>Diámetro (cm)</b>	4.571	4.943	4.487	4.687	4.679
<b>Altura (cm)</b>	9.777	9.677	9.806	9.837	9.888
<b>Peso (gr)</b>	397.55	373.34	384.3	437.1	431.3
<b>W (%)</b>	2.235	2.235	2.235	2.235	2.235
<b><math>\gamma</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	24.312	19.721	24.317	25.262	24.889
<b><math>\gamma_s</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	26.75	26.75	26.75	26.75	26.75
<b><math>\gamma_d</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	23.769	19.28	23.774	24.697	24.333
<b><math>n_m</math> (%)</b>	9.424	26.53	9.406	5.887	7.275

Tabla 4.19 Resultados de ensayos de propiedades índice en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 18.4 m - 20.5 m.

<b>PERFORACION No 13</b>			
<b>Identificación</b>	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 4
<b>Profundidad (m)</b>	18.8	20.2	20.5
<b>Diámetro (cm)</b>	4.612	4.603	4.613
<b>Altura (cm)</b>	9.852	9.838	9.775
<b>Peso (gr)</b>	401.1	381	397
<b>W (%)</b>	2.235	2.235	2.235
<b><math>\gamma</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	23.907	22.827	23.842
<b><math>\gamma_s</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	26.75	26.75	26.75
<b><math>\gamma_d</math> (kN/m<sup>3</sup>)</b>	23.373	22.317	23.309
<b><math>n_m</math> (%)</b>	10.932	14.956	11.177

Tabla 4.20 Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo, profundidad 8 m – 9.6 m.

<b>PERFORACION DOWN HOLE</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 4	Muestra # 5	Muestra # 6
<b>Profundidad (m)</b>	8	8.4	8.8	9.2	9.6
<b>Tiempo (<math>\mu</math> s)</b>	48	35.17	48.37	61.4	54.23
<b>Altura (cm)</b>	9.971	10.022	10.001	10.04	10.023
$v_p$ (m/s)	3438.391	2849.858	2067.677	1635.179	1848.187
$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	25.308	25.113	24.809	24.615	24.57
$v_s$ (m/s)	1403.717	1163.450	844.126	667.559	754.519
$E_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	139630520	95179578	49497533	30714580	39165330
$G_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	49868042	33992706	17677690	10969492	13987618

Tabla 4.21 Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación down hole para proyecto investigativo, profundidad 9.7 m – 10.8 m.

<b>PERFORACION DOWN HOLE</b>				
<b>Identificación</b>	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 4
<b>Profundidad (m)</b>	9.7	10	10.4	10.8
<b>Tiempo (<math>\mu</math> s)</b>	53.13	64.40	67.33	62.93
<b>Altura (cm)</b>	10.022	10.092	10.003	9.999
$v_p$ (m/s)	1879.799	1567.081	1485.644	1588.771
$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	23.349	23.408	22.134	22.642
$v_s$ (m/s)	767.425	639.758	606.511	648.613
$E_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	38503791	26826164	22798335	26671563
$G_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	13751353	9580772	8142262	9525558

Tabla 4.22 Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 13.2 m – 15.5 m.

<b>PERFORACION No 11</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 1	Muestra # 2
<b>Profundidad (m)</b>	13.2	14	14.7	15	15.5
<b>Tiempo (<math>\mu</math> s)</b>	37.5	49.5	42.4	36.6	138.73
<b>Altura (cm)</b>	9.799	9.496	9.17	9.641	9.255
$v_p$ (m/s)	2612.978	1918.384	2162.736	2634.062	667.083
$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	21.949	24.802	24.362	25.330	24.824
$v_s$ (m/s)	1066.744	783.177	882.933	1075.351	272.336
$E_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	69935470	42595507	53177140	82014525	5155212
$G_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	24976953	15212681	18991835	29290901	1841147

Tabla 4.23 Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 16.3 m - 17.6 m.

<b>PERFORACION No 11</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 3	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 1
<b>Profundidad (m)</b>	16.3	16.5	17	17.5	17.6
<b>Tiempo (<math>\mu</math> s)</b>	122.37	49.53	45.43	49.93	36.37
<b>Altura (cm)</b>	9.9	9.801	9.824	9.799	10.041
$v_p$ (m/s)	809.044	1978.6	2162.289	1962.483	2761.137
$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	24.309	24.508	24.696	24.889	24.935
$v_s$ (m/s)	330.291	807.76	882.751	801.18	1127.229
$E_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	7425347	44774494	53884528	44732410	88712841
$G_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	2651909	15990890	19244474	15975860	31683157

Tabla 4.24 Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 11 para proyecto investigativo, profundidad 17.8 m - 19 m.

<b>PERFORACION No 11</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3
<b>Profundidad (m)</b>	17.8	18.2	18.4	18.8	19
<b>Tiempo (<math>\mu</math> s)</b>	39.87	35.23	46.07	45.13	49.1
<b>Altura (cm)</b>	10	10.023	10.038	9.978	1
$v_p$ (m/s)	2508.361	2844.844	2179.016	2210.783	2036.66
$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	24.805	25.141	24.3	24.26	23.965
$v_s$ (m/s)	1024.034	1161.403	899.58	902.548	831.463
$E_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	72833099	94951507	53844456	55334646	46390599
$G_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	26011821	33911252	19230162	19762373	16568071

Tabla 4.25 Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 11.5 m - 12.1 m.

<b>PERFORACION No 13</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 1	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 4	Muestra # 5
<b>Profundidad (m)</b>	11.5	11.7	11.9	12	12.1
<b>Tiempo (<math>\mu</math> s)</b>	148.77	68.37	68.80	66.07	113.47
<b>Altura (cm)</b>	9.777	9.708	9.506	9.729	9.66
$v_p$ (m/s)	657.181	1419.990	1381.686	1472.553	851.351
$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	23.702	23.849	23.823	23.930	24.339
$v_s$ (m/s)	268.293	579.709	601.167	601.167	347.563
$E_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	4777017	22441150	24215312	24215312	8232570
$G_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	1706077	8014696	8648326	8648326	2940203

Tabla 4.26 Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 12.25 m - 18.4 m.

<b>PERFORACION No 13</b>					
<b>Identificación</b>	Muestra # 5'	Muestra # 1	Muestra # 1	Muestra # 1	Muestra # 1'
<b>Profundidad (m)</b>	12.25	15	17	18	18.4
<b>Tiempo (<math>\mu</math> s)</b>	67.57	49.17	42.97	26.63	32.97
<b>Altura (cm)</b>	9.777	9.677	9.806	9.837	9.888
$v_p$ (m/s)	1446.966	1968.136	2282.234	3693.367	2999.393
$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	24.312	19.721	24.317	25.262	24.889
$v_s$ (m/s)	590.721	803.488	931.718	1507.811	1224.497
$E_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	23754417	35647976	59106772	160809588	104491157
$G_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	8483720	12731420	21109561	57431995	37318270

Tabla 4.27 Resultados de ensayos de pulso ultrasónico en los testigos recuperados en la perforación No 13 para proyecto investigativo, profundidad 18.8 m - 20.5 m.

<b>PERFORACION No 13</b>			
<b>Identificación</b>	Muestra # 2	Muestra # 3	Muestra # 4
<b>Profundidad (m)</b>	18.8	20.2	20.5
<b>Tiempo (<math>\mu</math> s)</b>	51.23	62.47	48.4
<b>Altura (cm)</b>	9.852	9.838	9.775
$v_p$ (m/s)	1922.967	1574.92	2019.697
$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	23.907	22.827	23.842
$v_s$ (m/s)	785.048	642.958	824.538
$E_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	41255242	26422638	45385081
$G_d$ (kN/m <sup>2</sup> )	14734015	9436656	16208957

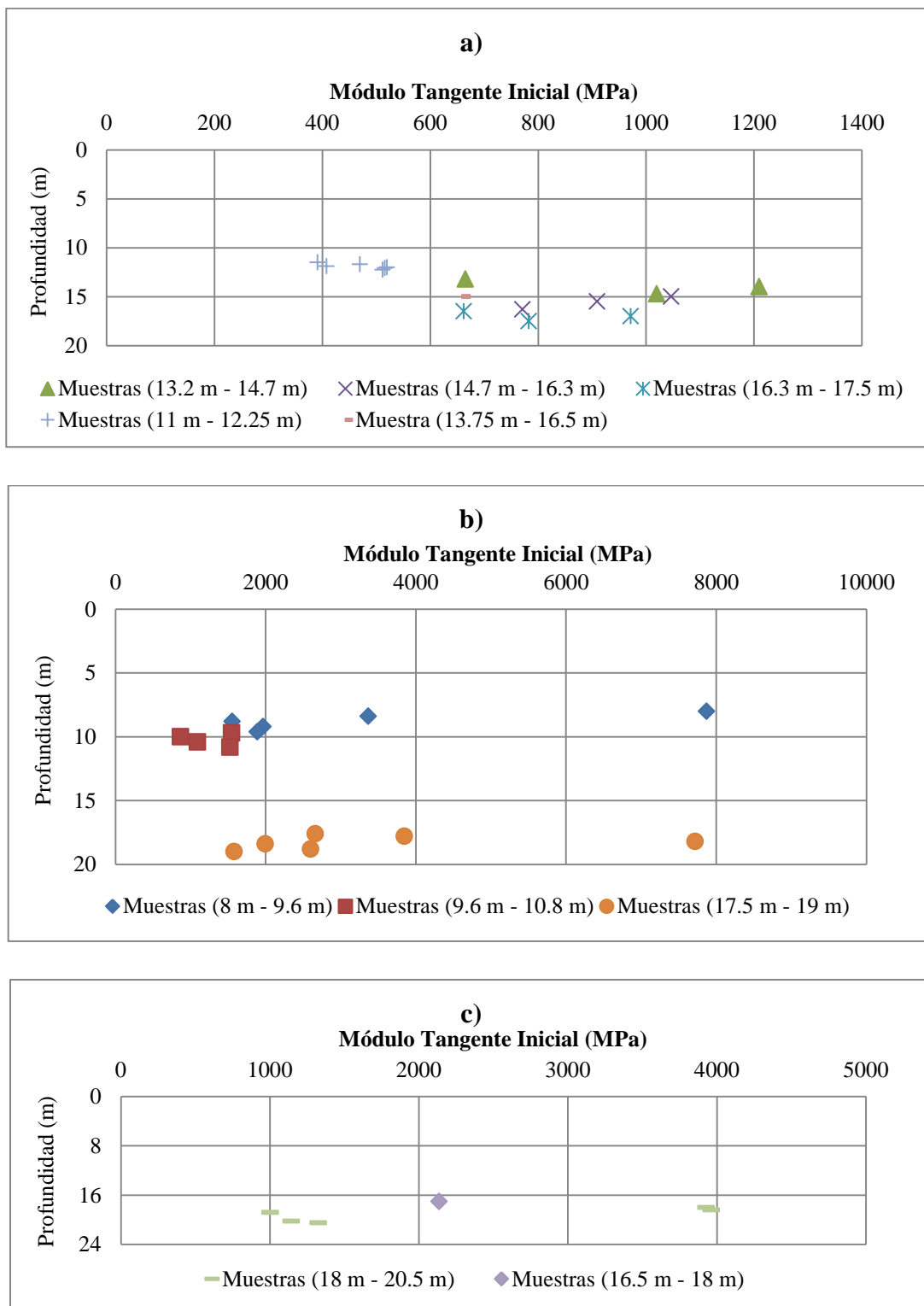


Figura 4.12 Variación en profundidad del módulo de rigidez estático. a) intercalaciones de lodolitas y limolitas, b) areniscas, c) intercalaciones de grauwacas y limolitas.

## 5 MODELO MECÁNICO ASUMIDO

### 5.1 Generalidades

Bajo la consideración general de que los distintos modelos plásticos son modelos viscosos simplificados, en los cuales se elimina el estudio de la variante temporal, se desarrolló el modelo propuesto a partir de los postulados del modelo mecánico para sólidos viscoelásticos de Kelvin-Voigt, el cual asume el concepto de caracterizar un material que se deforma elásticamente como respuesta ante una carga aplicada, pero al mismo tiempo se desplaza como un fluido en el sentido de aplicación de la carga en mención. (Jaeger et al., 2007).

Llevar dicho modelo a una representación mecánica, plantea la interacción en forma conjunta de un resorte que presenta una respuesta directamente proporcional a la carga aplicada, con intervalos simétricos de deformación y propiedades isotrópicas en toda la extensión del elemento, operando en forma paralela a un amortiguador que inserta al sistema propiedades viscosas que se oponen al desplazamiento y por lo tanto cambian la respuesta del material a lo largo de las diferentes etapas de la superficie de fluencia.

Llegar a la consideración de que el material objeto de estudio se comporta como una sustancia de propiedades viscoelásticas parte de las observaciones realizadas durante la etapa experimental, dado que evaluar este material con base en modelos tan idealizados como el lineal elástico; en el cual el sólido se deforma indefinidamente en la misma proporción en que se le aplique una determinada carga, y posteriormente presenta una recuperación total al momento de retirar dicha sollicitación, no corresponde al comportamiento esquematizado en los ensayos. De la misma forma ocurre para los postulados generados para un elemento definido como plástico perfecto, dado que el material en ningún momento presentó una zona en específico para la cual la deformación se prolongara indefinidamente ante la aplicación de la sollicitación externa.

Modelos como el propuesto por Maxwell (Jaeger et al., 2007) contienen la consideración esencial para un material de conformación viscoelástica, como es el concepto de una

componente elástica y una viscosa para definir el comportamiento del material. La teoría desarrollada por Maxwell plantea que un sólido se deforma en la etapa inicial de carga de manera lineal elástica, y posteriormente asume propiedades mecánicas que corresponden más a las de un fluido viscoso. El concepto de dos tipos de comportamiento actuando de manera independiente y de forma sucesiva no corresponde a lo esquematizado por las muestras evaluadas, dado que el material presenta una zona inicial de endurecimiento por reacomodo de partículas que encajaría esencialmente en un comportamiento de tipo plástico.

Como resultado de las observaciones fenomenológicas en las muestras ensayadas y de las consideraciones planteadas para los diferentes postulados, se estimó que el modelo analógico que mejor se ajusta al desarrollo que se pretende realizar en la presente investigación, corresponde al elaborado por Kelvin Voigh.

## 5.2 Hipótesis del modelo

Se consideran las siguientes hipótesis para el modelo propuesto:

- Durante todo el proceso de carga se encuentran presentes tanto la componente elástica como la viscosa, por lo cual no se contempla escenario alguno en el que el material presente un comportamiento netamente elástico.
- Para la componente de comportamiento elástico-lineal el material se considera homogéneo e isotrópico en todas sus direcciones, por lo tanto el comportamiento evaluado para un plano determinado, será igualmente representado para los planos restantes.
- Se supone que la ley de interface entre partículas es única para todas las partículas.
- No se evalúa el comportamiento del material sometido a carga constante durante un lapso de tiempo prolongado.
- Se delimitan dos zonas de comportamiento, una zona inicial de endurecimiento por reacomodo de las partículas como respuesta a los incrementos iniciales de carga aplicada y una zona secundaria de comportamiento esencialmente elastoplástico, en la cual el material desarrolla toda su resistencia.

- El desarrollo de la relación esfuerzo-deformación del material es evaluado con base en el módulo tangente inicial y la viscosidad presente en la etapa de endurecimiento por acomodamiento de partículas, generándose a lo largo de esta relación procesos de incremento y reducción de las propiedades en mención.

### 5.3 Modelo de comportamiento asumido

Como resultado de la observación en treinta seis ensayos realizados en muestras de arenisca, grauwacas y lutitas, se logró identificar que las curvas esfuerzo-deformación presentan una conformación primordialmente viscoelastoplástica, caracterizándose en la parte inicial por una forma cóncava hacia arriba que aumenta su pendiente a medida que se cierran las superficies de microfisuras por incremento de carga. Esta parte inicial se continúa por otra claramente lineal que muestra progresivamente diversos grados de fluencia anelástica al acercarse a la rotura. No obstante, se observa que algunas muestras no presentan fluencia apreciable y se rompen de forma frágil como es el caso de las areniscas de la perforación No 11 en el intervalo de profundidad de 17.8 m a 19 m; y las intercalaciones de grauwacas y limolitas de la perforación No 13 en el intervalo 18 m a 18.4 m, presentando resistencias a la compresión no confinada de hasta 32 Mpa y 27 Mpa respectivamente.

En general se observa que la tendencia de comportamiento en la mayoría de las muestras ensayadas, se ajusta al esquema indicado en la figura 5.1, conformado por:

- Zona I: zona de endurecimiento por acomodamiento de partículas, comportamiento esencialmente plástico, con progresión de tendencia exponencial.
- Zona II: zona de comportamiento elastoplástico, con progresión de tendencia logarítmica.
- Zona I y II: comportamiento viscoelastoplástico generalizado.

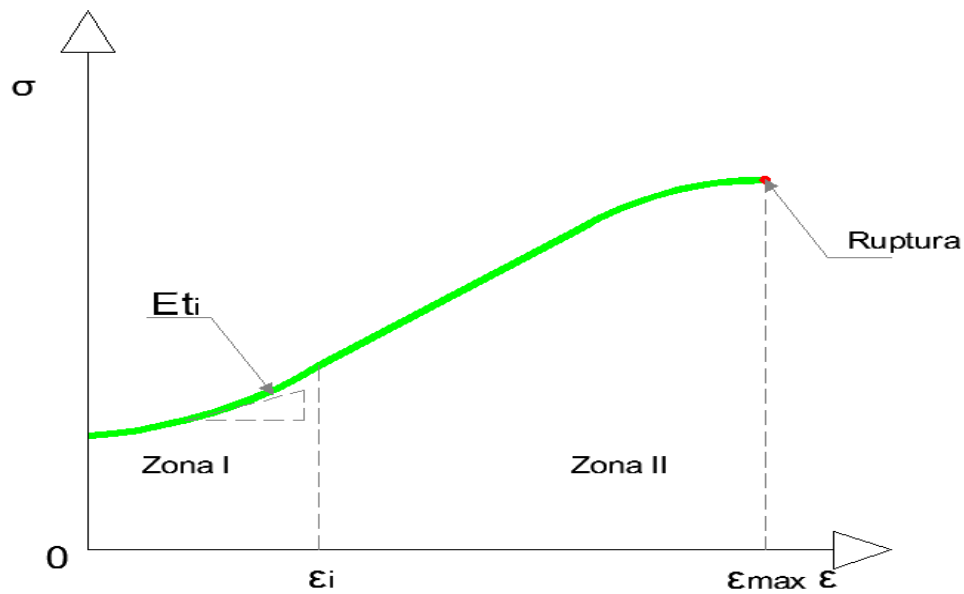


Figura 5.1 Tendencia de comportamiento generalizada del material ensayado

Las observaciones fenomenológicas de carga monoaxial en areniscas, grauwacas y lutitas muestran que la trayectoria de comportamiento se acopla al modelo mecánico de Kelvin-Voigt, el cual consta de un elemento elástico de Hooke conectado en paralelo con un elemento viscoso de Newton. Una tendencia como la descrita corresponde a la representación mecánica indicada en la figura (5.2) y expresada en la ecuación (5.1) en el cual Kelvin plantea que:

- El esfuerzo total aplicado a una sustancia en la cual intervienen de forma conjunta una componente lineal elástica y una viscosa, será igual a la suma aritmética del esfuerzo asumido por cada una de las componentes.
- Cuando a un sistema viscoelástico se le aplica una deformación inicial ( $\epsilon_0$ ) en  $t = 0$ , esta deformación decae hasta cero con tendencia exponencial a una tasa constante dada por el cociente entre la viscosidad dinámica y el módulo de rigidez de la sustancia.
- Si de forma análoga se aplica al sistema un esfuerzo inicial ( $\sigma_0$ ) en  $t = 0$ , la deformación unitaria se incrementará de forma asintótica desde cero hasta el final a una tasa constante, dada por el cociente entre el módulo de rigidez de la sustancia y la viscosidad dinámica.

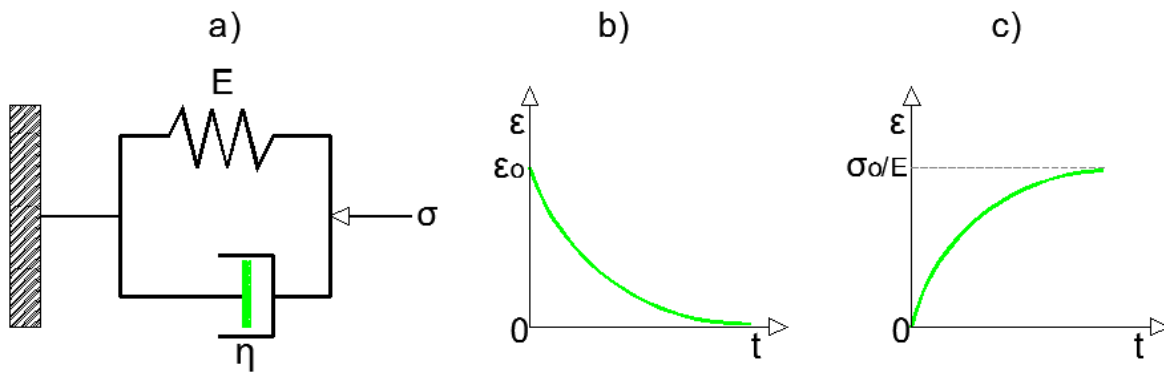


Figura 5.2 Representaciones esquemáticas de modelos mecánicos. a) Modelo mecánico de Kelvin Voigh; b) respuesta de una sustancia de Kelvin Voigh para una deformación unitaria instantánea aplicada; c) respuesta de una sustancia de Kelvin Voigh para un esfuerzo instantánea aplicado.

Para  $\sigma_0$  en  $t = 0$

$$\varepsilon = \frac{\sigma_0}{E} \left[ 1 - \text{Exp}^{-\left(\frac{E t}{\eta}\right)} \right] \quad (5.1)$$

Otra forma de representar el modelo de Kelvin Voigh en términos de un esfuerzo de referencia ( $\sigma_p$ ) y la velocidad de deformación ( $\dot{\varepsilon}$ ) es:

$$\varepsilon = \frac{\sigma_p}{E} \left[ 1 - \text{Exp}^{-\left(\frac{E}{\eta \dot{\varepsilon}}\right)} \right] \quad (5.2)$$

Dado que el módulo tangente al que se hace referencia es el módulo tangente a cada punto evaluado a lo largo de la relación esfuerzo-deformación, y teniendo en cuenta que este parámetro presenta variación en torno a la magnitud de su rigidez dependiendo del sector en que se esté desarrollando dicha relación. Se plantea como elemento preponderante para la componente elásticolineal del modelo, un módulo de deformación específico para cada punto a evaluar a lo largo del desarrollo de esta relación ( $E_{Tp}$ ). En consecuencia la ecuación pasa a la forma

$$\varepsilon = \frac{\sigma_p}{E_{Tp}} \left[ 1 - \text{Exp}^{-\left(\frac{E_{Tp}}{\eta \dot{\varepsilon}}\right)} \right] \quad (5.3)$$

Donde,

$E_{Tp}$ , módulo tangente al punto a evaluar

$\sigma_p$ , esfuerzo de referencia para determinar el cambio variacional en el comportamiento

$\dot{\varepsilon}$ , deformación unitaria evaluada en el tiempo (velocidad de deformación)

$\eta$ , viscosidad dinámica del material

Debido a que el material sufre un endurecimiento inicial por reacomodamiento de partículas, de la misma manera el módulo tangente inicial sufre un incremento progresivo con tendencia hiperbólica que puede ser representado en función del correspondiente aumento en la deformación unitaria, por lo cual se modifica el modelo en:

$$E_{Tp} = E_{Ti} \left[ \frac{E_{Ti} + (\varepsilon E_{Ti})}{E_{Ti}} \right]^2 \quad (5.4)$$

Simplificando,

$$E_{Tp} = E_{Ti} (1 + \varepsilon)^2 \quad (5.5)$$

Donde,

$E_{Ti}$ , módulo tangente inicial

De la misma forma teniendo en cuenta que a partir del punto de inflexión el módulo tangente al sector de comportamiento elastoplástico (zona II), se encuentra ligado a la zona I por una relación de endurecimiento progresiva que integra de igual manera el esfuerzo aplicado y la deformación unitaria generada, se plantea para dicho parámetro una tendencia primordialmente logarítmica capaz de simular una etapa inicial de endurecimiento máximo, sucedida por una etapa degenerativa progresiva actuando a rata relativamente constante, que repercute en el incremento de las deformaciones a medida que se aumenta el esfuerzo aplicado.

