



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AUTÓNOMA DE  
MÉXICO

**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO**

---

---

**FACULTAD DE ESTUDIOS SUPERIORES ACATLÁN**

**INSTITUTO DE INGENIERÍA**

**FACTOR DE REDUCCIÓN DE RIGIDEZ PARA  
TÚNELES DOVELADOS**

**T E S I S**

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:

**INGENIERO CIVIL**

P R E S E N T A :

**BRIANDA BASURTO SCOTT**

TUTOR:

**DR. FERNANDO PEÑA MONDRAGÓN**



**INSTITUTO  
DE INGENIERÍA  
UNAM**

AGOSTO, 2013



Universidad Nacional  
Autónoma de México



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

**JURADO ASIGNADO:**

Presidente:	Ing. Carlos Arce León
Secretario:	Dr. Fernando Peña Mondragón
Vocal:	Dr. Hugo Hernández Barrios
1 <sup>er.</sup> Suplente:	Dr. Darío Rivera Vargas
2 <sup>do.</sup> Suplente:	Ing. Martín Sánchez Muñoz

Lugar donde se realizó la tesis:

Instituto de Ingeniería, UNAM.

**TUTOR DE TESIS:**

---

Dr. Fernando Peña Mondragón

## ÍNDICE

<b>INTRODUCCIÓN</b>	<b>5</b>
<b>CAPÍTULO 1</b>	
<b>ANTECEDENTES</b>	<b>7</b>
<b>1.1 PROPIEDADES DEL SUELO</b>	<b>7</b>
<b>1.2 MÉTODOS PARA LA CONSTRUCCIÓN DE TÚNELES EN SUELO BLANDO</b>	<b>9</b>
1.2.1 Método Tradicional	10
1.2.2 Nuevo Método Austríaco, NATM	10
1.2.3 Método del Pre-corte mecánico	11
1.2.4 Método del Escudo, TBM	11
<b>1.3 COMPORTAMIENTO TEÓRICO DE LOS ANILLOS DE DOVELAS</b>	<b>14</b>
1.3.1 Componentes de un anillo dovelado	15
1.3.2 Comportamiento mecánico de las juntas entre dovelas	17
1.3.3 Características de las juntas planas	18
1.3.4 Relación Momento-Rotación	19
<b>CAPÍTULO 2</b>	
<b>METODOLOGÍA DE ANÁLISIS Y MODELOS NUMÉRICOS</b>	<b>22</b>
<b>2.1 MÉTODOS DE ANÁLISIS ESTRUCTURAL DE TÚNELES DOVELADOS EN LA PRÁCTICA</b>	<b>24</b>
2.1.1 Clasificación de los métodos de análisis estructural	24
2.1.2 Hipótesis consideradas en los modelos de túneles dovelados	25
2.1.3 Modelos simplificados para el análisis de túneles dovelados	26
<b>2.2 NECESIDAD DE UN FACTOR DE REDUCCIÓN DE RIGIDEZ</b>	<b>27</b>
2.2.1 Parámetros involucrados en la obtención del factor de reducción de rigidez	28
2.2.2 Factores de reducción de rigidez existentes en la práctica	28
2.2.3 Ventajas y desventajas de los factores de reducción de rigidez existentes	31
<b>2.3 DESCRIPCIÓN DE LOS MODELOS DE ANÁLISIS UTILIZADOS</b>	<b>33</b>
2.3.1 Geometría típica de un túnel dovelado	33
2.3.2 Modelos empleados	34
2.3.3 Materiales y cargas	35
<b>CAPÍTULO 3</b>	
<b>CÁLCULO DEL FACTOR DE REDUCCIÓN DE RIGIDEZ</b>	<b>37</b>
<b>3.1 VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO A LA RELACIÓN <math>K</math></b>	<b>39</b>
<b>3.2 VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO A LA ORIENTACIÓN DE LAS JUNTAS</b>	<b>47</b>
<b>3.3 VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO AL ACOPLAMIENTO</b>	<b>52</b>
<b>3.4 VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO A LA GEOMETRÍA DE LAS JUNTAS</b>	<b>59</b>
<b>3.5 VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO A LAS PROPIEDADES DEL MATERIAL</b>	<b>65</b>
<b>3.6 FORMULACIÓN PROPUESTA</b>	<b>71</b>
3.6.1 Variables involucradas en la formulación propuesta	72
3.6.2 Procedimiento realizado en la formulación propuesta	73

<b>CAPÍTULO 4</b>	<b>75</b>
<b>EJEMPLO DE APLICACIÓN</b>	<b>75</b>
<b>4.1 DESCRIPCIÓN DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES</b>	<b>75</b>
4.1.1 Características de los ensayos de laboratorio	75
4.1.2 Carga aplicada en los anillos	77
4.1.3 Deformación de los anillos	77
<b>4.2 CÁLCULO DEL FACTOR DE REDUCCIÓN DE RIGIDEZ DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES</b>	<b>80</b>
4.2.1 Modelo de anillo continuo	80
4.2.2 Deformación de los anillos	81
4.2.3 Factor de reducción de rigidez real	81
<b>4.3 FACTOR DE REDUCCIÓN DE LAS FÓRMULAS PROPUESTAS</b>	<b>83</b>
4.3.1 Obtención del factor de reducción de rigidez	83
4.3.2 Aplicación del factor en el modelo de anillo continuo con rigidez reducida	85
<b>CONCLUSIONES</b>	<b>88</b>
<b>AGRADECIMIENTOS</b>	<b>90</b>
<b>REFERENCIAS</b>	<b>91</b>

## INTRODUCCIÓN

La construcción de túneles es muy utilizada en urbes altamente pobladas, donde ya no es posible construir superficialmente y se tiene que recurrir a la construcción subterránea. Además de esto, se han construido túneles con el objetivo de disminuir el impacto en el medio ambiente. La principal función de un túnel es la transportación, ya sea de personas o materiales. La importancia de las obras civiles radica en que puedan ofrecer soluciones a las problemáticas de la sociedad. Si se tiene conocimiento del comportamiento de las estructuras, entonces se podrán construir obras seguras en beneficio de la comunidad. Por lo cual, se ha decidido analizar el comportamiento estructural de un túnel dovelado. Este tipo de túnel es construido con el Método del Escudo o TBM (por sus siglas en inglés, Tunnel Boring Machine). Se eligió este tipo de túneles ya que este método ha sido muy recurrido en los últimos años para su construcción en suelo blando (característico de la ciudad de México) debido a su eficiencia, seguridad y rendimientos. La TBM ataca la problemática en los suelos blandos de la poca capacidad del terreno, permitiendo excavar el túnel mientras se coloca el revestimiento, formado por anillos dovelados.

Existe una peculiaridad con este tipo de anillos, la existencia de las juntas entre dovelas hace que el anillo no sea una sección continua. Por lo que, las deformaciones y fuerzas internas de un anillo dovelado no pueden analizarse igual que las de un anillo continuo. En el diseño estructural del revestimiento es necesario hacer un modelo preliminar para determinar los esfuerzos que actúan en el túnel, en el cual, se considera un anillo monolítico sin juntas ni interacción entre anillos. El anillo continuo debe tener una rigidez reducida para considerar el efecto de las juntas. Una vez conocidos los esfuerzos, éstos se aplican a un modelo de anillo discontinuo que sí considera la interacción entre anillos y la existencia de juntas para proceder al diseño de las dovelas.

El objetivo principal de este trabajo es obtener un factor de reducción de rigidez  $\eta$  que pueda ser aplicado en un anillo continuo para igualar su comportamiento con el de un anillo dovelado. La metodología para calcular el factor de reducción de rigidez consistió en estudiar algunos parámetros que afectan el comportamiento en los anillos, como son:

- La relación de cargas horizontales y verticales.
- La orientación de las juntas.
- El acoplamiento entre anillos.
- La geometría de las juntas.
- Las propiedades mecánicas del material.

En cada caso se estudió la deformación, rigidez y fuerzas internas de los anillos. Con base en los resultados obtenidos, se propuso una formulación para obtener el factor de reducción de rigidez  $\eta$ . Los objetivos particulares de este trabajo son:

- Comprender el comportamiento estructural de los anillos dovelados.
- Observar de qué manera influye cada parámetro en la rigidez de los anillos.
- Proponer una fórmula para la obtención del factor  $\eta$ .