Asimismo la relación de endurecimiento progresivo representa una vez trasegada la etapa de comportamiento elastoplástico, la subsecuente zona de comportamiento netamente plástico hasta alcanzar la falla; si se representa en el tiempo esta relación, la tendencia de

comportamiento se asimila a la respuesta de una sustancia de Kelvin Voigh a la cual se le aplica un esfuerzo inicial, asumiendo esta rápidamente un comportamiento asintótico que se ajusta mejor a un radical cúbico que a uno cuadrado. Por lo tanto se plantea que esta relación puede ser expresada como

$$E_{Tp} = E_{Ti} \left[ \text{Exp} \left[ \frac{E_{Ti}}{E_{Ti} + (\varepsilon E_{Ti})} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \quad (5.6)$$

Simplificando,

$$E_{Tp} = E_{Ti} \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \quad (5.7)$$

Considerando las ecuaciones (5.5) y (5.7) al superponer las tendencias de comportamiento en una sola expresión, dado que cada una corresponde a una zona en específico de la curva esfuerzo-deformación y adicionalmente son sucesivas, se tendría que

$$E_{Tp} = [E_{Ti} (1 + \varepsilon)^2] (F_{p1}) + \left[ E_{Ti} \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \right] (F_{p2}) \quad (5.8)$$

Donde,

$F_p$ , factor de peso de cada expresión dependiendo del sector de aplicación

Dado que el parámetro que define la zona de comportamiento es la deformación unitaria, se plantea que  $F_p$  esta dado por:

$$F_{p1} = \left( 1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}} \right) \quad (5.9)$$

Para la zona de endurecimiento plástico inicial, y

$$F_{p2} = \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}} \quad (5.10)$$

Para la zona de comportamiento elastoplástico.

Remplazando (5.9) y (5.10) en (5.8), se plantea que  $E_{Tp}$  se expresa como;

$$E_{Tp} = E_{Ti} \left[ \left[ \left( 1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}} \right) (1 + \varepsilon)^2 \right] + \left[ \left( \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}} \right) \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \right] \right] \quad (5.11)$$

Donde,

$\varepsilon_{max}$ , máxima deformación unitaria del material

Adicionalmente se debe contemplar una relación entre la variación del módulo y la progresión o degradación de este con respecto al sector en que se presente dicho parámetro a lo largo de la relación esfuerzo-deformación, por lo cual se plantea que

$$\omega = \ln \left[ \frac{E_{Tp} + (\varepsilon E_{Tp})}{E_{Tp}} \right] \quad (5.12)$$

Simplificando

$$\omega = \ln(1 + \varepsilon) \quad (5.13)$$

Donde ( $\omega$ ) representa la progresión tanto de endurecimiento como de degradación del módulo para la zona plástica inicial y la zona elastoplástica respectivamente, tomando como punto final de la zona I e inicio de la zona II a ( $\varepsilon_i$ ),

$\varepsilon_i$ , punto de inflexión de la deformación unitaria para el cambio de comportamiento

Haciendo  $\sigma_p = E_{Tp} \varepsilon$  en (5.3), el modelo Kelvin Voigh pasa a la forma

$$\varepsilon = \frac{\varepsilon E_{Tp}}{E_{Tp} \omega} \left[ 1 - \text{Exp} \left( -\frac{\omega E_{Tp}}{\eta \dot{\varepsilon}} \right) \right] \quad (5.14)$$

Simplificando

$$\omega = \left[ 1 - \text{Exp} \left( -\frac{\omega E_{Tp}}{\eta \dot{\varepsilon}} \right) \right] \quad (5.15)$$

Asimismo se plantea un factor de corrección a ( $E_{Tp}$ ) para efectos de ajuste en la curvatura de la relación esfuerzo-deformación, como representación de la rata variacional del esfuerzo generado por la aplicación de carga, por lo cual

$$\Omega = Exp\left(\frac{E_{Tp}}{E_{Tp} + E_{Tp} \varepsilon}\right) \quad (5.16)$$

Simplificando

$$\Omega = Exp\left(\frac{1}{1+\varepsilon}\right) \quad (5.17)$$

Con base en estas consideraciones y tomando como referencia una función de distribución en la cual se incremente el factor de daño a medida que se avanza en el recorrido de la superficie de fluencia (distribución Weibull), se plantea que el modelo de comportamiento presenta una función de distribución equivalente a

$$\sigma = E_{Tp} \varepsilon \left[ 1 - Exp^{-\left(\frac{E_{Tp} \Omega}{\eta \varepsilon}\right)} \right] \quad (5.18)$$

Remplazando (5.11) en esta ecuación (5.18) se llega a

$$\sigma = E_{Ti} \left[ \left[ \left(1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) (1 + \varepsilon)^2 \right] + \left[ \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \right] \right] \varepsilon \left[ 1 - \text{Exp} \left( - \frac{\left( E_{Ti} \left[ \left(1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) (1 + \varepsilon)^2 \right] + \left[ \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \right] \right] \Omega}{\eta \dot{\varepsilon}} \right) \right] \right] \quad (5.19)$$

Despejando  $(\eta \dot{\varepsilon})$  de (5.15) y reemplazando (5.11) en esta ecuación, se tiene que

$$\eta \dot{\varepsilon} = - \frac{\omega E_{Ti} \left[ \left(1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) (1 + \varepsilon)^2 \right] + \left[ \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \right]}{\ln(1-\omega)} \quad (5.20)$$

Reemplazando (5.13) en (5.20), pasa a ser

$$\eta \dot{\varepsilon} = - \frac{[\ln(1+\varepsilon)] E_{Ti} \left[ \left(1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) (1 + \varepsilon)^2 \right] + \left[ \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \right]}{\ln[1-[\ln(1+\varepsilon)]]} \quad (5.21)$$

Reemplazando (5.17) en (5.19) se tiene

$$\sigma = E_{Ti} \left[ \left[ \left(1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) (1 + \varepsilon)^2 \right] + \left[ \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \right] \right] \varepsilon \left[ 1 - e^{-\left( \frac{E_{Ti} \left[ \left[ \left(1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) (1 + \varepsilon)^2 \right] + \left[ \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]^{\frac{1}{3}} \right] \right] \left[ \text{Exp} \left( \frac{1}{1+\varepsilon} \right) \right]}{\eta \dot{\varepsilon}} \right)} \right] \right] \quad (5.22)$$

Finalmente reemplazando (5.21) en (5.22) y simplificando términos, se tiene que la relación esfuerzo-deformación está representada por

$$\sigma = \left[ E_{Ti} \left[ \left[ \left(1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right) (1 + \varepsilon)^2 \right] + \left[ \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_{max}}\right)^3 \sqrt{\text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right]} \right] \right] \right] \varepsilon \left[ 1 - \text{Exp} \left[ \frac{\ln[1 - \ln(1+\varepsilon)] \left[ \text{Exp} \left[ \frac{1}{(1+\varepsilon)} \right] \right]}{\ln(1+\varepsilon)} \right] \right] \right] \quad (5.23)$$

## 5.4 Fase de predicción

Los resultados de la etapa de predicción se representan en las figuras 5.3 y 5.4. En esta aplicación del modelo analógico los valores del ( $E_{Ti}$ ) y ( $\varepsilon_{max}$ ) se obtuvieron a partir del registro experimental, lo que permite valorar el grado de predicción del modelo en sí mismo. La fase de predicción mostró un alto grado de acercamiento en la mayoría de los puntos que definen la trayectoria de la relación esfuerzo-deformación para los tres materiales investigados.

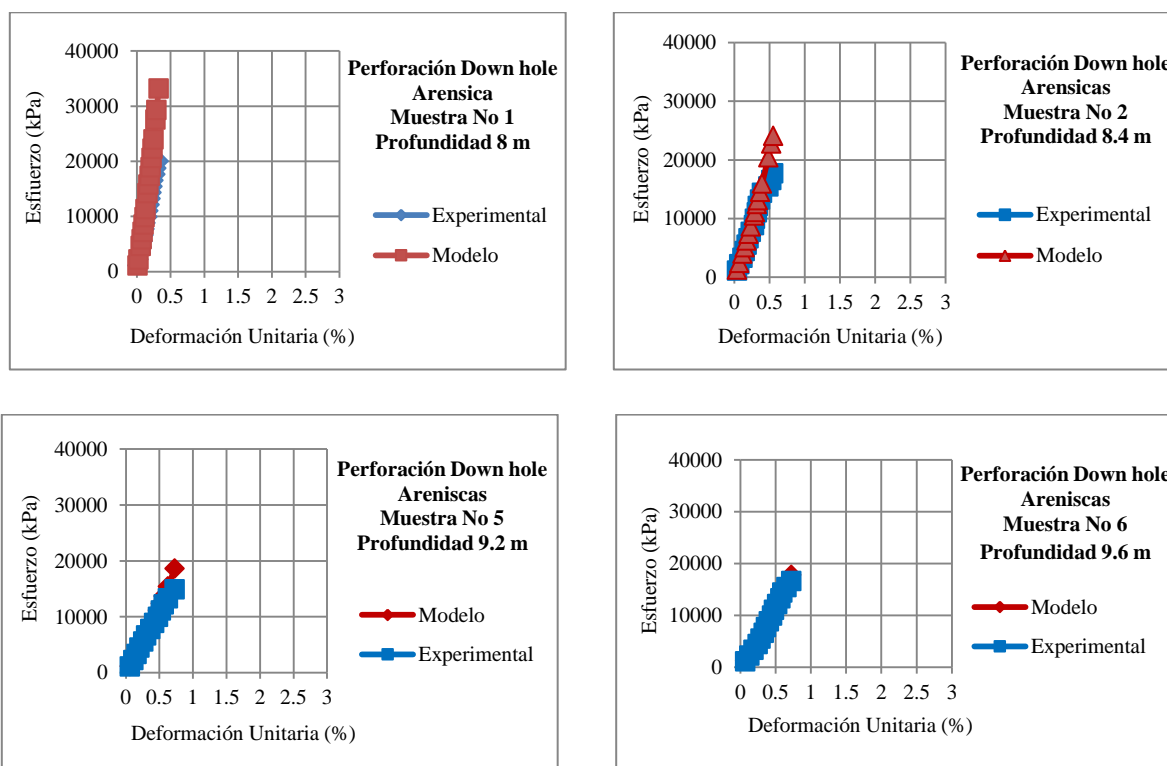
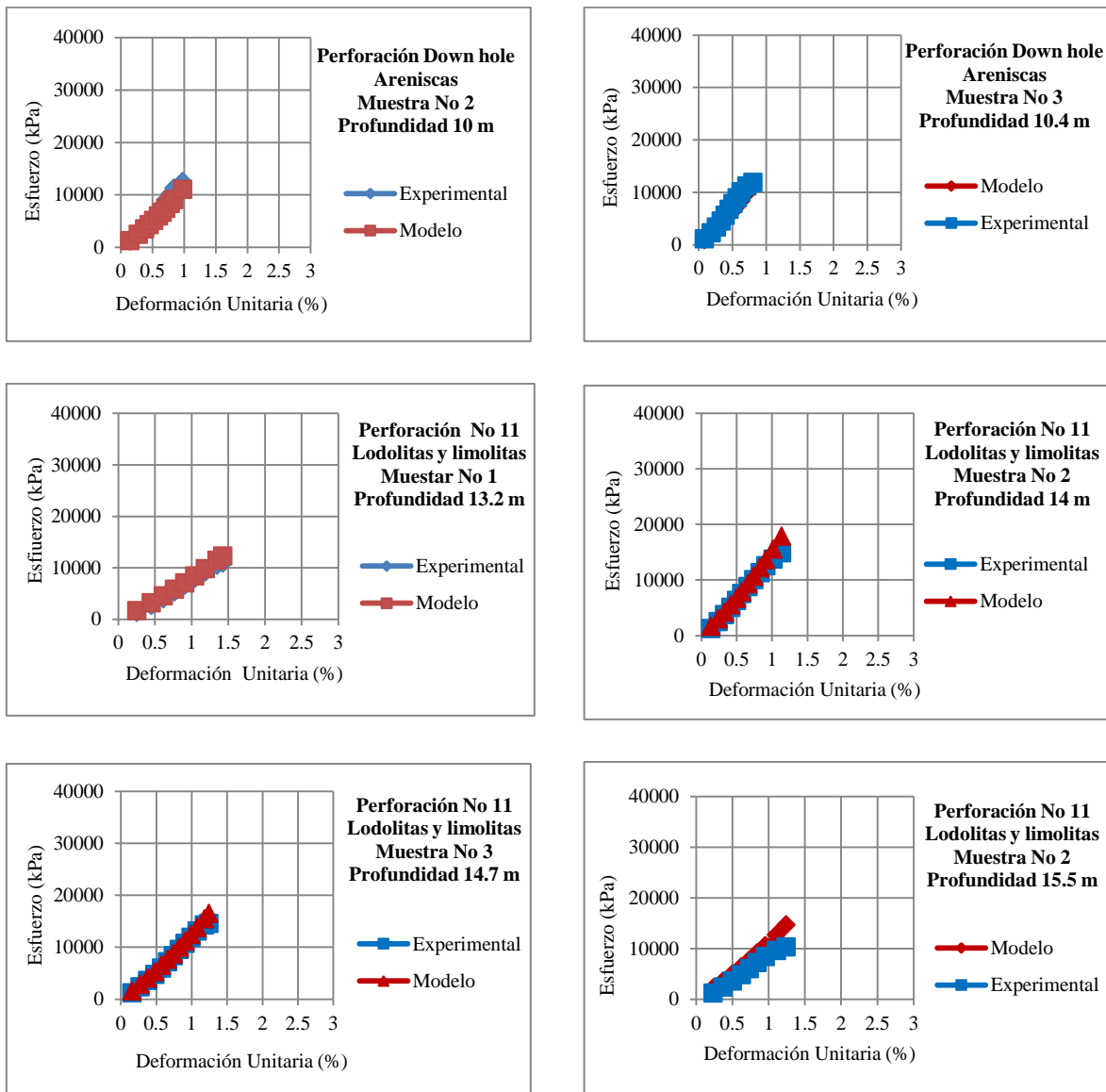
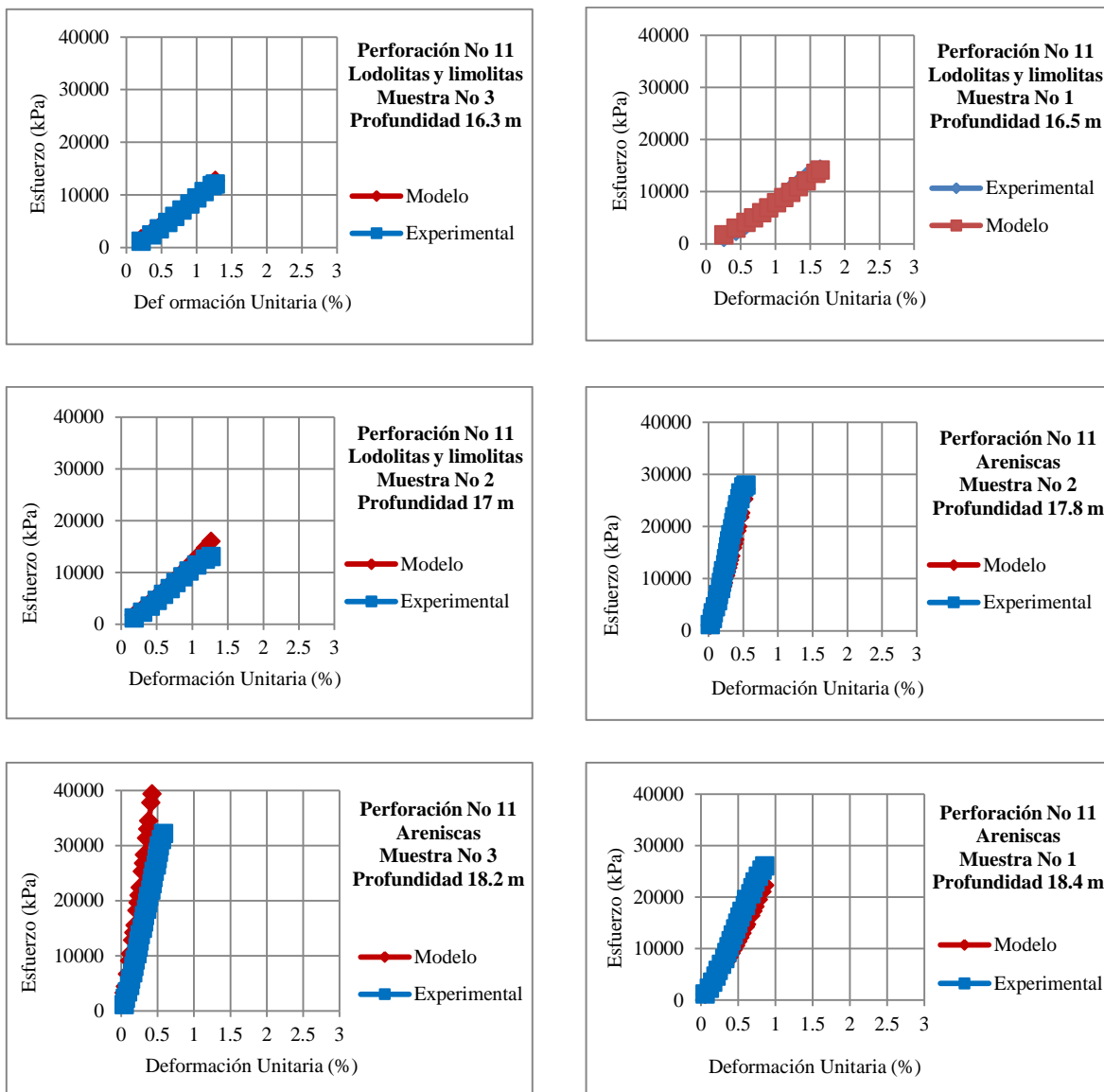


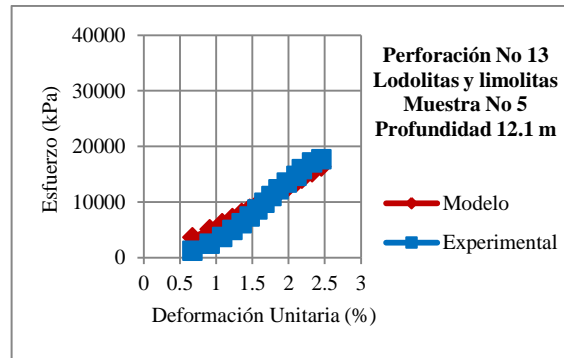
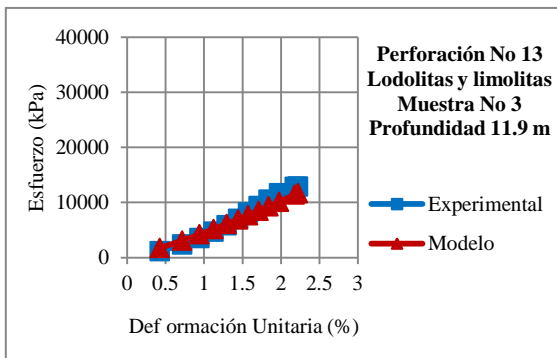
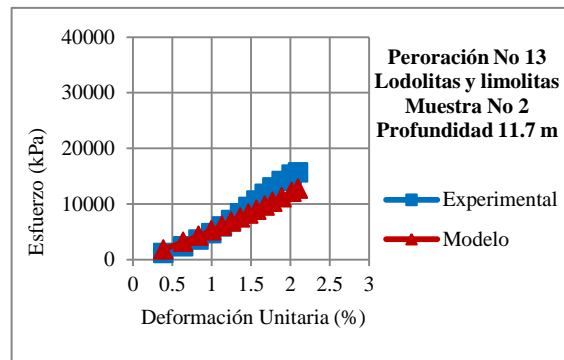
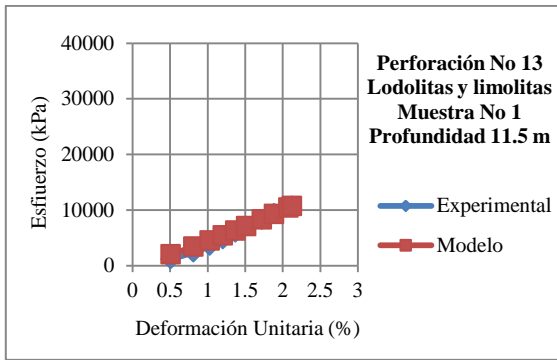
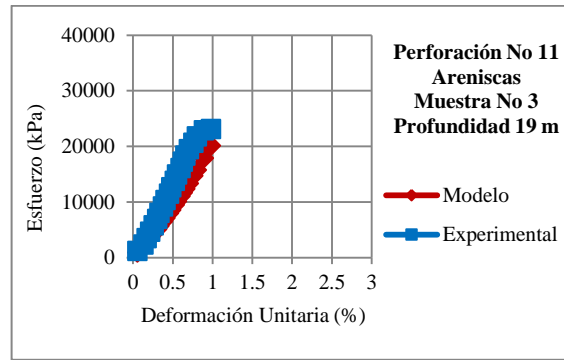
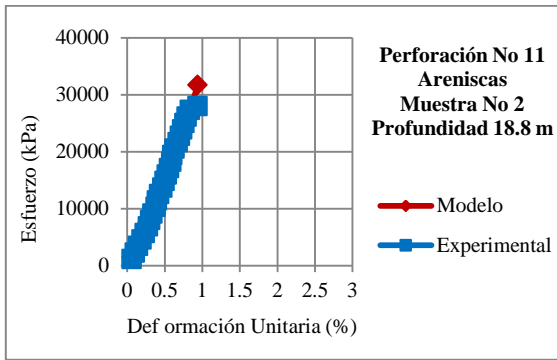
Figura 5.3 Relación esfuerzo - deformación unitaria para el lote de predicción, obtenido experimentalmente y por la aplicación del modelo analógico.



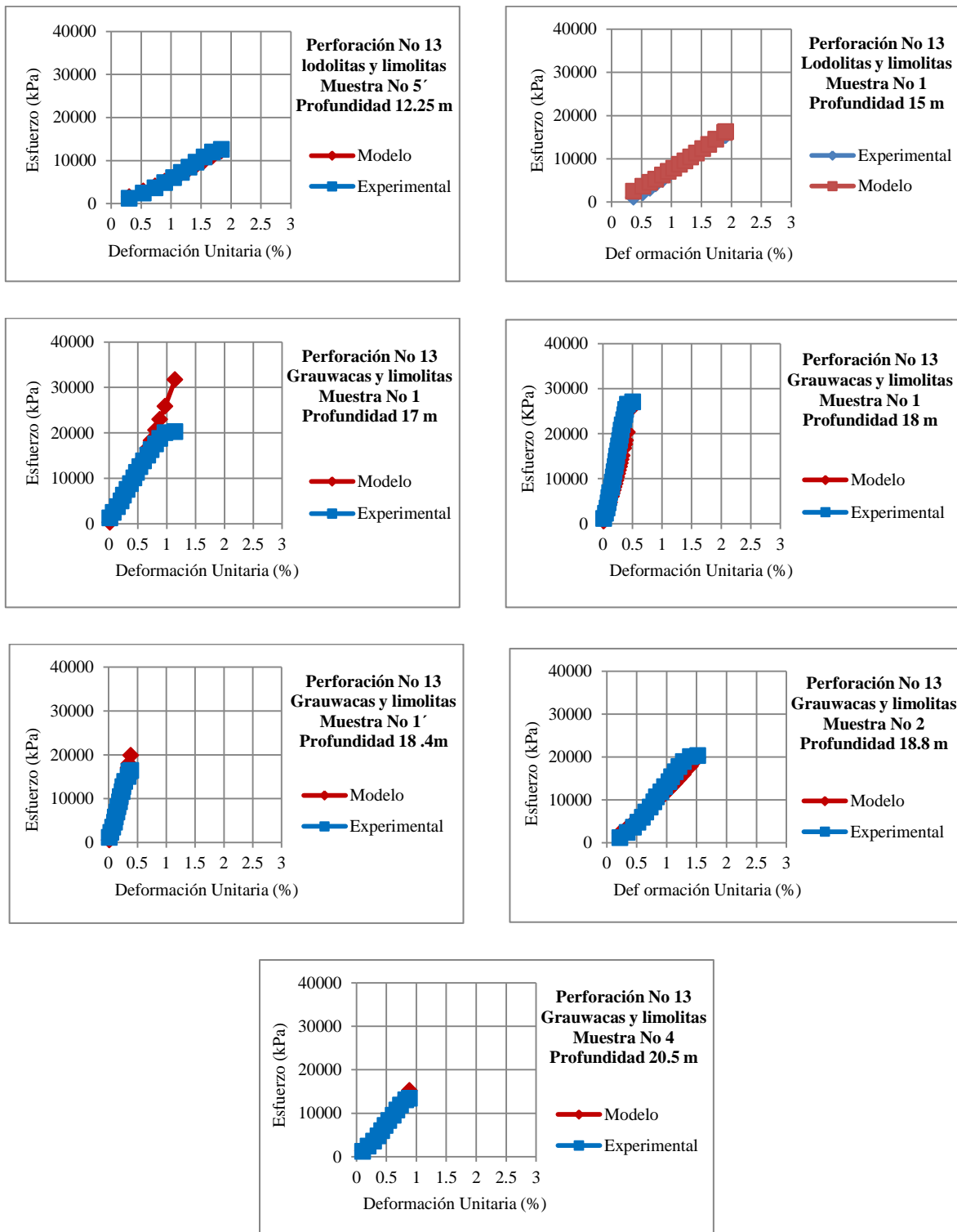
*Continúa figura 5.3 Relación esfuerzo - deformación unitaria para el lote de predicción, obtenido experimentalmente y por la aplicación del modelo analógico.*



Continúa figura 5.3 Relación esfuerzo - deformación unitaria para el lote de predicción, obtenido experimentalmente y por la aplicación del modelo analógico.



*Continúa figura 5.3 Relación esfuerzo - deformación unitaria para el lote de predicción, obtenido experimentalmente y por la aplicación del modelo analógico.*



*Continúa figura 5.3 Relación esfuerzo - deformación unitaria para el lote de predicción, obtenido experimentalmente y por la aplicación del modelo analógico.*

Para estimar los valores de  $(E_{Ti})$  y  $(\varepsilon_{max})$  requeridos en la ecuación (5.23), se necesitó identificar un funcional que estime estos valores. El funcional se obtuvo en términos de propiedades básicas, para lo cual se utilizó el 80% del total de las muestras ensayadas en el laboratorio para la fase de predicción y el 20 % restante de los resultados de los ensayos se utilizó para la verificación del modelo estadístico. En la estimación se utilizó el método de regresión multivariable con función tipo exponencial que se expresa de la forma

$$\ln(y) = \ln(m_1) * x_1 + \ln(m_2) * x_2 + \dots + \ln(m_n) * x_n + \ln(b) \quad (5.24)$$

Dado que tanto  $(E_{Ti})$  como  $(\varepsilon_{max})$  dependen directamente de la compacidad del material, se identificaron funcionales en términos de propiedades de la matriz rocosa como es el caso de la velocidad de onda compresiva ( $v_p$ ) y la porosidad ( $n_m$ ), calculando esta última a partir de los resultados de ensayos de humedad natural y gravedad específica realizados a muestra representativa de cada material, aplicando un método ampliamente conocido como es el caso de las relaciones gravimétricas y asumiendo el resultado de cada muestra seleccionada como parámetro unificado para el material al que hace referencia. En consecuencia se establecieron las diferentes expresiones para cada tipo de material, condicionando cada uno de los rangos de las variables a los valores indicados en la tabla 5.1.

Para las areniscas se establece que:

$$E_{Ti} = Exp[(4.88 \times 10^{-2}) * n_m + (9.99 \times 10^{-4}) * v_p + (11.918)] \quad (5.25)$$

$$\varepsilon_{max} = Exp[(1.98 \times 10^{-1}) * n_m + (3.99 \times 10^{-4}) * v_p - (7.418)] \quad (5.26)$$

Para las intercalaciones de lodolitas y limolitas:

$$E_{Ti} = Exp[-(3.77 \times 10^{-2}) * n_m + (2.99 \times 10^{-4}) * v_p + (13.514)] \quad (5.27)$$

$$\varepsilon_{max} = Exp[(2.66 \times 10^{-2}) * n_m - (100.05 \times 10^{-5}) * v_p - (3.912)] \quad (5.28)$$

Y para las intercalaciones de grauwas y limolitas:

$$E_{Ti} = \text{Exp}[-(17.79 \times 10^{-2}) * n_m + (35.99 \times 10^{-5}) * v_p + (15.803)] \quad (5.29)$$

$$\varepsilon_{max} = \text{Exp}[(16.55 \times 10^{-2}) * n_m - (100.05 \times 10^{-5}) * v_p - (5.259)] \quad (5.30)$$

Tabla 5.1. Rangos de aplicación de las variables que intervienen en el funcional.

Tipo de material	Rango de $n_m$ (%)	Rango de $v_p$ (m/s)
Arenisca	5.0 – 20.0	1400 – 3500
Intercalaciones de limolitas y lodolitas	5.0 – 30.0	600 – 2600
Intercalaciones de grauwas y limolitas	5.0 – 15.0	1800 – 3000

Teniendo en cuenta el papel significativo de la deformación unitaria máxima en el modelo mecánico, se restringe el rango de aplicación de los funcionales que estiman la deformación unitaria máxima, ecuaciones (5.26). (5.28) y (5.30). El rango de valores para cada tipo de material se especifica en la tabla 5.2.

Tabla 5.2 Rango de operación para el funcional que define la deformación unitaria máxima.

Tipo de material	Rango de $\varepsilon_{max}$ (%)
Arenisca	0.35 – 1.0
Intercalaciones de limolitas y lodolitas	1.0 – 2.5
Intercalaciones de grauwas y limolitas	0.5 – 1.5

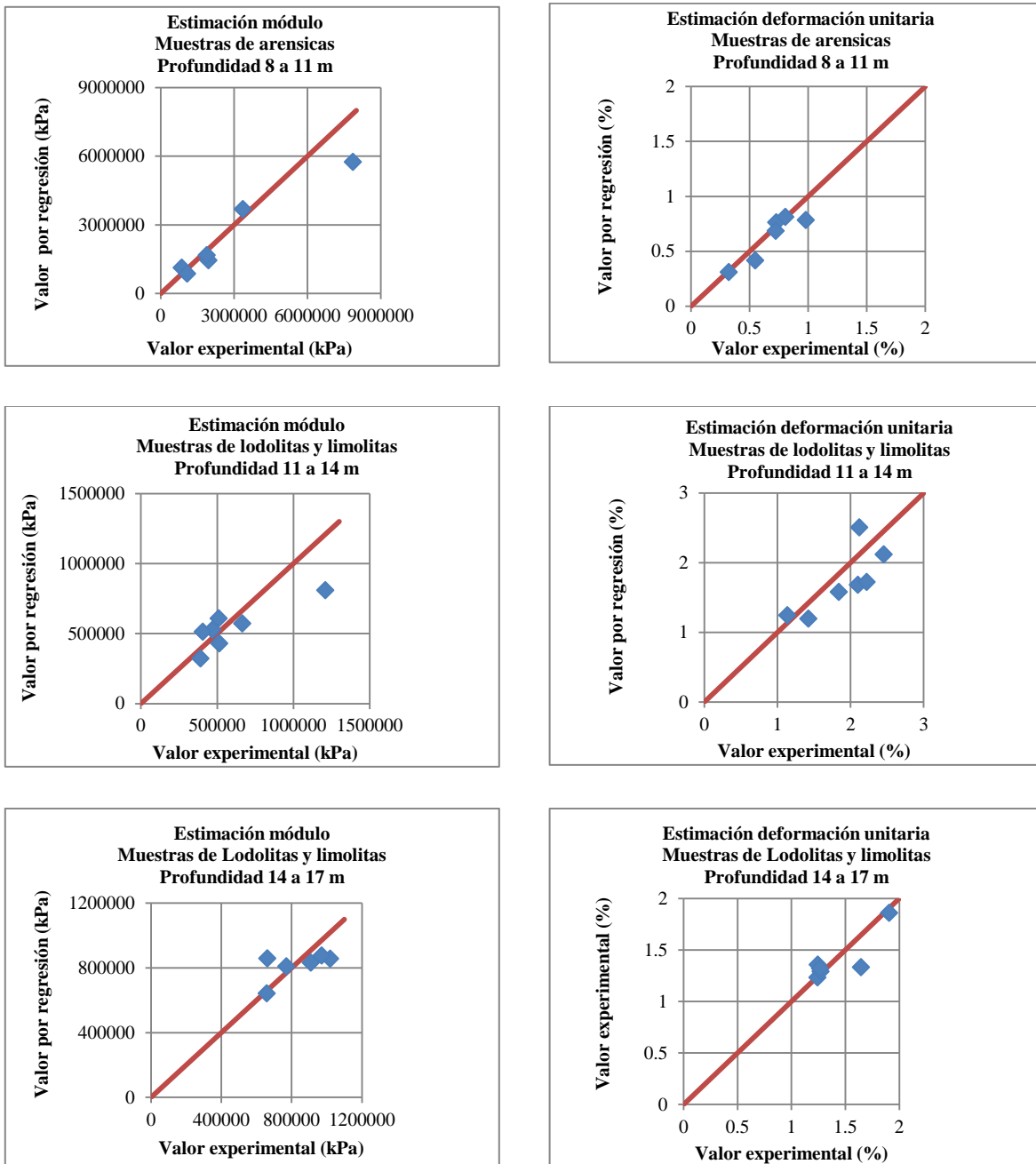
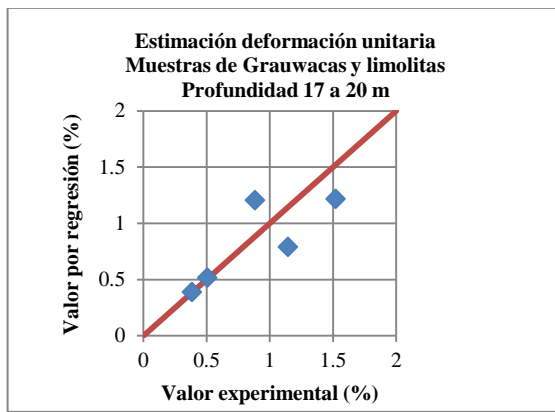
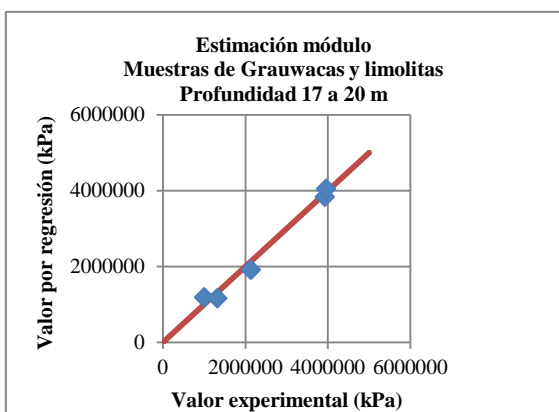
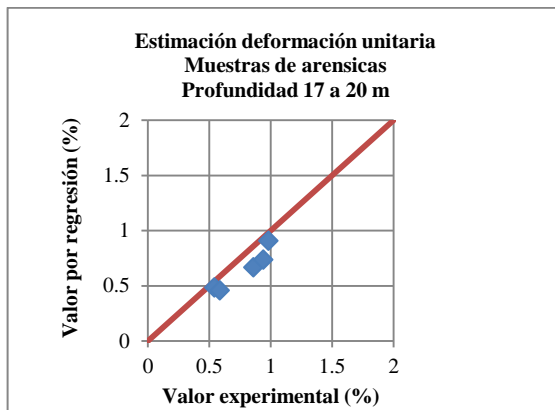
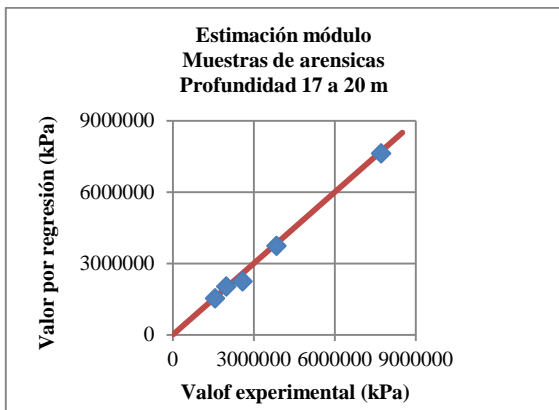


Figura 5.4 Comparación entre datos experimentales y los estimados por regresión multivariable para la estimación del módulo tangente inicial y la deformación unitaria máxima para el lote de predicción.



*Continúa figura 5.4 Comparación entre datos experimentales y los estimados por regresión multivariable para la estimación del módulo tangente inicial y la deformación unitaria máxima para el lote de predicción.*

## 6 VERIFICACIÓN DEL MODELO

Para la verificación del modelo, se separó aleatoriamente una muestra correspondiente al 20% del total de los ensayos realizados constituida por los siguientes códigos de identificación. Para las areniscas DH (M4-8.8), DH (M1-9.7), DH (M4-10.8) y P11 (M1-17.6); para las intercalaciones de limolitas y lodolitas P11 (M1-15), P11 (M3-17.5) y P13 (M4-12); y para las intercalaciones de grauvacas y limolitas: P13 (M3-20.2).

Para los ocho casos de verificación se reportan los resultados de la aplicación del modelo, en el que se indican los valores obtenidos para cada uno de los componentes que lo definen. Estos resultados reportan el módulo tangente puntual, el módulo tangente inicial y la deformación unitaria máxima obtenidos por medio del funcional multivariable, la viscosidad dinámica del material, la velocidad de deformación y el esfuerzo uniaxial estimado.

Con el fin de estimar el grado de aproximación del modelo planteado se realizó una evaluación punto a punto del error absoluto en función de la desviación estándar, además de estimar un coeficiente de correlación. El resultado del lote muestral de verificación se presenta en las tablas 6.1 hasta la 6.24 y su grado de estimación se observa en las figuras 6.1 a la 6.16. En la parte superior de estas figuras se muestra la relación esfuerzo-deformación unitaria con los datos experimentales y los estimados con el modelo. En estas figuras, las gráficas de la parte inferior representan la dispersión entre lo medido y lo estimado a lo largo de una línea de 45°.

Por último se presentan las curvas de variación del error absoluto ( $\Delta$ ) con relación a la deformación unitaria hasta agotar el conjunto de sucesos elementales. De estas comparaciones se concluye que el modelo analógico propuesto estima con suficiente aproximación para la práctica profesional la relación esfuerzo-deformación unitaria en las areniscas, pero no predice adecuadamente la carga de rotura.

Para el caso de los materiales compuestos por intercalaciones de limolitas y lodolitas, e intercalaciones de limolitas y grauwas, los resultados comparativos indican que el modelo se aproxima a la tendencia de comportamiento de la relación esfuerzo-deformación, significando que representa las características de la curva más no la magnitud de sus valores. Esta deficiencia posiblemente podría mejorarse si se determina los parámetros básicos requeridos en los funcionales de estimación, con un mayor número de muestras.

Para fines de aplicación práctica en escala de campo se calcularon los parámetros de resistencia al corte del macizo rocoso a partir de los resultados obtenidos experimentalmente y con el modelo. La modelación de la aplicación se realizó para túneles y taludes excavados, y sus resultados se presentan en las tablas rotuladas como estimación de propiedades mecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995).

Tabla 6.1 Aplicación del modelo mecánico, para la muestra DH (M4-8.8).

APLICACIÓN DEL MODELO						
Etp (kN/m <sup>2</sup> )	$\omega$	$\dot{\epsilon}$ (s <sup>-1</sup> )	$\eta$ (kN*s/m <sup>2</sup> )	$\sigma$ modelo (kN/m <sup>2</sup> )	Eti regresión (kN/m <sup>2</sup> )	$\epsilon$ max regresión (%)
1699065.632	0.001	10.000	169855.605	952.050		
1794425.188	0.001	8.333	215188.976	2211.912		
1871938.084	0.002	10.169	183898.244	3338.635		
1929375.390	0.002	13.636	141321.422	4233.606		
2004606.473	0.003	10.345	193495.036	5484.014	1618955.059	0.49
2061312.778	0.003	13.636	150908.530	6485.709		
2136855.652	0.004	10.169	209708.669	7900.047		
2192823.362	0.004	13.636	160453.812	9007.359		
2267375.556	0.005	10.169	222403.273	10561.872		
2340110.769	0.006	10.345	225581.917	12167.033		
2255766.226	0.005	5.310	423797.347	10313.792		

Tabla 6.2 Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra DH (M4-8.8).

INFERENCIA ESTADÍSTICA							
Media experimental	Media modelo	Sxy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Sxx (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Syy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Coefficiente correlación (%)	Error absoluto (kN/m <sup>2</sup> )	Desviación estándar experimental (kN/m <sup>2</sup> )
		31523699.975	31096374.079	31956898.176	100	1333.608	
		19583182.139	19870473.324	19300044.667	99.99	1474.688	
		10910059.293	11155777.469	10669753.327	99.99	1483.807	
6696.808	6605.094	5271988.924	4942050.901	5623954.056	99.97	1261.824	3520.645
		1242031.949	1227418.934	1256818.939	99.97	1397.049	
		-827.919	48.092	14252.753	99.96	1283.919	
		1449824.091	1253494.384	1676904.118	99.94	1418.310	
		5362527.327	4983068.708	5770881.563	99.93	1423.681	
		13225382.735	11172053.427	15656096.673	99.79	979.351	
		24758611.863	19815272.425	30935172.036	99.53	483.163	
		20591898.960	30828315.149	13754442.977	98.12	433.388	

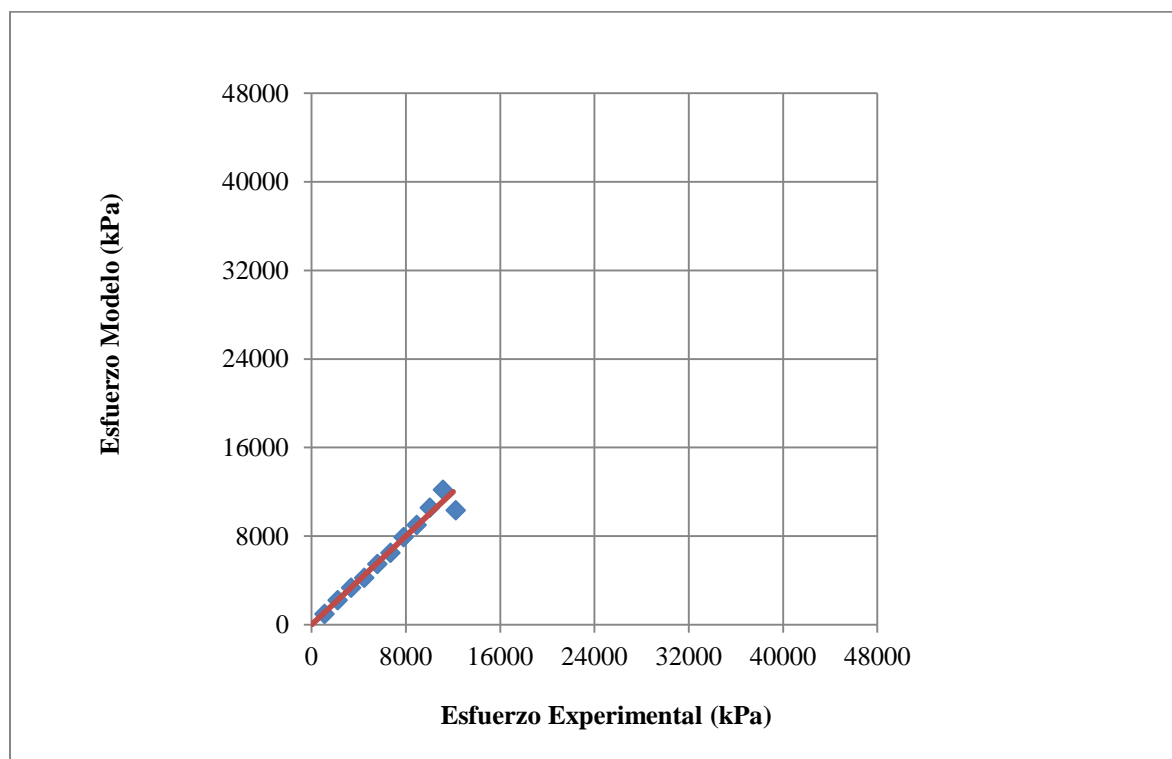
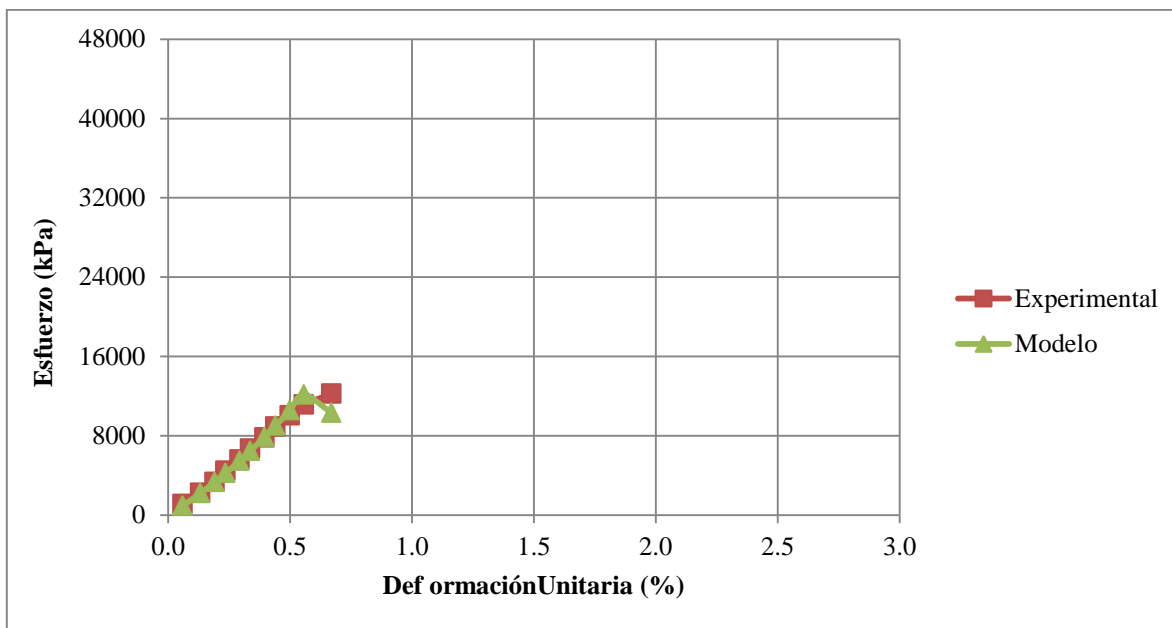


Figura 6.1 Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de arenisca DH (M4-8.8).

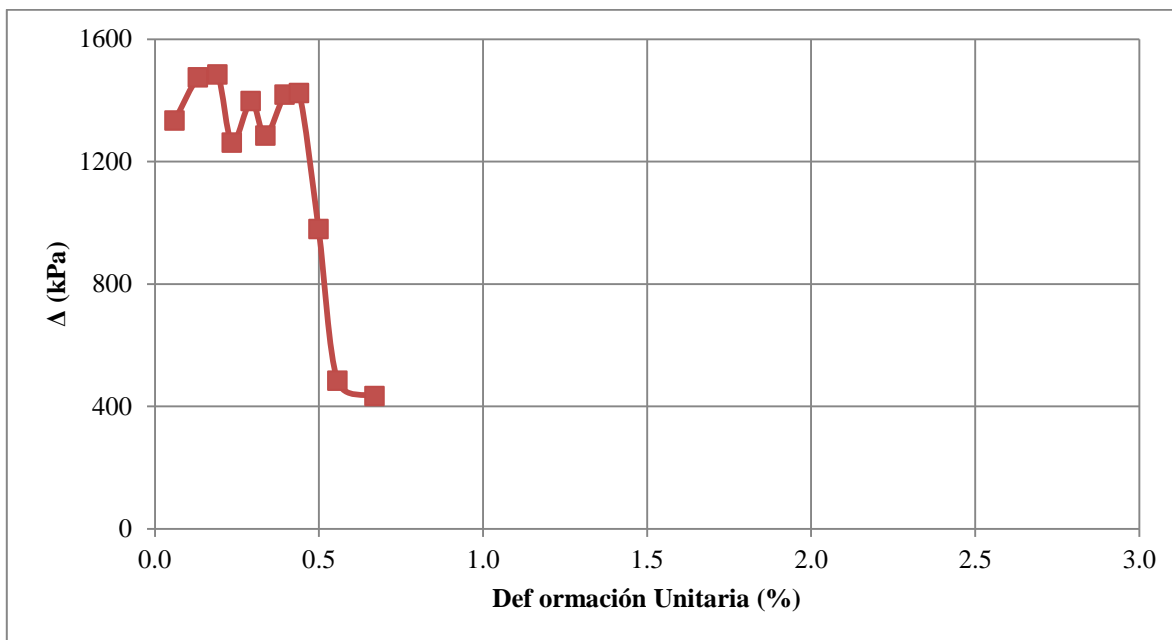


Figura 6.2 Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de arenisca DH (M4-8.8).

Tabla 6.3 Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra DH (M4-8.8).

	Meteorización Grado III (Experimental)		Meteorización Grado III (Modelo)	
	Túnel	Talud	Túnel	Talud
<b>H (m)</b>	8.8	8.8	8.8	8.8
<b><math>\sigma_{3max}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	111.484	178.016	110.340	175.282
<b><math>\sigma_{3n}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	0.009	0.015	0.011	0.017
<b><math>\phi</math> (o)</b>	42.863	39.178	41.608	37.917
<b>c (kN/m<sup>2</sup>)</b>	45.324	57.298	41.240	52.499

Tabla 6.4 Aplicación del modelo mecánico, para la muestra DH (MI-9.7).

APLICACIÓN DEL MODELO						
E <sub>tp</sub> (kN/m <sup>2</sup> )	$\omega$	$\dot{\epsilon}$ (s <sup>-1</sup> )	$\eta$ (kN*s/m <sup>2</sup> )	$\sigma$ modelo (kN/m <sup>2</sup> )	E <sub>ti</sub> regresión (kN/m <sup>2</sup> )	$\epsilon$ max regresión (%)
1799048.477	0.001	10.000	179850.822	1009.353		
1851042.295	0.001	8.333	221978.361	2284.595		
1893314.195	0.002	10.169	185997.998	3381.041		
1924643.007	0.002	13.636	140974.578	4228.576		
1965684.150	0.003	10.345	189737.698	5384.352		
1996624.606	0.003	13.636	146172.402	6290.138	1755387.014	1
2027397.467	0.004	13.636	148392.606	7220.705		
2058002.690	0.004	13.636	150599.561	8175.841		
2098778.336	0.005	10.169	205880.635	9494.786		
2128990.971	0.005	13.636	155714.061	10506.616		
2169240.037	0.006	10.169	212683.013	11900.812		
2441755.456	0.010	10.345	234860.084	22784.714		

Tabla 6.5 Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra DH (MI-9.7).

INFERENCIA ESTADÍSTICA							
Media experimental	Media modelo	S <sub>xy</sub> (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	S <sub>xx</sub> (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	S <sub>yy</sub> (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Coefficiente correlación (%)	Error absoluto (kN/m <sup>2</sup> )	Desviación estándar experimental (kN/m <sup>2</sup> )
		41211828.921	37694916.306	45056867.331	100	1843.959	
		27316290.461	25240208.524	29563136.289	100	1900.200	
		16970102.500	15284061.405	18842136.996	100	1918.234	
		9765824.039	7815674.570	12202570.399	99.91	1719.217	
7256.885	7721.794	3935295.314	2834477.108	5463635.308	99.82	1762.930	3869.999
		818744.451	327054.115	2049637.801	99.55	1557.012	
		-270003.371	290340.643	251090.648	99.01	1376.859	
		748525.984	2717772.558	206158.219	98.18	1222.261	
		4886019.225	7594461.053	3143499.414	97.62	1433.968	
		10758885.850	14925869.589	7755234.899	97.17	1338.203	
		20762055.462	24682671.811	17464193.111	97.30	1627.634	
		95640860.879	40315181.615	226891555.569	90.31	7226.532	

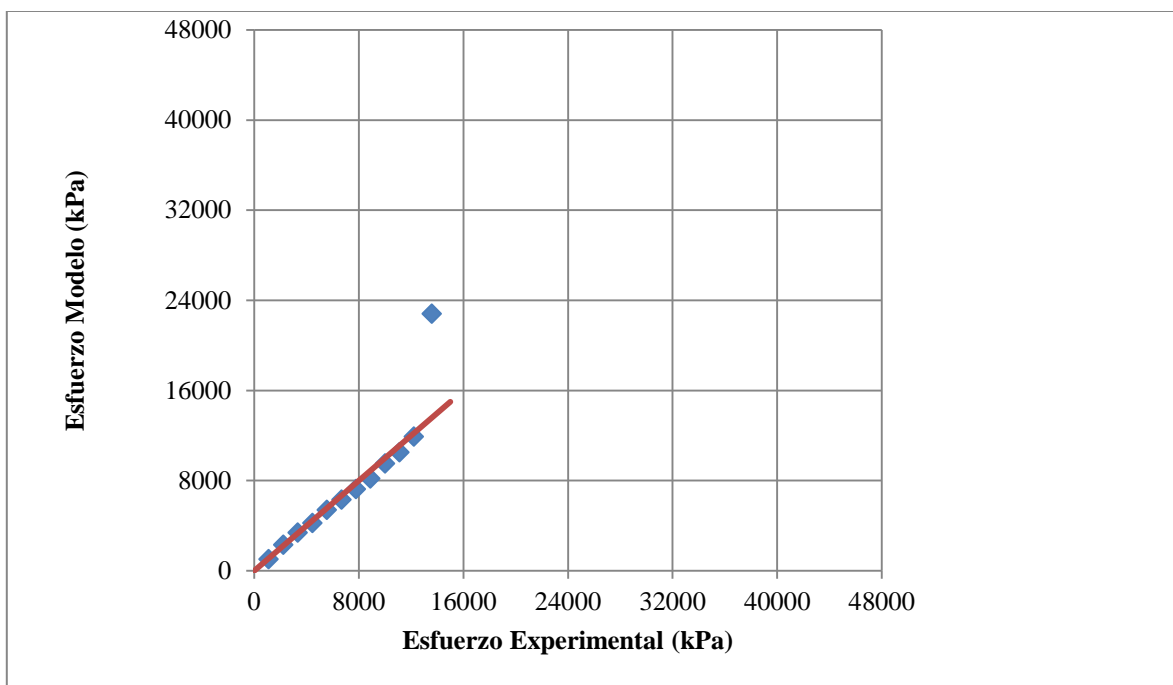
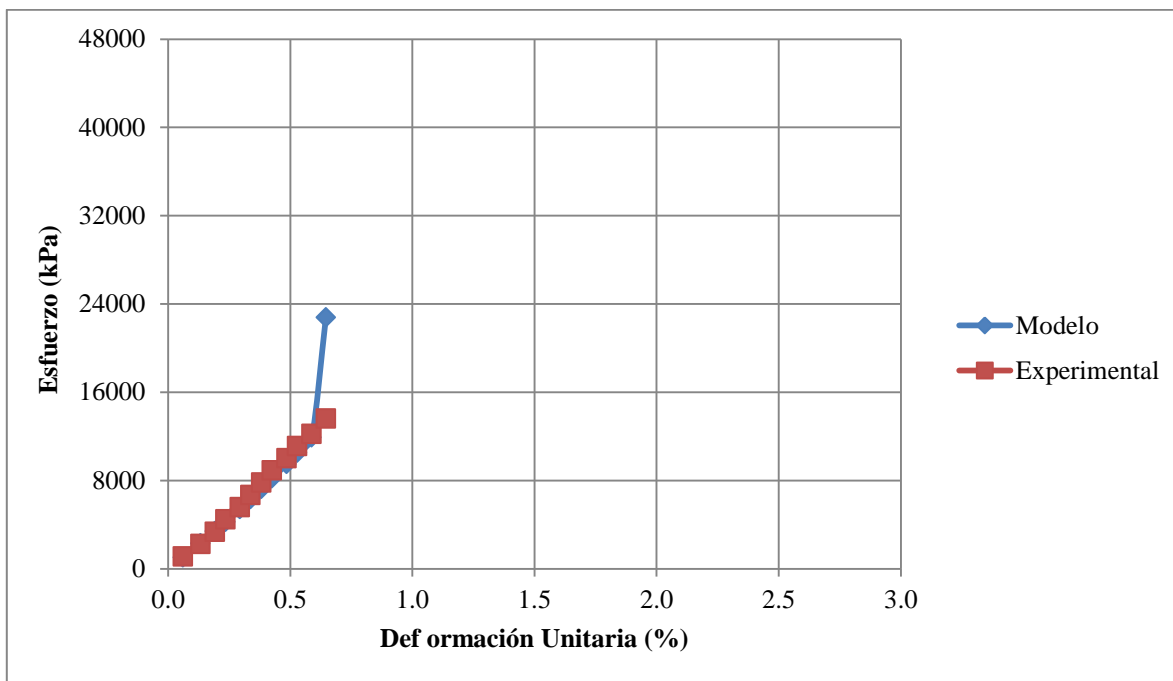


Figura 6.3 Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de arenisca DH (M1-9.7).

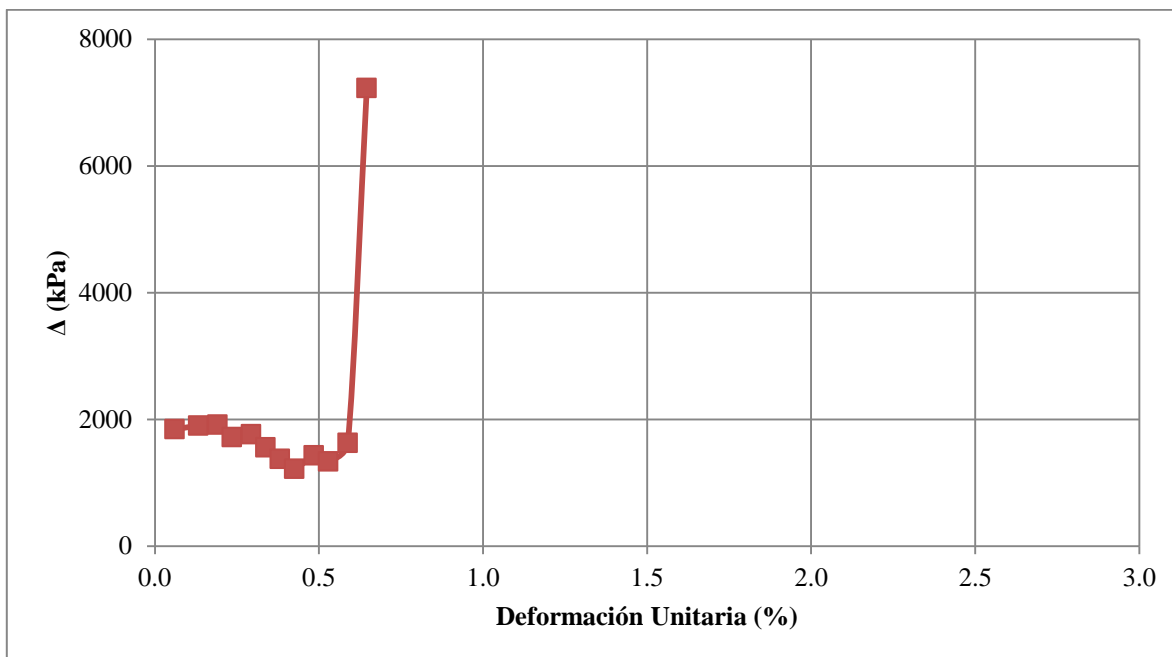


Figura 6.4 Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de arenisca DH (M1-9.7).

Tabla 6.6 Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra DH (M1-9.7).

	Meteorización Grado III (Experimental)		Meteorización Grado III (Modelo)	
	Túnel	Talud	Túnel	Talud
<b>H (m)</b>	9.6	9.6	9.6	9.6
<b><math>\sigma_{3max}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	117.63	190.41	121.325	199.453
<b><math>\sigma_{3n}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	0.009	0.014	0.005	0.009
<b><math>\phi</math> (o)</b>	49.958	46.220	53.481	49.864
<b>c (kN/m<sup>2</sup>)</b>	53.173	71.138	68.080	89.693

Tabla 6.7 Aplicación del modelo mecánico, para la muestra DH (M4-10.8).

APLICACIÓN DEL MODELO						
Etp (kN/m <sup>2</sup> )	$\omega$	$\dot{\epsilon}$ (s <sup>-1</sup> )	$\eta$ (kN*s/m <sup>2</sup> )	$\sigma$ modelo (kN/m <sup>2</sup> )	Eti regresión (kN/m <sup>2</sup> )	$\epsilon$ max regresión (%)
1549164.775	0.001	6.818	227110.877	1273.368		
1593854.264	0.002	8.219	193762.894	2396.723		
1629687.022	0.002	10.169	160076.385	3348.465		
1665263.893	0.003	10.169	163522.698	4338.921		
1699988.264	0.003	10.345	164055.573	5349.908		
1726165.829	0.004	13.636	126344.622	6141.293	1494772.171	1
1761043.995	0.004	10.169	172788.860	7235.206		
1786888.053	0.005	13.636	130721.812	8075.187		
1821318.885	0.005	10.169	178610.922	9233.609		
1854916.266	0.006	10.345	178770.753	10407.841		
2079249.071	0.010	8.219	251714.612	19402.064		

Tabla 6.8 Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra DH (M4-10.8).

INFERENCIA ESTADÍSTICA							
Media experimental	Media modelo	Sxy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Sxx (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Syy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Coefficiente correlación (%)	Error absoluto (kN/m <sup>2</sup> )	Desviación estándar experimental (kN/m <sup>2</sup> )
		31941857.640	30912414.965	33005582.729	100	1627.262	
		20554383.124	19779102.268	21360052.639	100.00	1616.430	
		12242984.287	11128942.641	13468544.954	99.97	1776.052	
		5964450.036	4954896.804	7179698.313	99.90	1677.314	
		1864012.674	1248075.011	2783921.814	99.75	1579.515	
6674.045	7018.417	7668.425	76.435	769346.297	99.27	1262.469	3525.123
		237933.432	1204582.850	46997.447	98.70	1250.105	
		2328947.493	4856887.791	1116763.792	97.77	983.786	
		7327074.490	10940532.707	4907075.553	97.22	1038.395	
		14948227.058	19450357.300	11488194.727	97.21	1110.019	
		70288004.688	32215530.714	153354717.227	90.82	5265.667	

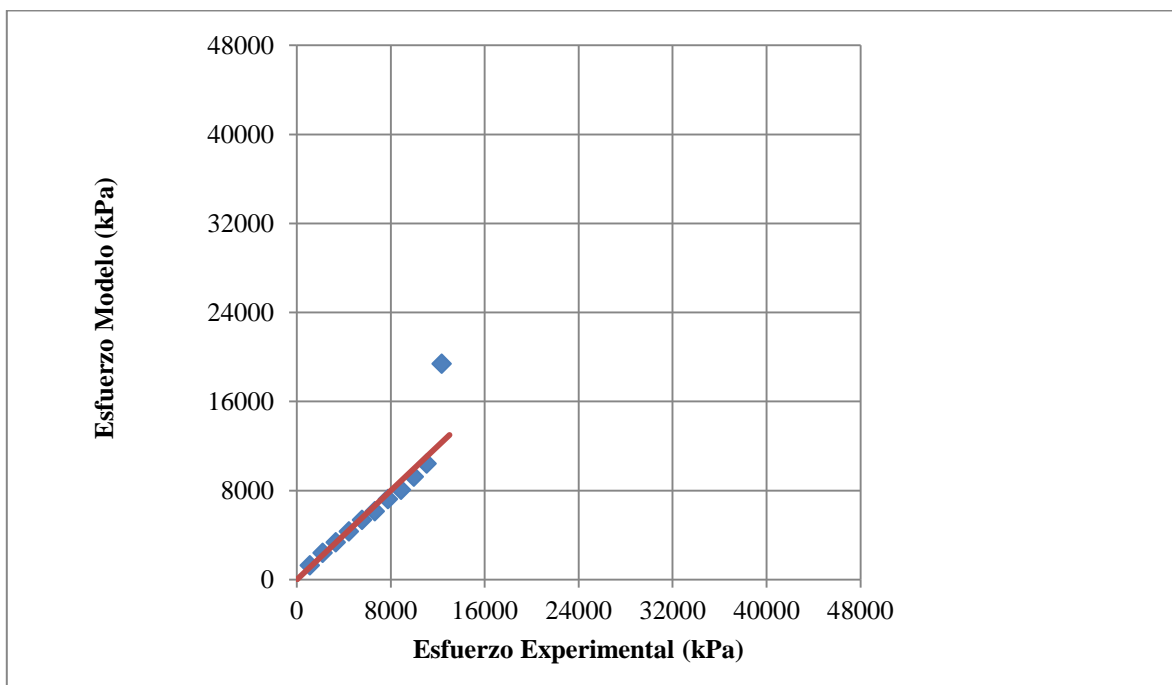
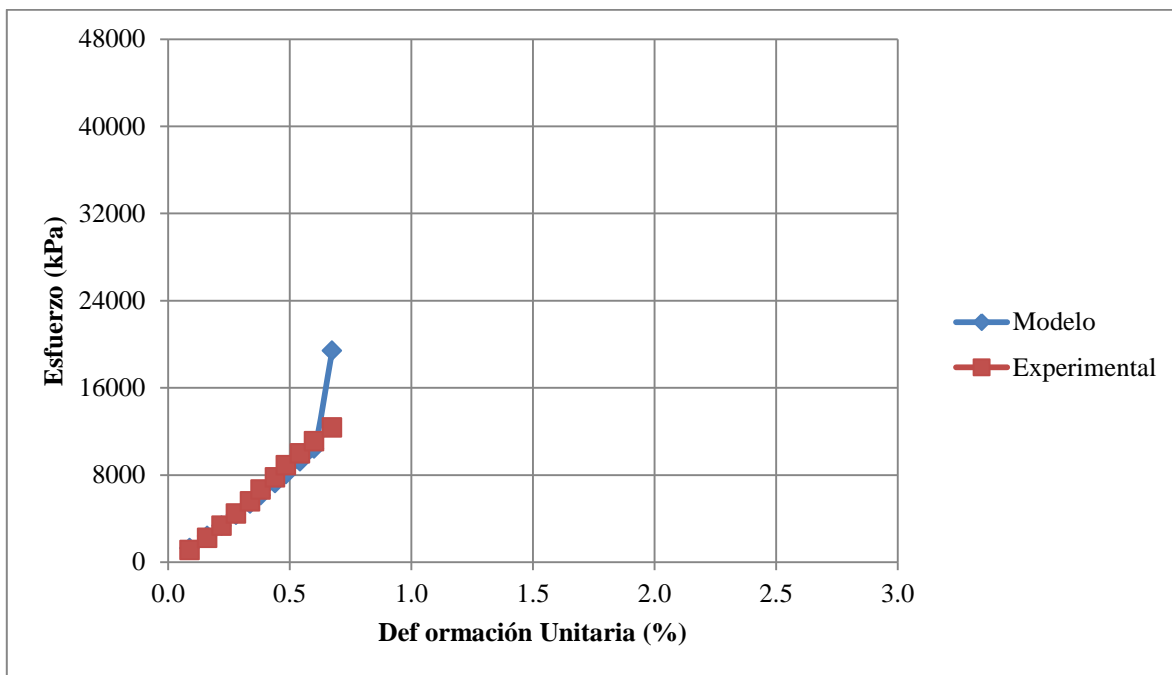


Figura 6.5 Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de arenisca DH (M4-10.8).

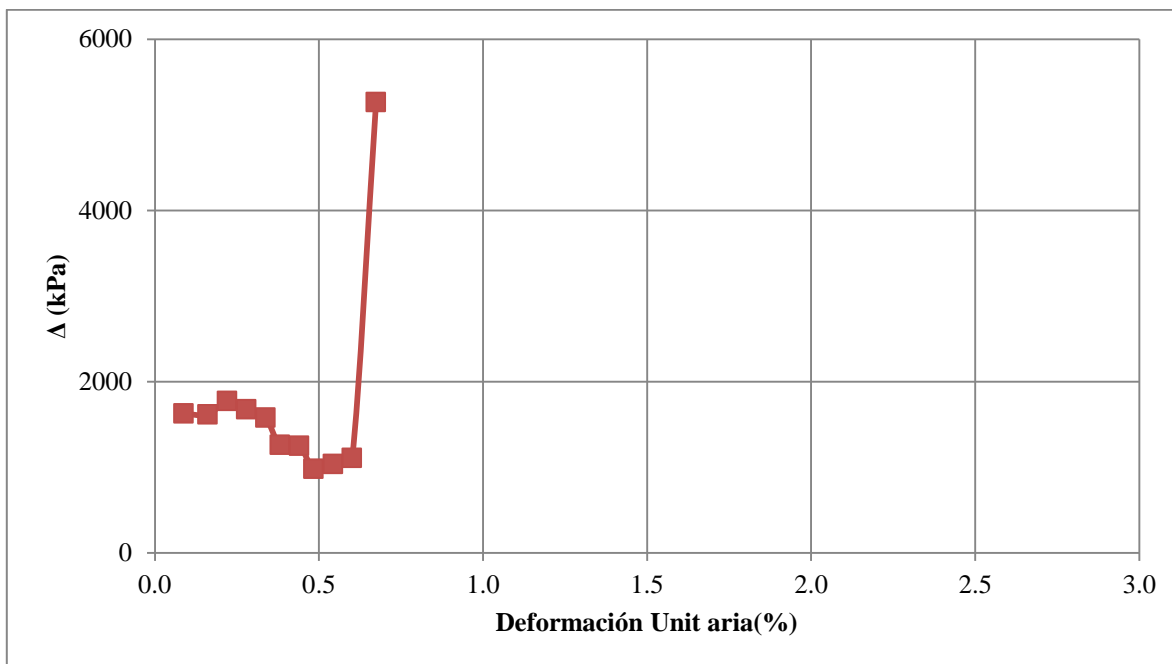


Figura 6.6 Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de arenisca DH (M4-10.8).

Tabla 6.9 Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al.(1995), para la muestra DH (M4-10.8).

	Meteorización Grado III (Experimental)		Meteorización Grado III (Modelo)	
	Túnel	Talud	Túnel	Talud
<b>H (m)</b>	10.8	10.8	10.8	10.8
<b><math>\sigma_{3max}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	126.918	204.314	130.405	212.792
<b><math>\sigma_{3n}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	0.010	0.017	0.007	0.011
<b><math>\phi</math> (o)</b>	48.640	44.877	51.822	48.137
<b>c (kN/m<sup>2</sup>)</b>	53.456	71.730	65.712	87.334

Tabla 6.10 Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P11 (M1-15).

APLICACIÓN DEL MODELO						
Etp (kN/m <sup>2</sup> )	$\omega$	$\dot{\epsilon}$ (s <sup>-1</sup> )	$\eta$ (kN*s/m <sup>2</sup> )	$\sigma$ modelo (kN/m <sup>2</sup> )	Eti regresión (kN/m <sup>2</sup> )	$\epsilon$ max regresión (%)
1331832.023	0.002	2.857	465633.885	2709.091		
1386239.729	0.003	5.172	267553.724	4376.843		
1429744.175	0.004	6.383	223506.042	5815.304		
1465901.473	0.005	7.595	192511.709	7083.313		
1502139.379	0.006	7.500	199685.012	8421.431		
1537551.772	0.007	7.595	201755.013	9795.332		
1569945.372	0.008	8.219	190287.677	11110.524		
1601585.307	0.008	8.333	191392.040	12449.956		
1632917.329	0.009	8.333	195063.517	13830.697	1231309.683	1.1
1664370.022	0.010	8.219	201505.974	15272.120		
1698050.932	0.011	7.595	222390.043	16878.315		
1733037.334	0.011	7.229	238361.950	18616.759		
1764713.534	0.012	7.895	222161.026	20253.511		
1797685.399	0.013	7.500	238124.410	22021.935		
1712210.023	0.011	5.941	286642.564	17573.193		

Tabla 6.11 Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P11 (M1-15).

INFERENCIA ESTADÍSTICA							
Media experimental	Media modelo	S <sub>xy</sub> (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	S <sub>xx</sub> (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	S <sub>yy</sub> (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Coefficiente correlación (%)	Error absoluto (kN/m <sup>2</sup> )	Desviación estándar experimental (kN/m <sup>2</sup> )
		84929088.761	76584339.988	94183094.336	100	628.607	
		60210870.810	56125083.225	64594095.108	99.99	220.435	
		41137327.439	38866073.664	43541308.635	99.98	39.375	
		26538505.434	24785906.829	28415029.377	99.98	27.087	
		14871755.870	13875346.823	15939718.515	99.98	57.448	
		6476741.379	6117717.415	6856835.000	99.98	179.789	
		1594489.131	1496619.176	1698759.196	99.98	244.942	
		896.739	618.165	1300.850	99.98	336.147	
10013.873	12413.888	1801046.747	1615948.576	2007346.912	99.98	470.552	5565.528
		7189924.217	6327816.092	8169486.834	99.98	667.659	
		16773064.876	14115408.866	19931105.645	99.96	1032.322	
		30988776.766	24958785.653	38475601.289	99.88	1531.937	
		48870026.456	38859282.851	61459690.211	99.80	1930.845	
		71760925.346	55783509.651	92314564.621	99.71	2464.154	
		44423655.343	74138902.438	26618429.585	97.85	1023.997	

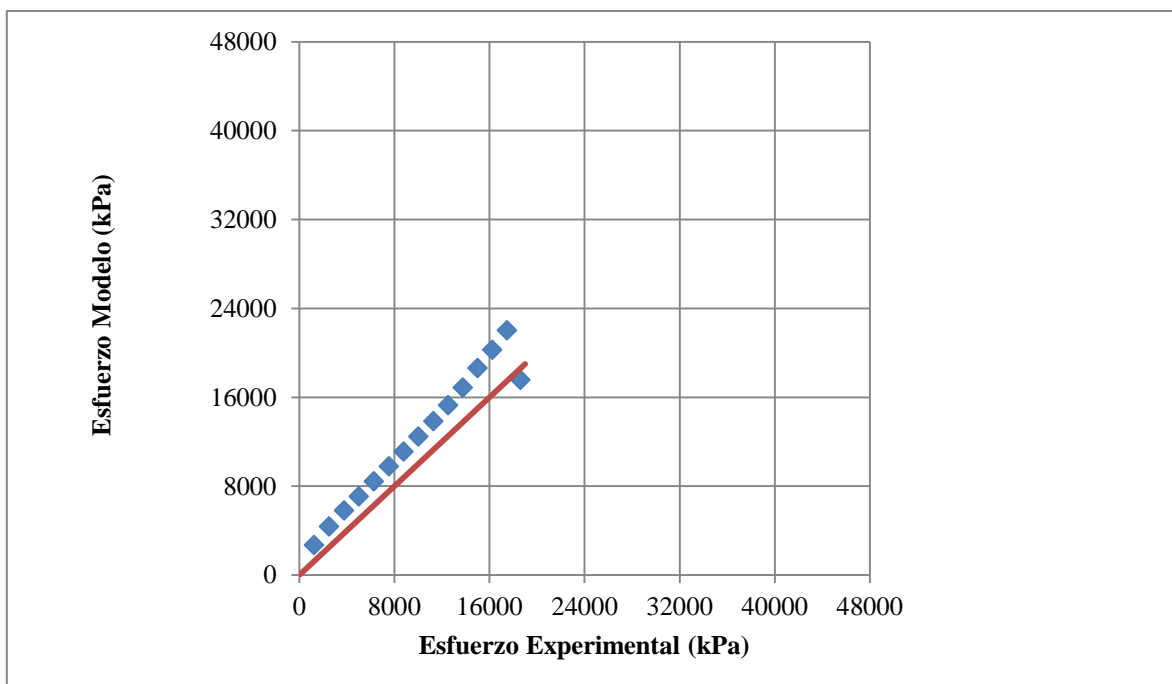
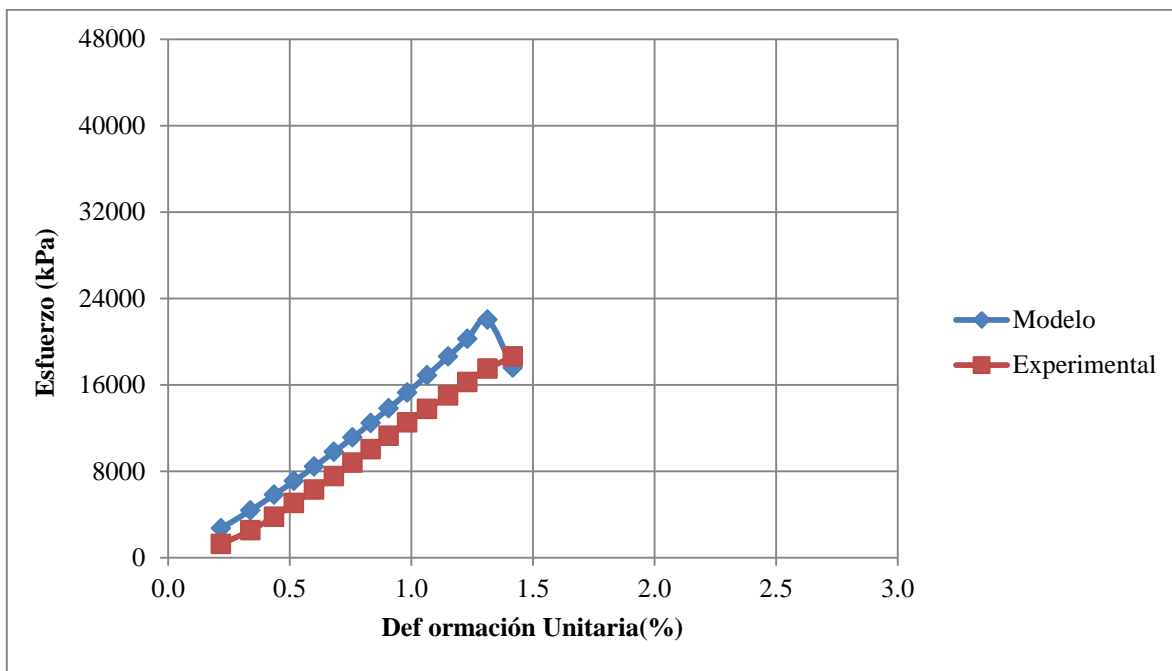


Figura 6.7 Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P11 (M1-15).

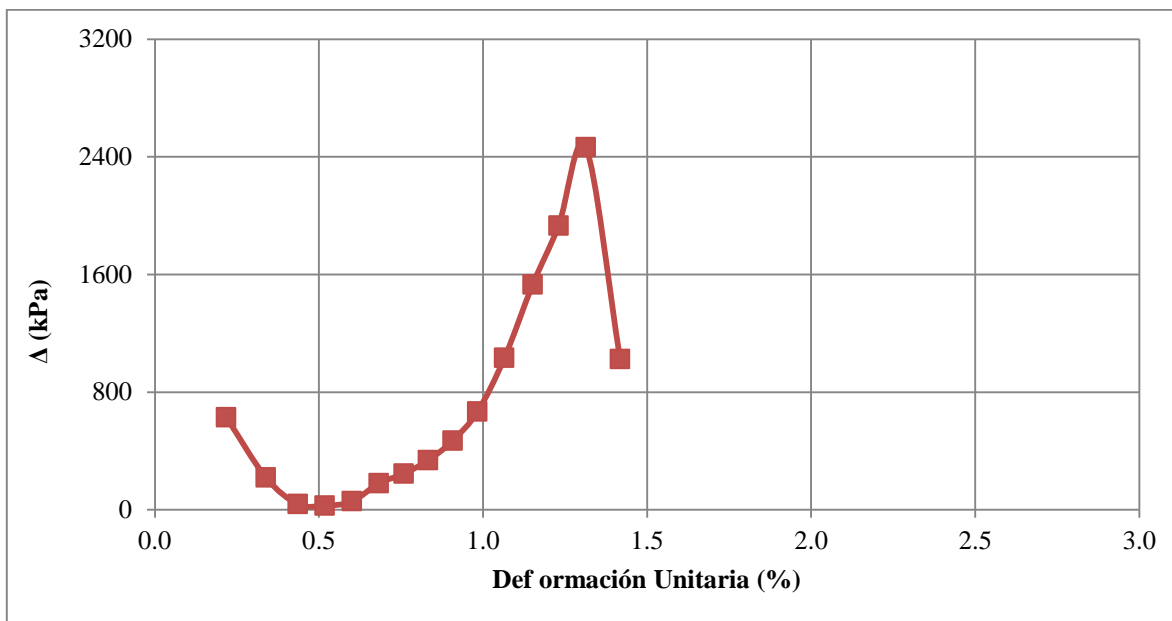


Figura 6.8 Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P11 (M1-15).

Tabla 6.12 Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P11 (M1-15).

	Meteorización Grado III (Experimental)		Meteorización Grado III (Modelo)	
	Túnel	Talud	Túnel	Talud
<b>H (m)</b>	15	15	15	15
<b><math>\sigma_{3max}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	192.453	306.062	191.783	304.466
<b><math>\sigma_{3n}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	0.010	0.016	0.011	0.017
<b><math>\phi</math> (o)</b>	41.879	38.189	41.452	37.762
<b>c (kN/m<sup>2</sup>)</b>	73.216	93.076	70.960	90.402

Tabla 6.13 Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P11 (M3-17.5).

APLICACIÓN DEL MODELO						
Etp (kN/m <sup>2</sup> )	$\omega$	$\dot{\epsilon}$ (s <sup>-1</sup> )	$\eta$ (kN*s/m <sup>2</sup> )	$\sigma$ modelo (kN/m <sup>2</sup> )	Eti regresión (kN/m <sup>2</sup> )	$\epsilon$ max regresión (%)
731451.985	0.003	2.439	299519.203	1714.638		
768343.351	0.004	3.947	194252.236	2913.573		
799339.871	0.005	4.615	172724.555	4020.669		
828195.602	0.007	4.878	169217.390	5135.650		
853383.318	0.008	5.505	154431.665	6177.231		
879566.464	0.009	5.217	167833.141	7329.343		
902453.554	0.010	5.882	152654.838	8395.866	670264.671	1.13
926342.204	0.011	5.556	165821.879	9569.797		
950092.289	0.012	5.505	171552.808	10800.076		
973267.794	0.013	5.556	174029.477	12063.012		
1000693.007	0.015	4.615	215240.253	13639.649		
931942.100	0.011	7.500	123557.475	9854.139		

Tabla 6.14 Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P11 (M3-17.5).

INFERENCIA ESTADÍSTICA							
Media experimental	Media modelo	Sxy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Sxx (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Syy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Coefficiente correlación (%)	Error absoluto (kN/m <sup>2</sup> )	Desviación estándar experimental (kN/m <sup>2</sup> )
		38854594.156	43079038.638	35044409.874	100	1102.313	
		25254899.738	28618195.032	22286868.897	99.99	1117.242	
		14956429.758	17128818.684	13059557.419	99.99	1221.046	
		7323261.882	8588931.049	6244102.355	99.98	1314.075	
		2513549.110	2975177.810	2123546.736	99.98	1478.312	
		159342.723	272710.648	93102.721	99.97	1528.853	4228.063
7781.114	7634.470	516763.160	460640.113	579724.075	99.95	1535.347	
		3631615.638	3521204.649	3745488.677	99.91	1511.494	
		9723053.589	9433909.813	10021059.451	99.83	1546.794	
		18882661.562	18180465.353	19611979.163	99.73	1581.257	
		32731459.999	29708375.045	36062170.081	99.53	1191.303	
		13070472.172	34674187.717	4926928.475	96.38	2216.155	

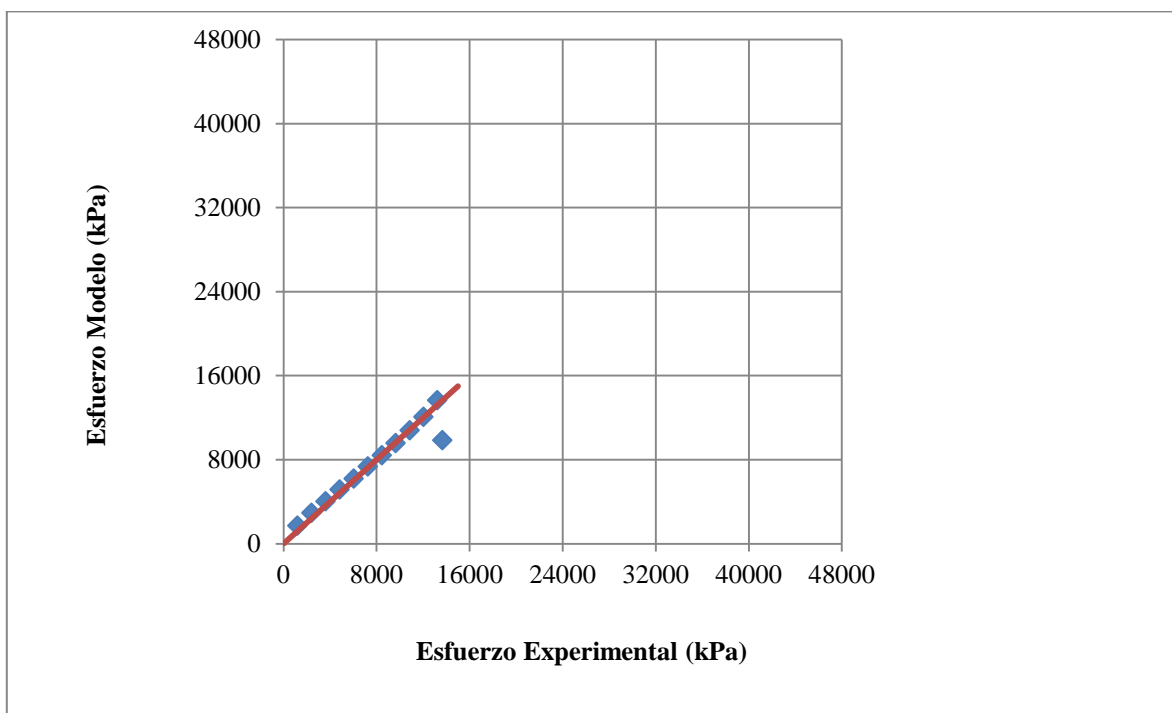
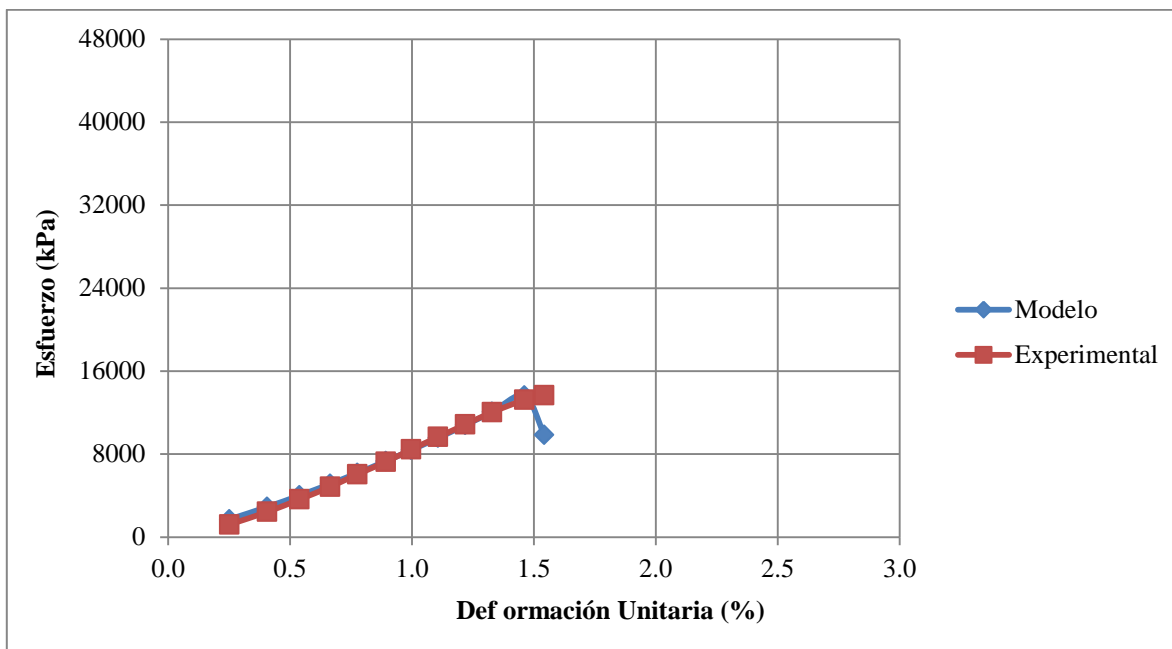


Figura 6.9 Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P11 (M3-17.5).

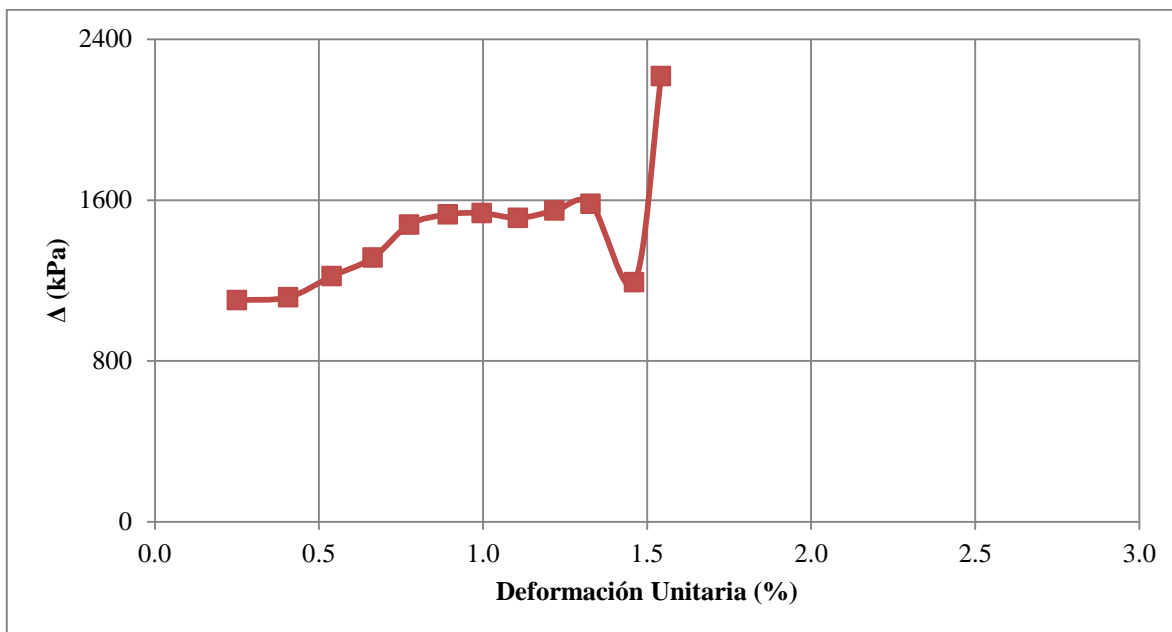


Figura 6.10 Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de intercalaciones delimitolitas y lodolitas P11 (M3-17.5).

Tabla 6.15 Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P11 (M3-17.5).

	Meteorización Grado III (Experimental)		Meteorización Grado III (Modelo)	
	Túnel	Talud	Túnel	Talud
<b>H (m)</b>	17.5	17.5	17.5	17.5
<b><math>\sigma_{3max}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	214.795	337.054	210.618	327.271
<b><math>\sigma_{3n}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	0.016	0.025	0.021	0.033
<b><math>\phi</math> (o)</b>	38.550	34.892	36.057	32.469
<b>c (kN/m<sup>2</sup>)</b>	66.674	85.870	57.019	73.788

Tabla 6.16 Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P11 (M1-17.6).

APLICACIÓN DEL MODELO						
Etp (kN/m <sup>2</sup> )	$\omega$	$\dot{\epsilon}$ (s <sup>-1</sup> )	$\eta$ (kN*s/m <sup>2</sup> )	$\sigma$ modelo (kN/m <sup>2</sup> )	Eti regresión (kN/m <sup>2</sup> )	$\epsilon$ max regresión (%)
3766772.172	0.001	8.219	458124.067	2557.543		
3920382.085	0.002	5.825	672409.468	6416.958		
3985425.419	0.002	13.636	291944.597	8153.937		
4028106.157	0.002	20.690	194450.603	9327.350		
4050123.552	0.003	40.000	101120.101	9943.151		
4092576.725	0.003	20.690	197519.559	11150.756		
4114476.400	0.003	40.000	102704.316	11784.170		
4136335.935	0.003	40.000	103242.259	12423.554		
4178483.876	0.003	20.690	201606.480	13676.564		
4200225.652	0.004	40.000	104813.982	14333.364		
4220481.750	0.004	42.857	98291.315	14951.704		
4263769.882	0.004	20.000	212752.789	16293.971		
4283916.034	0.004	42.857	99746.802	16928.384		
4305462.371	0.004	40.000	107401.077	17613.755	3656758.453	1
4326968.538	0.005	40.000	107929.499	18304.946		
4347004.718	0.005	42.857	101193.603	18955.295		
4368433.216	0.005	40.000	108948.049	19657.691		
4409747.715	0.005	20.690	212594.282	21032.005		
4431058.346	0.005	40.000	110485.721	21751.280		
4452328.788	0.005	40.000	111007.802	22476.276		
4493337.672	0.006	20.690	216560.585	23894.092		
4514490.207	0.006	40.000	112533.008	24635.770		
4555271.109	0.006	20.690	219497.475	26085.696		
4595901.718	0.006	20.690	221423.333	27556.630		
4636382.009	0.007	20.690	223341.391	29048.449		
5086602.334	0.010	20.000	253062.673	47464.532		

Tabla 6.17 Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P11 (M1-17.6).

INFERENCIA ESTADÍSTICA							
Media experimental	Media modelo	Sxy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Sxx (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Syy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Coefficiente correlación (%)	Error absoluto (kN/m <sup>2</sup> )	Desviación estándar experimental (kN/m <sup>2</sup> )
		222751481.907	209719089.499	236593735.031	100	1060.558	
		153436694.366	177332562.678	132760835.474	99.49	1633.803	
		118909001.733	147668937.186	95750338.308	99.28	2206.065	
		94622294.896	120725599.407	74163050.217	99.19	2215.087	
		78544589.496	96491129.963	63935954.957	99.23	1666.358	
		58786009.004	74991892.715	46082246.087	99.22	1710.760	
		46138426.018	56191764.630	37883742.742	99.25	1180.504	
		34929126.521	40104309.859	30421764.738	99.28	656.568	
		22043058.437	26742252.142	18169614.985	99.30	748.072	
		14454978.393	16070732.919	13001672.133	99.31	242.413	
		8504036.462	8103095.375	8924816.110	99.30	301.485	
		2775271.684	2845682.567	2706602.982	99.30	118.896	
15649.132	17939.147	531170.672	276165.591	1021641.694	99.28	645.884	8803.818
		-206753.320	403729.658	105880.097	99.23	1121.425	
		656960.669	3225472.457	133809.024	99.14	1590.797	
		3004098.067	8740064.110	1032555.949	98.98	2100.848	
		7073932.793	16943401.083	2953393.178	98.76	2342.974	
		16308119.429	27802752.723	9565770.769	98.64	2340.609	
		24519056.968	41368654.759	14532359.298	98.49	2120.952	
		34439136.970	57615890.943	20585538.744	98.32	1687.282	
		52078434.336	76482192.794	35461369.814	98.29	1950.201	
		66318095.529	98073669.968	44844755.947	98.27	1534.074	
		90075778.264	122255589.681	66366256.554	98.36	1830.290	
		117429081.864	149083122.526	92495978.309	98.50	2148.189	
		148446050.098	178551599.923	123416591.053	98.66	2413.654	
		395982631.005	179870999.129	871748335.289	91.06	15953.149	

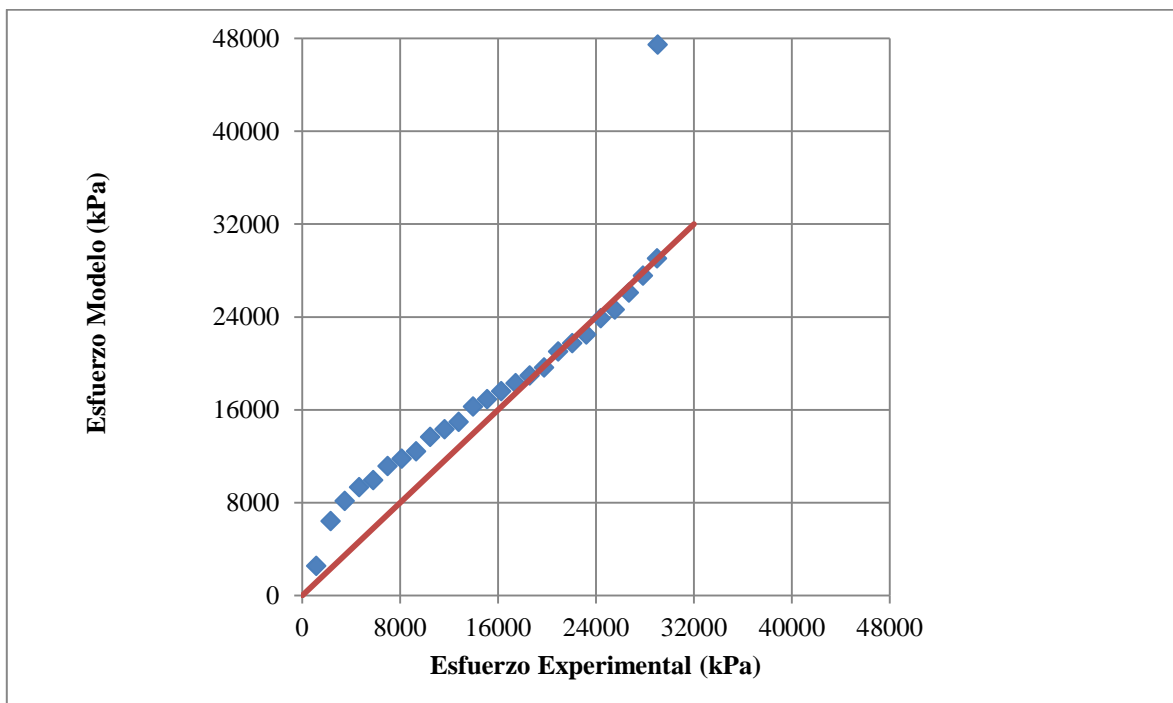
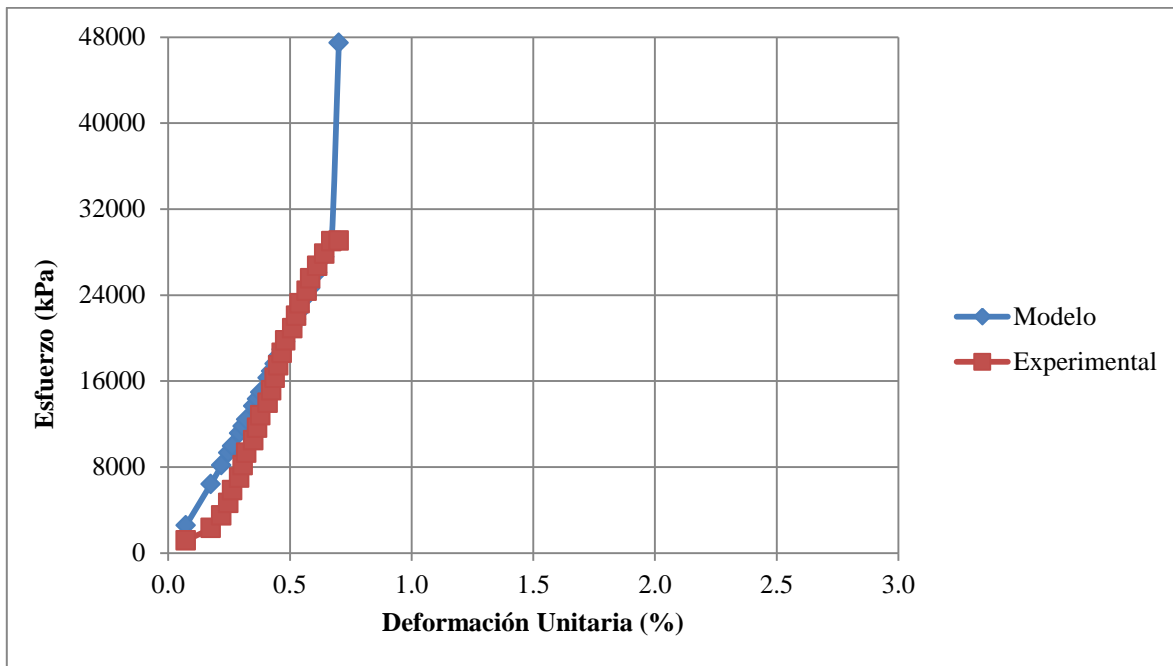


Figura 6.11 Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de arenisca P11 (M1-17.6).

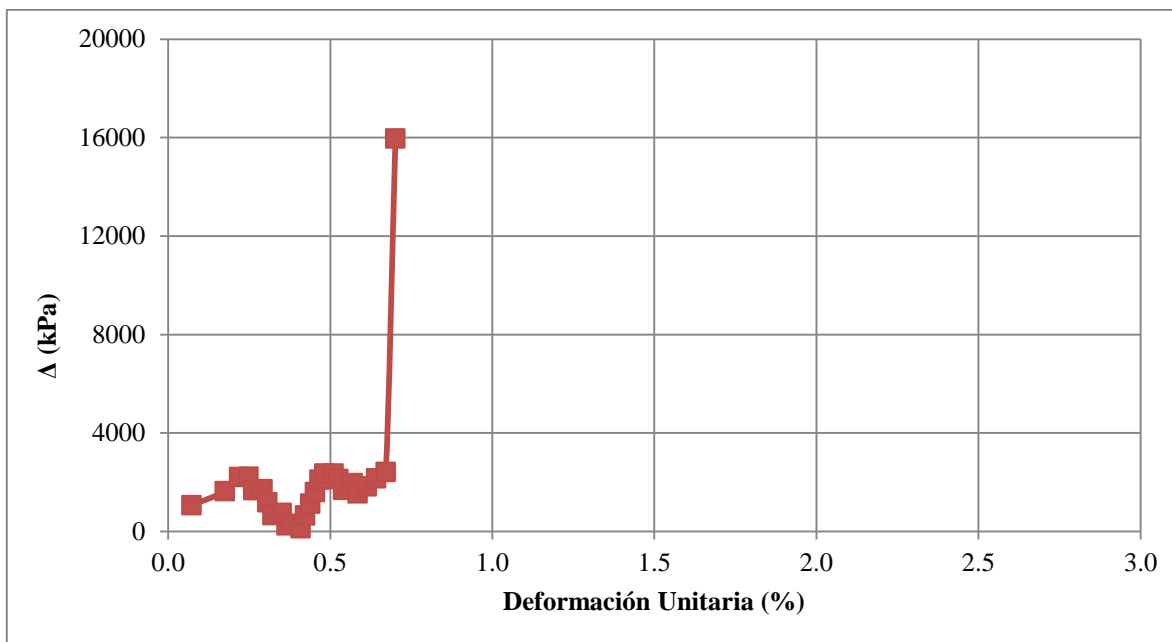


Figura 6.12 Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de arenisca P11 (M1-17.6).

Tabla 6.18 Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P11 (M1-17.6).

	Meteorización Grado III (Experimental)		Meteorización Grado III (Modelo)	
	Túnel	Talud	Túnel	Talud
<b>H (m)</b>	17.6	17.6	17.6	17.6
<b><math>\sigma_{3max}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	231.503	375.719	238.419	392.68
<b><math>\sigma_{3n}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	0.008	0.013	0.005	0.008
<b><math>\phi</math> (o)</b>	50.571	46.848	53.886	50.289
<b>c (kN/m<sup>2</sup>)</b>	108.323	144.654	137.604	180.815

Tabla 6.19 Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P13 (M4-12).

APLICACIÓN DEL MODELO						
Etp (kN/m <sup>2</sup> )	$\omega$	$\dot{\epsilon}$ (s <sup>-1</sup> )	$\eta$ (kN*s/m <sup>2</sup> )	$\sigma$ modelo (kN/m <sup>2</sup> )	Eti regresión (kN/m <sup>2</sup> )	$\epsilon$ max regresión (%)
857665.478	0.003	1.887	453820.598	2617.631		
921304.086	0.006	2.667	344526.655	4800.330		
970896.984	0.007	3.333	290189.457	6734.478		
1013994.944	0.009	3.750	269175.234	8588.593		
1050160.418	0.010	4.380	238533.969	10273.639		
1083848.651	0.012	4.615	233451.341	11953.113		
1113391.099	0.013	5.172	213861.059	13515.996	764605.473	1.1
1142444.836	0.014	5.172	219311.221	15137.777		
1169055.245	0.015	5.556	208826.651	16699.205		
1197164.282	0.016	5.172	229551.752	18430.042		
1224783.587	0.018	5.172	234708.059	20214.931		
1263455.201	0.019	3.614	346185.725	22859.895		
1063229.805	0.011	9.231	114552.025	10912.413		

Tabla 6.20 Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P13 (M4-12).

INFERENCIA ESTADÍSTICA							
Media experimental	Media modelo	Sxy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Sxx (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Syy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Coefficiente correlación (%)	Error absoluto (kN/m <sup>2</sup> )	Desviación estándar experimental (kN/m <sup>2</sup> )
		61628782.861	38746918.624	98023456.104	100	399.258	
		39870068.887	26686186.108	59567237.770	99.95	724.606	
		23774375.621	16896112.930	33452720.074	99.89	1603.375	
		12017785.751	9352468.495	15442679.591	99.78	2405.183	
		4507575.166	4032553.617	5038552.690	99.66	3040.170	
		542933.913	922768.384	319448.780	99.48	3672.130	3959.256
7288.474	12518.311	84930.954	7246.785	995374.772	99.31	4189.276	
		2955593.935	1273104.533	6861601.132	99.12	4767.866	
		9071516.665	4707838.446	17479872.249	99.00	5287.858	
		18964503.768	10290906.246	34948564.740	98.93	5980.507	
		32661283.706	18008039.037	59237957.621	98.94	6729.752	
		54501227.816	27774001.289	106948358.020	98.80	8348.199	
		-8708991.828	29410330.419	2578908.077	87.46	153.928	

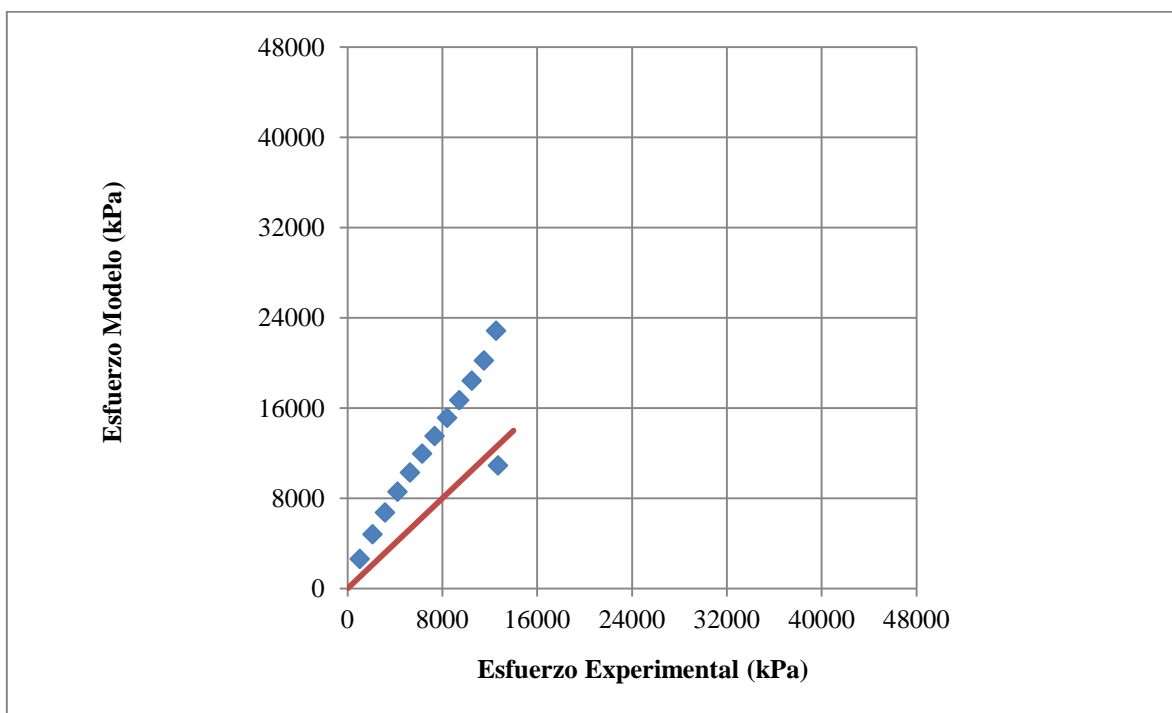
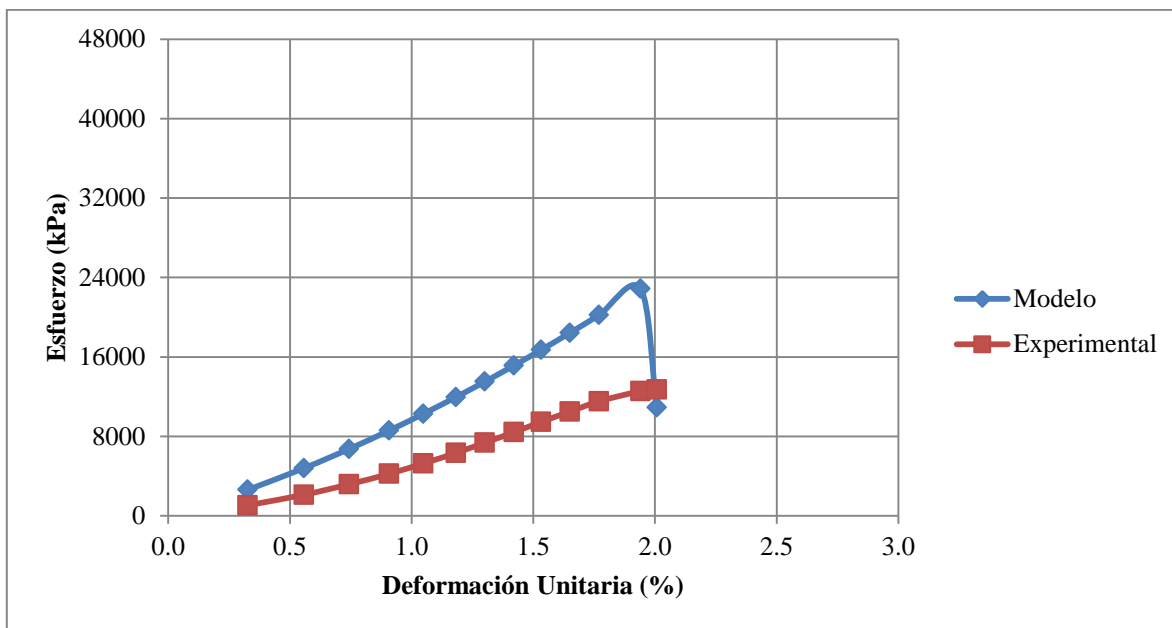


Figura 6.13 Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P13 (M4-12).

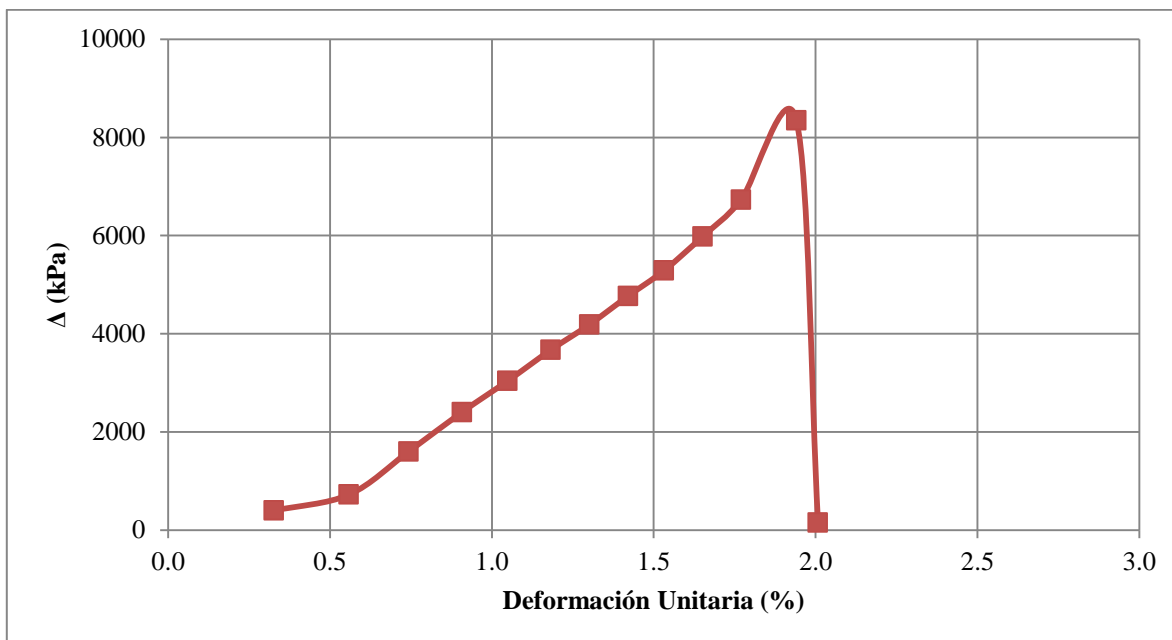


Figura 6.14 Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de intercalaciones de limolitas y lodolitas P13 (M4-12).

Tabla 6.21 Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P13 (M4-12).

	Meteorización Grado III (Experimental)		Meteorización Grado III (Modelo)	
	Túnel	Talud	Túnel	Talud
<b>H (m)</b>	12	12	12	12
<b><math>\sigma_{3max}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	128.326	204.232	127.156	201.446
<b><math>\sigma_{3n}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	0.010	0.016	0.012	0.018
<b><math>\phi</math> (°)</b>	42.061	38.371	40.936	37.248
<b>c (kN/m<sup>2</sup>)</b>	49.410	62.752	45.529	58.142

Tabla 6.22 Aplicación del modelo mecánico, para la muestra P13 (M3-20.2).

APLICACIÓN DEL MODELO						
Etp (kN/m <sup>2</sup> )	$\omega$	$\dot{\epsilon}$ (s <sup>-1</sup> )	$\eta$ (kN*s/m <sup>2</sup> )	$\sigma$ modelo (kN/m <sup>2</sup> )	Eti regresión (kN/m <sup>2</sup> )	$\epsilon$ max regresión (%)
934045.454	0.001	5.128	182030.601	1037.409		
964432.820	0.002	5.825	165375.989	2013.944		
1002822.456	0.004	4.545	220226.723	3350.147		
1028069.949	0.004	6.818	150446.907	4292.751		
1048803.970	0.005	8.219	127272.364	5105.538	899068.873	1.28
1073545.227	0.006	6.818	156973.336	6121.924		
1098009.581	0.007	6.818	160478.792	7177.643		
1126292.081	0.008	5.825	192570.622	8462.331		
1249482.371	0.013	2.158	575241.253	14904.195		

Tabla 6.23 Estimación del error basada en la teoría de los mínimos cuadrados con respecto a la aplicación del modelo, para la muestra P13 (M3-20.2).

INFERENCIA ESTADÍSTICA							
Media experimental	Media modelo	Sxy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Sxx (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Syy (kN/m <sup>2</sup> ) <sup>2</sup>	Coefficiente correlación (%)	Error absoluto (kN/m <sup>2</sup> )	Desviación estándar experimental (kN/m <sup>2</sup> )
		22432967.349	21913697.571	22964541.809	100	1505.480	
		13291463.748	12134454.890	14558792.311	99.95	1284.262	
		5676031.935	5240807.495	6147399.721	99.9	1426.292	
		1684604.139	1201615.983	2361728.827	99.80	1175.797	
5881.476	5829.542	-69274.484	9155.118	524182.662	99.06	796.719	3121.814
		375612.172	1650362.916	85486.957	97.86	624.123	
		3331826.734	6108296.596	1817375.632	96.62	493.010	
		9622088.039	13356931.156	6931575.610	96.45	594.481	
		36693969.288	16350437.911	82349316.234	89.78	3310.812	

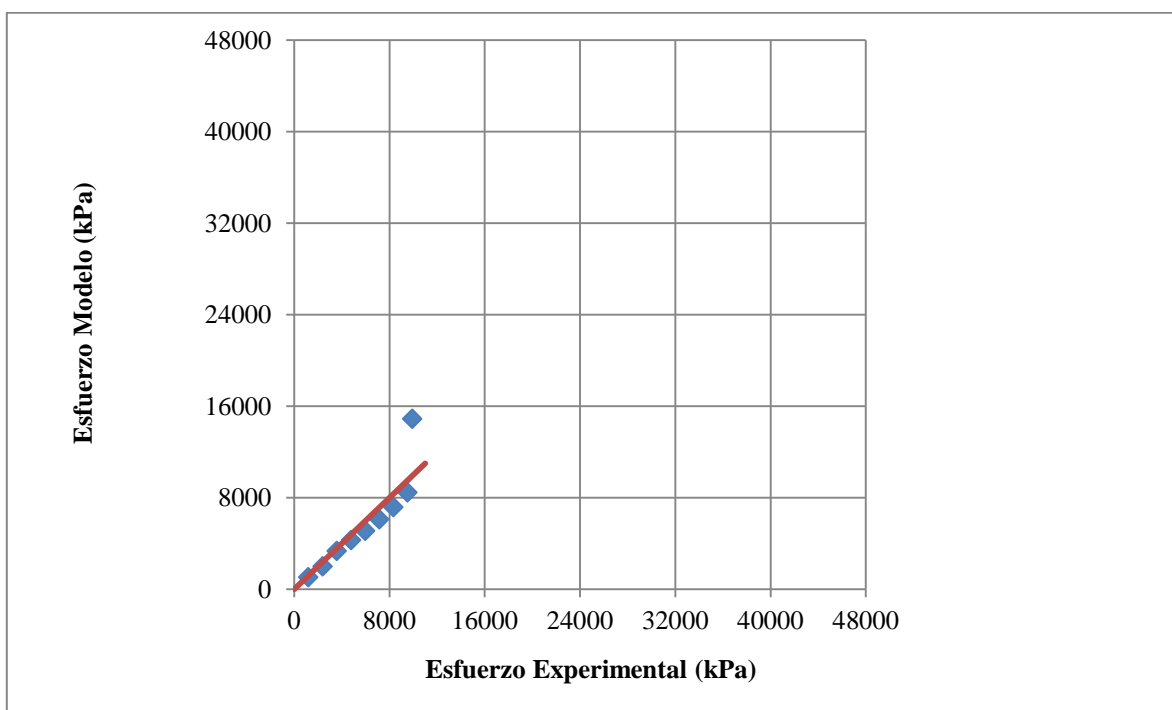
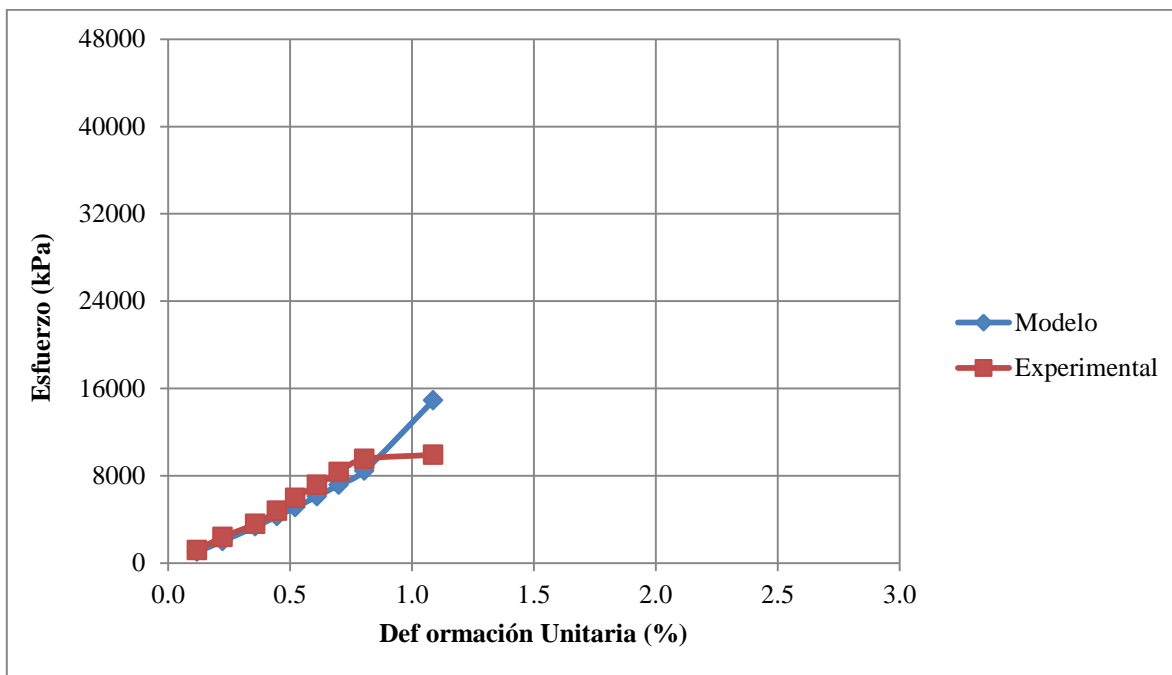


Figura 6.15 Comparación entre datos experimentales y los estimados con el modelo, para la muestra de intercalaciones de grauwacas y limolitas P13 (M3-20.2).

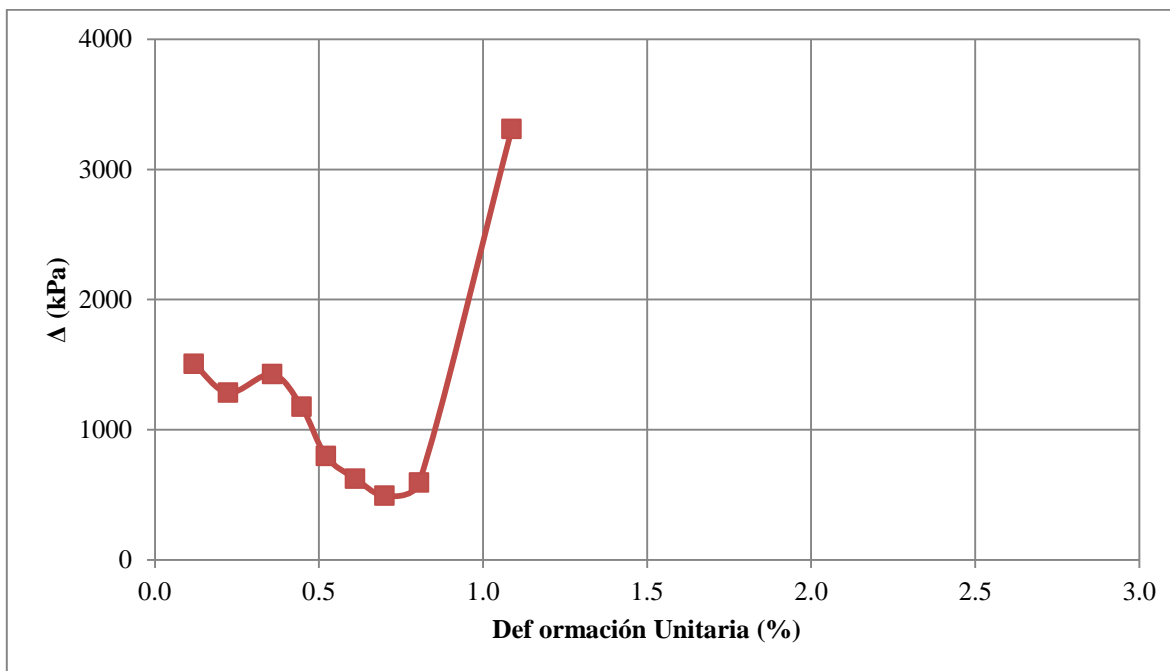


Figura 6.16 Variación del error absoluto para la aplicación del modelo en la muestra de intercalaciones de grauwacas y limolitas P13 (M3-20.2).

Tabla 6.24 Estimación de propiedades geomecánicas del macizo con base en la metodología de Hoek et al. (1995), para la muestra P13 (M3-20.2).

	Meteorización Grado III (Experimental)		Meteorización Grado III (Modelo)	
	Túnel	Talud	Túnel	Talud
<b>H (m)</b>	20.2	20.2	20.2	20.2
<b><math>\sigma_{3max}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	227.384	356.800	232.999	370.097
<b><math>\sigma_{3n}</math> (kN/m<sup>2</sup>)</b>	0.023	0.036	0.016	0.025
<b><math>\phi</math> (°)</b>	42.216	38.465	45.334	41.550
<b>c (kN/m<sup>2</sup>)</b>	71.026	95.372	83.525	112.383

Al evaluar el modelo se pudo determinar que para aquellos materiales que presentan una tendencia de comportamiento más linealizada como en el caso de las areniscas, el resultado obtenido para el esfuerzo de rotura sobrestima levemente la resistencia del material,

producto esto de la estimación del módulo tangente inicial con base en la velocidad de onda compresiva y la porosidad del material. Si se tiene en cuenta que para este tipo de materiales la fracción cementante está compuesta esencialmente por sílice y que la distribución de los granos es más compacta que en otras rocas sedimentarias, es consecuente que el modelo estime un valor alto para el módulo tangente inicial, el cual no alcanza a degradarse lo suficiente en el sector de fluencia anelástica para equiparar el esfuerzo generado al momento de la rotura.

Para el caso de las intercalaciones de limolitas y grauwacas se estima que el tamaño de los clastos es un factor de distorsión al momento de medir la velocidad de onda compresiva, por lo cual el modelo asume un comportamiento similar al mostrado para las areniscas, aun a sabiendas que la fracción cementante de este tipo de materiales presenta un comportamiento y una composición totalmente diferente.

De forma análoga en el caso de los materiales compuestos por intercalaciones de limolitas y lodolitas el modelo subestima el esfuerzo generado al momento de la rotura, lo cual se le atribuye al menor grado de compacidad que presentan este tipo de materiales.

En la figura 6.17 se presentan los resultados al comparar los datos experimentales y los obtenidos por el modelo para la estimación de propiedades mecánicas de un macizo rocoso, al aplicar la metodología de Hoek et al., (1995) para excavaciones subterráneas y a cielo abierto.

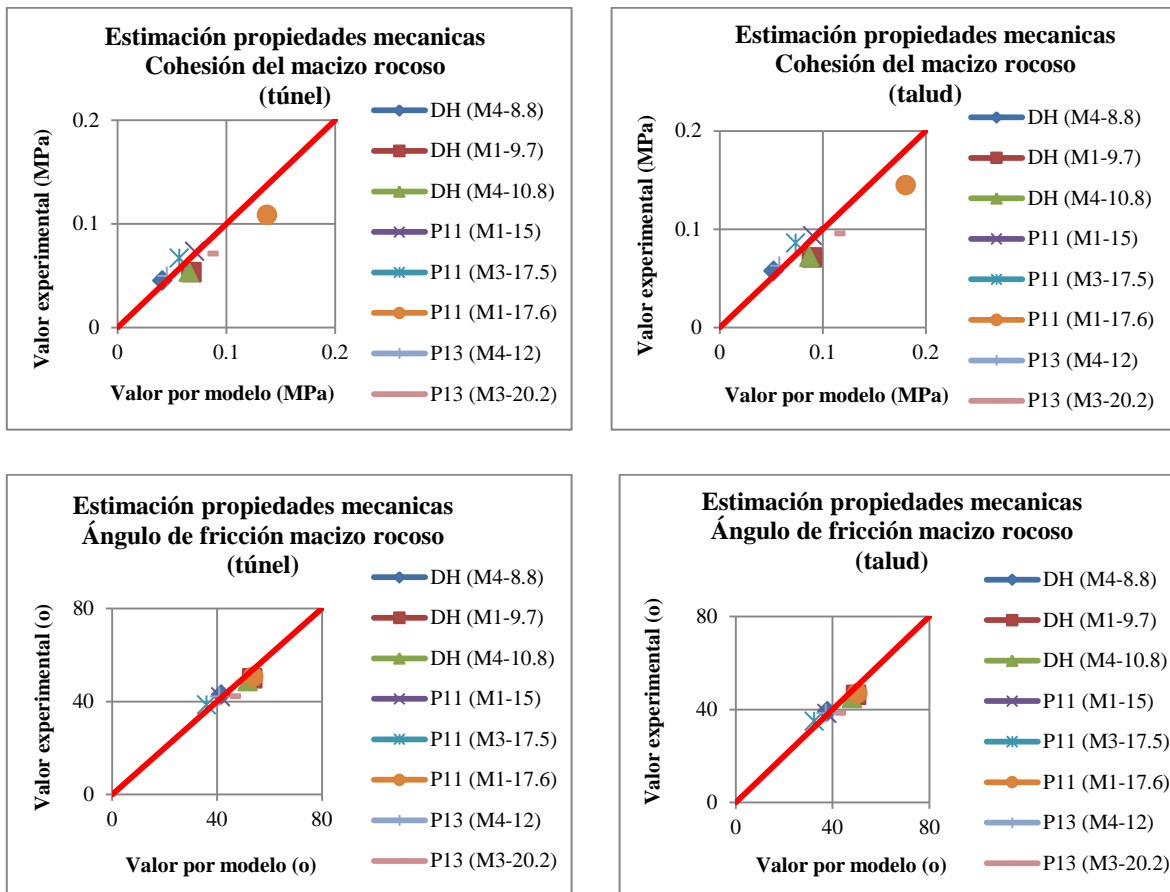


Figura 6.17 Comparación entre datos experimentales y los obtenidos por el modelo para la estimación de propiedades mecánicas de un macizo rocoso, al aplicar en el lote de verificación la metodología de Hoek et al., (1995) para excavaciones subterráneas y a cielo abierto.

## 7 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- A través del desarrollo de este proyecto se identificó una ley de comportamiento mediante un modelo analógico que permite determinar la relación esfuerzo-deformación unitaria, en términos de parámetros básicos de fácil estimación, como son la porosidad y la velocidad de onda compresiva de la roca.
- En general se puede establecer que los resultados obtenidos con el modelo son satisfactorios desde el punto de vista fenomenológico. Específicamente, el modelo propuesto estima con suficiente aproximación para la práctica profesional, la relación esfuerzo-deformación unitaria en las areniscas, pero no predice adecuadamente la carga de rotura. Para el caso de los materiales compuestos por intercalaciones de limolitas y lodolitas, e intercalaciones de limolitas y grauwacas, los resultados comparativos indican que el modelo se aproxima a la tendencia de comportamiento de la relación esfuerzo-deformación, significando que representa las características de la curva, más no la magnitud de sus valores. Esta deficiencia posiblemente podría mejorarse determinando con un mayor número de muestras, los parámetros básicos requeridos en los funcionales de estimación.
- Se sugiere investigar procedimientos que permitan lograr la generalización de la ley de comportamiento obtenida en este estudio, a través de procedimientos de inteligencia artificial, como la lógica borrosa que permite obtener funciones de membresía que representen el grado de fracturamiento y de meteorización de los materiales.
- Con el fin de avanzar en los modelos que representen el comportamiento mecánico de las rocas, se recomienda a la American Society For Testing And Material (ASTM), incluir la etapa de descarga en los procedimientos descritos en las normas ASTM D 2938-95 y ASTM D 2664-95<sup>a</sup>.
- Se recomienda implementar estos tipos de modelo en los sistemas de adquisición de datos de los equipos cuyo funcionamiento proporciona valores de propiedades mecánicas de las rocas en el intervalo elástico, como por ejemplo los

procedimientos con ondas ultrasónicas. Posiblemente la inserción de estos modelos mejoraría la sensibilidad de dichos equipos.

- Dado que la ley de comportamiento de un material es un concepto más amplio que el criterio de resistencia, se propone introducir los resultados de los modelos analógicos en la base de datos de los software para uso ingenieril
- Con el fin de que los resultados experimentales obtenidos en esta investigación puedan tener utilidad en investigaciones futuras, se anexa el registro de datos de los ensayos de compresión uniaxial realizados.

## 8 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Alberro, J. (1992). La licuación en arenas. Ciudad de México, México: Volumen Raúl J. Marsal. Sociedad Mexicana de Mecánica de Suelos A.C., pp (134-154).

Armero, F.; Garikipati, K. (1996). An analysis of discontinuities in multiplicative finite strain plasticity and their relation with the numerical simulation of strain localization in solids. Barcelona, España: Int. J. Solids and Structures, Vol 33, No 20-22, pp (2863-2885).

Bandis, S.; Lumsden, A.; Barton, N. (1981). Experimental studies of scale effects on the shear behavior of rock joints. Int. Journal of Rock Mech. Min. Sci. and Geoch. Abstr. Vol. 18, pp (1-21).

Barrell, J. (1906). Relative importance of continental, littoral, and marine sedimentation. J. Geol., t. 14, pp (524-568).

Barton, N.; Choubey, V. (1977). The shear strength of rock joints in theory and practice. Rock Mech. 10 (1-2), pp (1-54).

Barton, N.; & Associates (2006). Combining borehole characterization and various seismic measurements in tunneling. Oslo, Norway: Memorias del simposio suramericano de excavaciones en roca.

Cai, J.; Zhao, J.; Hudson, J. (1998). Computerization of rock engineering systems using neural networks with an expert system. Nanyang, Singapore: Rock Mechanics and Rock Engineering, Vol. 31, No 3, pp (135-152).

Casagrande, A. (1936). Characteristics of cohesionless soils affecting the stability of slopes and earth fills. J. Boston Soc. Civil Engineers. Vol. 23 (1), pp (13-32).

Cundall, P.; Carranza-Torres, C.; Harl R. (2003). A new constitutive model based on the Hoek-Brown criterion. Minneapolis, USA: FLAG and Numerical Modeling in Geomechanics. Brummer et al, editors, pp (17-25).

Deere, D.; Miller, R. (1966). Engineering classification and index properties for intact rock. New Mexico, USA: Air Force Weapons Laboratory. Technical report No. AFNL –TR-65-116.

Doblare, M.; Espiga, F.; Gracia, L.; Alcantud, M. (1990). Propagación de grietas en materiales ortótropos mediante el método de los elementos de contorno. Barcelona, España: Revista Internacional de Métodos Numéricos Para Cálculo y Diseño en Ingeniería. Universidad Politécnica de Cataluña, pp (363-385).

Dolores, M.; Pulido, G.; Oliver, J. (2006). Contribuciones a la simulación numérica del fallo material en deformaciones infinitesimales. Modelos de degradación y daño continuo. Barcelona, España: Revista Internacional de Métodos Numéricos Para Cálculo y Diseño en Ingeniería. Universidad Politécnica de Cataluña, pp (299-334).

Drnevich, V. (1975). Constrained and shear moduli for finite elements. Lexington, USA: Journal of the Geotechnical Engineering Division, pp (459-473).

Duncan, J; Chang, C. (1970). Nonlinear analysis of stress and strain in soils. Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division, Vol. 96, SM 5, pp (1629-1653).

Duncan, J; Lade, P. (1973). Cubical triaxial tests on cohesionless soil. Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division. A.S.C.E. 99, SM10, pp (793-812).

Duque, G. (2003). Manual de geología para ingenieros. Manizales, Colombia: Repositorio Institucional Universidad Nacional, Cap. 11, pp (226-251).

Erdogan, F. (1969). Crack propagation theories. Fracture II. Academic press, Ed H. Liebowitz, pp (498-592).

Feng, X. (2010). Intelligent rock mechanics methodology. Bogotá, Colombia: Memorias del seminario internacional.

González, L.; Ferrer M.; Ortuño L.; Oteo C. (2004). Ingeniería geológica. Madrid, España: Pearson Educación, S.A, pp (118-262).

Goodman, R. (1980). Introduction to rock mechanics. New York, USA: Jhon Wiley and Sons, pp (170-253).

Griffith, A. (1920). The phenomena of flow and rupture in solids. Phil. Trans. Roy. Soc. Lond. Ser. A, 221, 98-163.

Hoek, E. (1980). Empirical strength criterion for rock masses. J. Géotechnique Engng Div., ASCE 106 (GT9), pp (1013-1035).

Hoek, E. (1983). Strength of jointed rock masses, 23rd Rankine Lecture. Géotechnique 33(3), pp (187-223).

Hoek, E.; Brown E.T. (1980). Underground excavations in rock. London, UK: Instn Min. Metall.

Hoek, E.; Brown E.T. (1988). The Hoek-Brown failure criterion - a 1988 update. Toronto, Canada: Proc. 15th Canadian Rock Mech. Symp, Engineering Dept., University of Totonto, J.H. Curran, pp (31-38).

Hoek E.; Wood D.; Shah S. (1992). A modified Hoek-Brown criterion for jointed rock masses. London, UK: British Geotechnical Society Proc. rock characterization symp., Int. Soc. Rock Mech.: Eurock '92, J. Hudson, pp (209-213).

Hoek E.; Kaiser P.; Bawden. W. (1995). Support of underground excavations in hard rock. Rotterdam, Holanda: Balkema publ

Hoek, E.; Carranza-Torres, C; Corkum, B. (2002). Hoek-Brown failure criterion – 2002 Edition. Toronto, Canada: Proceedings. NARMS-TAC Conference, Vol. 1, pp (267-273).

Hoek E.; Diederichs M. (2006). Empirical estimation of rock mass modulus. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. Vol.43, pp (203–215).

Hopfield, J. (1982). Neural networks and physical systems with emergent collective computational abilities. In: Proc. National Academy of Sciences, 78, pp (2554-2558).

Hudson, J.; Jones, E.; New B. (1980). P-wave velocity measurements in a machine-bored, chalk tunnel. Q. Jl. Engng. Geol., Vol. 13, pp (33-43).

Hudson, J.; Harrison, J. (1990). A new approach to studying complete rock engineering problems. Q. J. Engng. Geol, Vol. 25, pp (93-105).

Hudson, J. (1992). Rock engineering systems: theory and practice. Ellis Horwood. Chichester.

Hudson, J.; Harrison, J. (2000). Engineering rock mechanics. An introduction to the principles. London, UK: Pergamon.

Hürlimann, M (1999). Ensayos de laboratorio. Barcelona, España: Conferencia sobre mecánica de suelos e ingeniería geotécnica. Universidad politécnica de Cataluña.

Jaeger, J.; Cook N.; Zimmerman R. (2007). Fundamentals of rock mechanics. Oxford, UK: Blackwell Publishing, Fourth edition, pp (268-280).

Marsal, R. (1973). Mechanical properties of rockfill. Embankment dam engineering. John Wiley and Sons.

Lade, P.; Duncan, J. (1975). Elastoplastic stress-strain theory for cohesionless soil. Journal Geotech. A.S.C.E. 101, GT10, pp (1037-1053).

Oldecop, L; Alonso, E (2001). A model for rockfill compressibility. Géotechnique 51(2), pp (127-139).

Oller, S.; Oliver, J.; Lubliner, J.; Oñate, E. (1988). Un modelo constitutivo de daño plástico para materiales friccionales. Barcelona, España: Revista Internacional de Métodos Numéricos Para Cálculo y Diseño en Ingeniería. Universidad Politécnica de Cataluña, pp (397-431).

Ortega, E. (2008). Comportamiento de materiales granulares gruesos, efecto de la succión. Barcelona, España: Tesis doctoral. Universidad politécnica de Cataluña, pp (68-87).

Patton, F. (1966). Multiple models of shear failure in rock. Proc. 1<sup>st</sup> Congr. Int.Soc. Rock Mech. Lisbon 1, pp (509-513).

Pettijohn, F. (1976). Rocas sedimentarias. Buenos Aires, Argentina: Eudeba S.E.M, pp (10-235, 591-699).

Rich, J. (1950). Flow markings, groovings and intrastratal crumplings, etc. Bull. Am. Assoc. Petroleum Geol., t. 34, pp (717-741).

Terzaghi, K. (1960). Discussion on salt springs and lower bear river dams. Trans. ASCE 125(2), pp (139-148).

Ward, D.; Goldsmith, R.; Cruz, J.; Restrepo, H. (1973). Geología de los cuadrangulos H-12 Bucaramanga y H-13 Pamplona. Bogotá, Colombia: Boletín geológico. Instituto Colombiano de Geología y Minería, Vol. 21 (1-3), pp (42-99).

## ANEXOS

PERFORACION DOWN HOLE				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	8.00	4.80	9.97	18.10
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	18.10	0.000
2	0.015	0.02	18.10	1105.076
4	0.029	0.03	18.10	2209.842
6	0.059	0.06	18.11	3313.766
8	0.073	0.07	18.11	4417.734
10	0.088	0.09	18.11	5521.336
12	0.103	0.10	18.11	6624.606
14	0.117	0.12	18.12	7727.621
16	0.132	0.13	18.12	8830.236
18	0.161	0.16	18.12	9931.123
20	0.176	0.18	18.13	11032.918
22	0.191	0.19	18.13	12134.381
24	0.205	0.21	18.13	13235.645
26	0.22	0.22	18.14	14336.454
28	0.235	0.24	18.14	15436.930
30	0.249	0.25	18.14	16537.240
32	0.279	0.28	18.15	17634.403
34	0.293	0.29	18.15	18733.915
36.4	0.323	0.32	18.15	20050.257
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
7868564.598			17.745	

PERFORACION DOWN HOLE				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 2	8.40	4.79	10.02	18.04
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	18.04	0.000
2	0.04	0.04	18.04	1108.493
4	0.073	0.07	18.05	2216.257
6	0.117	0.12	18.06	3322.924
8	0.147	0.15	18.06	4429.238
10	0.176	0.18	18.07	5534.943
12	0.205	0.20	18.07	6640.006
14	0.235	0.23	18.08	7744.350
16	0.279	0.28	18.09	8846.791
18	0.293	0.29	18.09	9951.246
20	0.323	0.32	18.09	11053.620
22	0.337	0.34	18.10	12157.278
24	0.367	0.37	18.10	13258.502
26	0.396	0.40	18.11	14359.206
28	0.484	0.48	18.12	15450.128
30	0.528	0.53	18.13	16546.406
32.1	0.552	0.55	18.14	17700.392
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
3364243.092			28.292	

PERFORACION DOWN HOLE				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 4	8.80	4.77	10.00	17.84
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.84	0.000
2	0.06	0.06	17.85	1120.396
4	0.132	0.13	17.86	2239.177
6	0.191	0.19	17.87	3356.781
8	0.235	0.23	17.88	4473.736
10	0.293	0.29	17.89	5588.919
12	0.337	0.34	17.90	6703.743
14	0.396	0.40	17.91	7816.404
16	0.44	0.44	17.92	8929.087
18	0.499	0.50	17.93	10039.270
20	0.557	0.56	17.94	11148.243
22	0.67	0.67	17.96	12249.133
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
1553966.626			31.852	

PERFORACION DOWN HOLE				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 5	9.20	4.78	10.04	17.91
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.91	0.000
2	0.06	0.06	17.92	1116.023
4	0.117	0.12	17.93	2230.778
6	0.161	0.16	17.94	3344.699
8	0.205	0.20	17.95	4457.641
10	0.264	0.26	17.96	5568.770
12	0.308	0.31	17.97	6679.587
14	0.367	0.37	17.98	7788.258
16	0.425	0.42	17.99	8895.706
18	0.484	0.48	18.00	10001.763
20	0.528	0.53	18.00	11108.176
22	0.572	0.57	18.01	12213.611
24	0.63	0.63	18.02	13316.198
26.9	0.733	0.73	18.04	14909.830
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
1963533.307			15.643	

PERFORACION DOWN HOLE				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 6	9.60	4.78	10.02	17.97
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.97	0.000
2	0.073	0.07	17.98	1112.458
4	0.132	0.13	17.99	2223.605
6	0.191	0.19	18.00	3333.441
8	0.249	0.25	18.01	4442.011
10	0.293	0.29	18.02	5550.071
12	0.337	0.34	18.03	6657.153
14	0.367	0.37	18.03	7764.346
16	0.411	0.41	18.04	8869.628
18	0.455	0.45	18.05	9973.934
20	0.484	0.48	18.05	11078.927
22	0.528	0.53	18.06	12181.444
24	0.572	0.57	18.07	13282.984
26	0.601	0.60	18.07	14385.712
28	0.66	0.66	18.08	15483.131
30.1	0.726	0.72	18.10	16633.334
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
1887694.405			20.748	

PERFORACION DOWN HOLE				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	9.70	4.77	9.99	17.89
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.89	0.000
2	0.06	0.06	17.90	1117.267
4	0.132	0.13	17.91	2232.922
6	0.191	0.19	17.92	3347.402
8	0.235	0.24	17.93	4461.233
10	0.293	0.29	17.94	5573.295
12	0.337	0.34	17.95	6684.999
14	0.381	0.38	17.96	7795.718
16	0.425	0.43	17.97	8905.452
18	0.484	0.48	17.98	10012.690
20	0.528	0.53	17.99	11120.287
22	0.587	0.59	18.00	12225.051
24.5	0.645	0.65	18.01	13606.309
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
1547661.619			24.879	

PERFORACION DOWN HOLE				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 2	10.00	4.74	10.09	17.61
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.61	0.000
2	0.147	0.15	17.64	1133.981
4	0.279	0.28	17.66	2264.992
6	0.381	0.38	17.68	3394.045
8	0.455	0.45	17.69	4522.062
10	0.528	0.52	17.70	5648.471
12	0.601	0.60	17.72	6773.236
14	0.66	0.65	17.73	7897.461
16	0.718	0.71	17.74	9020.449
18	0.792	0.78	17.75	10140.510
20	0.85	0.84	17.76	11260.707
22.3	0.99	0.98	17.79	12538.123
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
864709.089			31.023	

PERFORACION DOWN HOLE				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 3	10.40	4.75	10.00	17.74
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.74	0.000
2	0.088	0.09	17.75	1126.692
4	0.191	0.19	17.77	2251.061
6	0.264	0.26	17.78	3374.122
8	0.337	0.34	17.80	4495.538
10	0.396	0.40	17.81	5616.097
12	0.455	0.45	17.82	6735.326
14	0.513	0.51	17.83	7853.303
16	0.572	0.57	17.84	8969.883
18	0.63	0.63	17.85	10085.234
20	0.718	0.72	17.86	11195.895
21.2	0.806	0.81	17.88	11857.133
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
1091984.532			20.878	

PERFORACION DOWN HOLE				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 4	10.80	4.79	9.97	18.10
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.94	0.000
2	0.088	0.09	17.95	1114.151
4	0.161	0.16	17.96	2226.675
6	0.22	0.22	17.97	3338.038
8	0.279	0.28	17.99	4448.085
10	0.337	0.34	18.00	5556.872
12	0.381	0.38	18.00	6665.302
14	0.44	0.44	18.01	7771.580
16	0.484	0.48	18.02	8877.880
18	0.543	0.54	18.03	9981.693
20	0.601	0.60	18.04	11084.301
22.3	0.674	0.67	18.06	12349.918
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
1523801.137			17.503	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	13.20	4.38	9.49	15.09
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	15.09	0.000
2	0.239	0.25	15.12	1322.418
4	0.427	0.45	15.15	2639.587
6	0.586	0.62	15.18	3952.721
8	0.731	0.77	15.20	5262.197
10	0.861	0.91	15.22	6568.671
12	0.991	1.04	15.24	7871.516
14	1.128	1.19	15.27	9170.047
16	1.28	1.35	15.29	10463.076
16.59	1.353	1.42	15.30	10844.369
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
665310.339			61.328	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 2	14.00	4.49	9.79	15.82
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	15.82	0.000
2	0.137	0.14	15.85	1262.112
4	0.239	0.24	15.86	2521.592
6	0.326	0.33	15.88	3779.021
8	0.412	0.42	15.89	5034.258
10	0.492	0.50	15.90	6287.663
12	0.564	0.58	15.92	7539.624
14	0.651	0.66	15.93	8788.373
16	0.731	0.75	15.94	10035.600
18	0.817	0.83	15.96	11280.066
20	0.897	0.92	15.97	12523.088
22	0.998	1.02	15.99	13761.067
23.84	1.114	1.14	16.01	14894.157
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
1209924.321			60.342	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 3	14.70	4.60	9.17	16.59
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.59	0.000
2	0.145	0.16	16.61	1203.979
4	0.253	0.28	16.63	2405.117
6	0.347	0.38	16.65	3603.967
8	0.441	0.48	16.67	4800.345
10	0.528	0.58	16.68	5994.711
12	0.608	0.66	16.70	7187.341
14	0.68	0.74	16.71	8378.603
16	0.76	0.83	16.72	9567.130
18	0.832	0.91	16.74	10754.500
20	0.911	0.99	16.75	11939.056
22	0.991	1.08	16.77	13121.389
24	1.085	1.18	16.78	14299.409
24.46	1.143	1.25	16.79	14564.153
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
1019855.336			52.142	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	15.00	4.49	9.64	15.81
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	15.81	0.000
2	0.21	0.22	15.84	1262.625
4	0.326	0.34	15.86	2522.206
6	0.42	0.44	15.87	3779.607
8	0.499	0.52	15.89	5035.329
10	0.579	0.60	15.90	6288.911
12	0.658	0.68	15.91	7540.471
14	0.731	0.76	15.93	8790.509
16	0.803	0.83	15.94	10038.736
18	0.875	0.91	15.95	11285.073
20	0.948	0.98	15.96	12529.388
22	1.027	1.07	15.98	13770.921
24	1.11	1.15	15.99	15009.750
26	1.186	1.23	16.00	16247.595
28	1.266	1.31	16.02	17482.709
29.86	1.367	1.42	16.03	18624.268
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
1046827.073			78.346	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 2	15.50	4.58	9.25	16.46
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.46	0.000
2	0.217	0.23	16.50	1212.185
4	0.34	0.37	16.52	2421.141
6	0.463	0.50	16.54	3626.867
8	0.579	0.63	16.56	4829.731
10	0.68	0.73	16.58	6030.533
12	0.781	0.84	16.60	7228.684
14	0.883	0.95	16.62	8424.090
16	1.027	1.11	16.65	9612.407
17.216	1.15	1.24	16.67	10329.050
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
909632.628			5.667	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 3	16.30	4.63	9.90	16.80
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.80	0.000
2	0.21	0.21	16.84	1187.769
4	0.362	0.37	16.86	2371.882
6	0.47	0.47	16.88	3553.928
8	0.586	0.59	16.90	4732.991
10	0.687	0.69	16.92	5910.168
12	0.788	0.80	16.94	7084.915
14	0.897	0.91	16.96	8256.561
16	0.998	1.01	16.97	9426.355
18	1.1	1.11	16.99	10593.612
20	1.215	1.23	17.01	11756.853
20.55	1.259	1.27	17.02	12074.731
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
771231.842			9.628	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	16.50	4.64	9.80	16.90
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.90	0.000
2	0.253	0.26	16.95	1180.066
4	0.427	0.44	16.98	2355.932
6	0.567	0.58	17.00	3528.827
8	0.673	0.69	17.02	4699.984
10	0.788	0.80	17.04	5868.039
12	0.89	0.91	17.06	7034.259
14	0.998	1.02	17.08	8197.509
16	1.1	1.12	17.10	9358.731
18	1.201	1.23	17.11	10517.600
20	1.309	1.34	17.13	11673.184
22	1.418	1.45	17.15	12826.028
24	1.555	1.59	17.18	13972.185
24.546	1.613	1.65	17.19	14281.459
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
662313.998			67.603	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 2	17.00	4.70	9.82	17.36
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.36	0.000
2	0.181	0.18	17.39	1149.998
4	0.297	0.30	17.41	2297.275
6	0.405	0.41	17.43	3442.113
8	0.499	0.51	17.45	4585.075
10	0.586	0.60	17.46	5726.242
12	0.68	0.69	17.48	6864.876
14	0.76	0.77	17.49	8002.455
16	0.854	0.87	17.51	9136.844
18	0.94	0.96	17.53	10269.872
20	1.049	1.07	17.55	11398.186
22	1.165	1.19	17.57	12523.040
22.94	1.244	1.27	17.58	13047.488
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
971625.202			55.458	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 3	17.50	4.57	9.79	16.38
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.38	0.000
2	0.246	0.25	16.43	1217.652
4	0.398	0.41	16.45	2431.516
6	0.528	0.54	16.47	3642.416
8	0.651	0.66	16.49	4850.426
10	0.76	0.78	16.51	6056.244
12	0.875	0.89	16.53	7258.897
14	0.977	1.00	16.55	8459.819
16	1.085	1.11	16.57	9657.601
18	1.194	1.22	16.59	10852.581
20	1.302	1.33	16.60	12044.970
22	1.432	1.46	16.63	13231.653
22.747	1.512	1.54	16.64	13669.593
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
782570.083			57.161	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	17.60	4.67	10.04	17.12
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.12	0.000
2	0.073	0.07	17.13	1167.451
4	0.176	0.18	17.15	2332.505
6	0.22	0.22	17.16	3497.221
8	0.249	0.25	17.16	4661.612
10	0.264	0.26	17.16	5826.142
12	0.293	0.29	17.17	6989.346
14	0.308	0.31	17.17	8153.015
16	0.323	0.32	17.17	9316.335
18	0.352	0.35	17.18	10477.841
20	0.367	0.37	17.18	11640.300
22	0.381	0.38	17.18	12802.538
24	0.411	0.41	17.19	13962.217
26	0.425	0.42	17.19	15123.617
28	0.44	0.44	17.19	16284.529
30	0.455	0.45	17.20	17445.092
32	0.469	0.47	17.20	18605.492
34	0.484	0.48	17.20	19765.368
36	0.513	0.51	17.21	20921.963
38	0.528	0.53	17.21	22080.979
40	0.543	0.54	17.21	23239.645
42	0.572	0.57	17.22	24394.542
44	0.587	0.58	17.22	25552.347
46	0.616	0.61	17.22	26706.057
48	0.645	0.64	17.23	27859.092
50	0.674	0.67	17.23	29011.452
50.1	0.704	0.70	17.24	29060.731
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
2658024.131			33.375	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 2	17.80	4.70	10.00	17.32
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.32	0.000
2	0.029	0.03	17.32	1154.732
4	0.059	0.06	17.33	2308.771
6	0.073	0.07	17.33	3462.672
8	0.103	0.10	17.33	4615.510
10	0.132	0.13	17.34	5767.713
12	0.147	0.15	17.34	6920.216
14	0.176	0.18	17.35	8071.240
16	0.191	0.19	17.35	9222.888
18	0.205	0.21	17.35	10374.294
20	0.22	0.22	17.35	11525.261
22	0.249	0.25	17.36	12674.102
24	0.264	0.26	17.36	13824.214
26	0.279	0.28	17.36	14973.979
28	0.293	0.29	17.37	16123.560
30	0.308	0.31	17.37	17272.644
32	0.323	0.32	17.37	18421.382
34	0.352	0.35	17.38	19567.023
36	0.367	0.37	17.38	20714.906
38	0.381	0.38	17.38	21862.662
40	0.411	0.41	17.39	23006.398
42	0.425	0.43	17.39	24153.322
44	0.455	0.46	17.39	25295.856
46	0.469	0.47	17.40	26441.949
48	0.513	0.51	17.40	27579.401
48.6	0.543	0.54	17.41	27915.723
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
3846797.337			18.933	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 3	18.20	4.69	10.02	17.30
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	0.0017.30	0.000
2	0.044	0.04	17.31	1155.544
4	0.059	0.06	17.31	2310.743
6	0.088	0.09	17.32	3465.111
8	0.117	0.12	17.32	4618.810
10	0.132	0.13	17.32	5772.647
12	0.161	0.16	17.33	6925.170
14	0.176	0.18	17.33	8078.154
16	0.191	0.19	17.33	9230.791
18	0.22	0.22	17.34	10381.630
20	0.235	0.23	17.34	11533.415
22	0.249	0.25	17.34	12684.980
24	0.264	0.26	17.35	13836.084
26	0.293	0.29	17.35	14984.743
28	0.308	0.31	17.35	16134.993
30	0.323	0.32	17.36	17284.897
32	0.352	0.35	17.36	18431.872
34	0.367	0.37	17.36	19580.923
36	0.381	0.38	17.37	20729.836
38	0.411	0.41	17.37	21874.919
40	0.425	0.42	17.37	23023.001
42	0.44	0.44	17.38	24170.518
44	0.455	0.45	17.38	25317.689
46	0.484	0.48	17.38	26460.801
48	0.499	0.50	17.39	27607.118
50	0.513	0.51	17.39	28753.378
52	0.528	0.53	17.39	29899.015
54	0.557	0.56	17.40	31039.946
56	0.587	0.59	17.40	32179.886
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
7719292.192			12.301	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	18.40	4.70	10.03	17.33
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.33	0.000
2	0.059	0.06	17.34	1153.078
4	0.117	0.12	17.35	2304.823
6	0.161	0.16	17.36	3455.717
8	0.205	0.20	17.37	4605.600
10	0.235	0.23	17.38	5755.276
12	0.279	0.28	17.38	6903.297
14	0.323	0.32	17.39	8050.306
16	0.352	0.35	17.40	9197.684
18	0.381	0.38	17.40	10344.394
20	0.411	0.41	17.41	11490.323
22	0.44	0.44	17.41	12635.689
24	0.469	0.47	17.42	13780.388
26	0.499	0.50	17.42	14924.271
28	0.528	0.53	17.43	16067.626
30	0.557	0.55	17.43	17210.313
32	0.601	0.60	17.44	18349.576
34	0.616	0.61	17.44	19493.493
36	0.674	0.67	17.45	20628.170
38	0.704	0.70	17.46	21767.628
40	0.733	0.73	17.46	22906.626
42	0.777	0.77	17.47	24041.337
44	0.826	0.82	17.48	25173.772
45.5	0.864	0.86	17.49	26022.032
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
1993312.950			27.013	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 2	18.80	4.71	9.97	17.43
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.43	0.000
2	0.059	0.06	17.44	1146.557
4	0.103	0.10	17.45	2292.102
6	0.147	0.15	17.46	3436.635
8	0.191	0.19	17.47	4580.156
10	0.235	0.24	17.47	5722.666
12	0.279	0.28	17.48	6864.164
14	0.308	0.31	17.49	8005.857
16	0.337	0.34	17.49	9146.884
18	0.381	0.38	17.50	10285.691
20	0.396	0.40	17.50	11426.821
22	0.425	0.43	17.51	12565.835
24	0.469	0.47	17.52	13702.113
26	0.499	0.50	17.52	14839.472
28	0.528	0.53	17.53	15976.302
30	0.557	0.56	17.53	17112.465
32	0.587	0.59	17.54	18247.777
34	0.601	0.60	17.54	19385.526
36	0.63	0.63	17.54	20519.850
38	0.674	0.68	17.55	21650.229
40	0.704	0.71	17.56	22782.816
42	0.733	0.73	17.56	23914.955
44	0.762	0.76	17.57	25046.427
46	0.792	0.79	17.57	26176.968
48	0.836	0.84	17.58	27302.955
49.3	0.938	0.94	17.60	28013.502
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
2597783.659			21.301	

PERFORACION No 11				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 3	19.00	4.70	10.00	17.33
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\varepsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.33	0.000
2	0.059	0.06	17.34	1153.403
4	0.132	0.13	17.35	2305.121
6	0.176	0.18	17.36	3456.158
8	0.22	0.22	17.37	4606.179
10	0.264	0.26	17.38	5755.185
12	0.308	0.31	17.38	6903.175
14	0.337	0.34	17.39	8051.362
16	0.381	0.38	17.40	9197.494
18	0.411	0.41	17.40	10344.065
20	0.455	0.46	17.41	11488.327
22	0.484	0.48	17.41	12633.479
24	0.528	0.53	17.42	13775.883
26	0.557	0.56	17.43	14919.523
28	0.601	0.60	17.43	16060.069
30	0.63	0.63	17.44	17202.196
32	0.66	0.66	17.44	18343.470
34	0.704	0.70	17.45	19481.304
36	0.762	0.76	17.46	20615.215
38	0.806	0.81	17.47	21750.856
40	0.894	0.89	17.49	22875.326
40.4	0.982	0.98	17.50	23083.565
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
1577695.828			29.404	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	11.50	4.60	9.78	16.64
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.64	0.000
2	0.499	0.51	16.73	1195.564
4	0.796	0.81	16.78	2383.828
6	1.005	1.03	16.82	3568.035
8	1.179	1.21	16.85	4748.825
10	1.338	1.37	16.87	5926.259
12	1.483	1.52	16.90	7100.817
14	1.685	1.72	16.93	8266.907
16	1.845	1.89	16.96	9432.160
18	2.033	2.08	17.00	10590.383
18.22	2.076	2.12	17.00	10715.006
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
391153.309			12.213	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 2	11.70	4.60	9.71	16.65
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.65	0.000
2	0.376	0.39	16.72	1196.350
4	0.622	0.64	16.76	2386.614
6	0.81	0.83	16.79	3572.944
8	0.969	1.00	16.82	4756.057
10	1.1	1.13	16.84	5936.968
12	1.215	1.25	16.86	7115.825
14	1.324	1.36	16.88	8292.357
16	1.425	1.47	16.90	9466.983
18	1.526	1.57	16.92	10639.111
20	1.628	1.68	16.94	11808.616
22	1.722	1.77	16.95	12976.685
24	1.837	1.89	16.97	14139.312
26	1.96	2.02	17.00	15297.806
26.67	2.04	2.10	17.01	15678.821
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
469718.706			47.776	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 3	11.90	4.62	9.51	16.79
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.79	0.000
2	0.405	0.43	16.86	1186.248
4	0.68	0.72	16.91	2365.603
6	0.897	0.94	16.95	3540.246
8	1.071	1.13	16.98	4711.605
10	1.23	1.29	17.01	5879.544
12	1.374	1.45	17.03	7044.624
14	1.497	1.57	17.06	8207.938
16	1.628	1.71	17.08	9367.367
18	1.751	1.84	17.10	10524.414
20	1.88	1.98	17.13	11677.627
22	2.076	2.18	17.16	12818.370
22.105	2.112	2.22	17.17	12874.562
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
407670.895			52.060	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 4	12.00	4.58	9.73	16.51
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.51	0.000
2	0.318	0.33	16.56	1207.543
4	0.543	0.56	16.60	2409.483
6	0.723	0.74	16.63	3607.499
8	0.883	0.91	16.66	4802.029
10	1.02	1.05	16.68	5994.006
12	1.15	1.18	16.71	7183.094
14	1.266	1.30	16.73	8370.165
16	1.382	1.42	16.75	9554.347
18	1.49	1.53	16.77	10736.536
20	1.606	1.65	16.79	11915.039
22	1.722	1.77	16.81	13090.653
24	1.888	1.94	16.84	14255.906
24.309	1.953	2.01	16.85	14429.612
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
519700.792			46.595	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 5	12.10	4.51	9.66	15.96
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	15.96	0.000
2	0.651	0.67	16.07	1244.617
4	0.883	0.91	16.11	2483.215
6	1.049	1.09	16.14	3718.362
8	1.186	1.23	16.16	4950.707
10	1.309	1.36	16.18	6180.407
12	1.418	1.47	16.20	7408.005
14	1.519	1.57	16.22	8633.501
16	1.613	1.67	16.23	9857.104
18	1.707	1.77	16.25	11078.268
20	1.801	1.86	16.26	12296.993
22	1.91	1.98	16.28	13511.139
24	2.04	2.11	16.31	14719.189
26	2.112	2.19	16.32	15933.647
28	2.25	2.33	16.34	17134.251
28.916	2.373	2.46	16.36	17671.717
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
515726.523			15.963	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 5'	12.25	4.57	9.78	16.41
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.41	0.000
2	0.297	0.30	16.46	1215.233
4	0.528	0.54	16.50	2424.707
6	0.716	0.73	16.53	3630.028
8	0.875	0.89	16.56	4832.108
10	1.02	1.04	16.58	6031.096
12	1.15	1.18	16.60	7227.590
14	1.273	1.30	16.62	8421.454
16	1.389	1.42	16.64	9612.948
18	1.519	1.55	16.67	10799.979
20	1.657	1.69	16.69	11982.771
21.032	1.801	1.84	16.72	12582.202
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
511888.17			46.405	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	15.00	4.94	9.68	19.19
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	19.19	0.000
2	0.354	0.37	19.26	1038.266
4	0.506	0.52	19.29	2073.258
6	0.622	0.64	19.32	3106.140
8	0.713	0.74	19.33	4137.600
10	0.825	0.85	19.36	5165.969
12	0.919	0.95	19.38	6193.089
14	1.005	1.04	19.39	7218.788
16	1.1	1.14	19.41	8241.859
18	1.186	1.23	19.43	9263.756
20	1.28	1.32	19.45	10282.939
22	1.374	1.42	19.47	11300.098
24	1.476	1.53	19.49	12314.199
26	1.57	1.62	19.51	13327.222
28	1.685	1.74	19.53	14335.055
30	1.83	1.89	19.56	15335.565
30.088	1.845	1.91	19.57	15378.119
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
658899.663			54.102	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	17.00	4.49	9.81	15.81
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	15.81	0.000
2	0.015	0.02	15.81	1264.812
4	0.073	0.07	15.82	2528.128
6	0.147	0.15	15.83	3789.328
8	0.205	0.21	15.84	5049.445
10	0.249	0.25	15.85	6308.968
12	0.308	0.31	15.86	7566.195
14	0.367	0.37	15.87	8821.899
16	0.425	0.43	15.88	10076.185
18	0.469	0.48	15.89	11330.600
20	0.528	0.54	15.90	12581.944
22	0.587	0.60	15.91	13831.766
24	0.66	0.67	15.92	15077.899
26	0.718	0.73	15.93	16324.663
28	0.792	0.81	15.94	17567.042
30	0.865	0.88	15.95	18807.705
32	0.953	0.97	15.97	20043.388
32.4	1.123	1.15	15.99	20258.403
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
2135874.989			27.673	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1	18.00	4.69	9.84	17.26
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.26	0.000
2	0.015	0.02	17.26	1158.837
4	0.044	0.04	17.26	2316.990
6	0.073	0.07	17.27	3474.460
8	0.088	0.09	17.27	4631.906
10	0.103	0.10	17.27	5788.999
12	0.117	0.12	17.28	6945.809
14	0.147	0.15	17.28	8100.969
16	0.161	0.16	17.28	9256.931
18	0.176	0.18	17.29	10412.456
20	0.191	0.19	17.29	11567.629
22	0.205	0.21	17.29	12722.577
24	0.22	0.22	17.29	13877.054
26	0.235	0.24	17.30	15031.178
28	0.249	0.25	17.30	16185.113
30	0.264	0.27	17.30	17338.541
32	0.279	0.28	17.31	18491.616
34	0.293	0.30	17.31	19644.538
36	0.308	0.31	17.31	20796.918
38	0.323	0.33	17.31	21948.944
40	0.352	0.36	17.32	23097.318
42	0.367	0.37	17.32	24248.472
44	0.381	0.39	17.32	25399.532
46	0.411	0.42	17.33	26545.926
46.9	0.499	0.51	17.34	27040.988
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
3928402.462			40.935	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 1'	18.40	4.68	9.89	17.19
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	17.19	0.000
2	0.015	0.02	17.19	1163.135
4	0.044	0.04	17.20	2325.587
6	0.073	0.07	17.21	3487.357
8	0.103	0.10	17.21	4648.398
10	0.117	0.12	17.21	5809.673
12	0.147	0.15	17.22	6969.491
14	0.161	0.16	17.22	8129.919
16	0.191	0.19	17.23	9288.513
18	0.205	0.21	17.23	10448.094
20	0.235	0.24	17.23	11605.464
22	0.249	0.25	17.24	12764.199
24	0.279	0.28	17.24	13920.345
26	0.337	0.34	17.25	15071.504
28	0.352	0.36	17.25	16228.379
28.4	0.381	0.39	17.26	16455.369
<b>Eti (kN/m<sup>2</sup>)</b>			<b>Ed/Eti</b>	
3963561.672			26.363	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 2	18.80	4.61	9.85	16.71
Carga (kN)	Deformación (mm)	E (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.71	0.000
2	0.22	0.22	16.74	1194.512
4	0.337	0.34	16.76	2386.181
6	0.44	0.45	16.78	3575.517
8	0.513	0.52	16.79	4763.807
10	0.587	0.60	16.81	5950.263
12	0.645	0.65	16.82	7136.087
14	0.718	0.73	16.83	8319.225
16	0.777	0.79	16.84	9501.951
18	0.821	0.83	16.85	10684.882
20	0.894	0.91	16.86	11863.221
22	0.953	0.97	16.87	13041.656
24	1.026	1.04	16.88	14216.617
26	1.07	1.09	16.89	15394.384
28	1.129	1.15	16.90	16568.530
30	1.188	1.21	16.91	17741.242
32	1.261	1.28	16.92	18909.798
34	1.378	1.40	16.94	20067.491
34.5	1.5	1.52	16.96	20337.028
Eti (kN/m <sup>2</sup> )			Ed/Eti	
1003446.255			41.114	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 3	20.20	4.60	9.84	16.64
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.64	0.000
2	0.117	0.12	16.66	1200.269
4	0.22	0.22	16.68	2398.021
6	0.352	0.36	16.70	3592.195
8	0.44	0.45	16.72	4785.293
10	0.513	0.52	16.73	5977.158
12	0.601	0.61	16.75	7166.140
14	0.689	0.70	16.76	8352.972
16	0.792	0.81	16.78	9536.189
16.7	1.07	1.09	16.83	9925.043
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
1144027.974			23.096	

PERFORACION No 13				
Identificación	Profundidad	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )
Muestra # 4	20.50	4.61	9.78	16.71
Carga (kN)	Deformación (mm)	$\epsilon$ (%)	Área corregida (cm <sup>2</sup> )	Esfuerzo (kN/m <sup>2</sup> )
0	0	0.00	16.71	0.000
2	0.103	0.11	16.73	1195.579
4	0.191	0.20	16.74	2389.002
6	0.279	0.29	16.76	3580.271
8	0.352	0.36	16.77	4770.120
10	0.411	0.42	16.78	5959.038
12	0.469	0.48	16.79	7146.585
14	0.528	0.54	16.80	8332.626
16	0.601	0.61	16.81	9515.851
18	0.66	0.68	16.82	10698.831
20	0.718	0.73	16.83	11880.488
22	0.806	0.82	16.85	13056.686
22.7	0.865	0.88	16.86	13463.927
<b>Eti</b> (kN/m <sup>2</sup> )			<b>Ed/Eti</b>	
1325694.861			34.235	