El presente trabajo se acota a túneles dovelados construidos en suelo blando. En los que, el revestimiento del túnel está formado por anillos de dovelas de concreto reforzado con juntas planas sin conexiones mecánicas. En los estudios realizados se describe únicamente el comportamiento elástico del material y las juntas, ya que un análisis no lineal es más complejo y requiere de estudios adicionales para comprender su comportamiento.

En el Capítulo I (Antecedentes) se mencionan algunas propiedades del suelo, los procedimientos constructivos utilizados en la construcción de túneles en suelo blando y el comportamiento teórico de los anillos dovelados. En el Capítulo II (Metodología de análisis y modelos numéricos) se mencionan los métodos de análisis estructural empleados para estudiar el comportamiento de los túneles dovelados, así como, la descripción de los modelos de análisis empleados para obtener el factor de reducción de rigidez propuesto en el presente trabajo. En el Capítulo III (Cálculo del factor de reducción de rigidez) se estudian algunos parámetros que modifican la rigidez de los anillos. En el Capítulo IV (Ejemplo de aplicación) se validan las fórmulas propuestas con un ejemplo de aplicación para un caso real.

# CAPÍTULO 1

## ANTECEDENTES

Antes de comenzar la construcción de un túnel se debe tener un panorama general de todas las partes involucradas en la realización del proyecto. Existen tres factores principales que influyen en la construcción de un túnel (Oteo Mazo, 2010):

– Factor geotécnico

Una de las diferencias entre las estructuras superficiales y las subterráneas, es que las primeras tienen interacción suelo-estructura únicamente en la base, mientras que las obras subterráneas están inmersas en el terreno. De esta manera, es de gran importancia conocer las características del medio en el que se encuentre el túnel. Además de las propiedades del terreno, existen otras consideraciones concernientes al factor geotécnico, como son: la profundidad de la obra, la presencia de agua subterránea y la existencia de obstáculos (estructuras vecinas, fallas, cavidades que pudieran provocar socavones, ruinas históricas, entre otros).

– Factor económico

Si no se cuenta con el recurso económico sería imposible la realización del proyecto. En éste ámbito se debe optimizar el proyecto de tal manera que se pueda realizar una obra segura y económica. Se debe tomar en cuenta el plazo de la obra y la longitud del túnel, ya que éstos podrían modificar el costo del proyecto.

– Factor social y medio ambiental

Se debe garantizar la seguridad de la obra y la mínima afectación del entorno donde se lleve a cabo la construcción del túnel.

De los anteriores, el factor geotécnico es el de mayor importancia para evaluar el comportamiento estructural de un túnel, ya que las cargas impuestas en él dependen directamente del terreno que lo rodea. Los túneles se pueden clasificar de acuerdo con el tipo de terreno en el que se van a construir, ya sea suelo o roca. Como el presente trabajo se acota a los túneles construidos en suelo blando, será pertinente mencionar algunas propiedades de este tipo de terreno. Así como, el procedimiento constructivo empleado y el comportamiento de los anillos dovelados, para que posteriormente se pueda realizar un adecuado análisis estructural de un túnel dovelado.

### 1.1. PROPIEDADES DEL SUELO

Se puede definir al suelo como todo tipo de material compuesto por materiales orgánicos que forma parte de la corteza terrestre y puede desintegrarse rápidamente por acción de la intemperie. En esta definición quedan excluidas las rocas (Juárez y Rico, 2005). En la práctica generalmente se distinguen tres diferentes tipos de suelo dependiendo de sus propiedades, las cuales se presentan en la Tabla 1.1. El USCS (por sus siglas en inglés, Unified Soil Classification System) ofrece una clasificación detallada de los diferentes tipos de suelo con base en sus características físicas (peso específico, contenido de agua, consistencia, porosidad e índice de huecos,) y mecánicas. Existen otras clasificaciones más sencillas que únicamente toman en cuenta el tamaño de partículas que componen al suelo, como las que se presentan en la Tabla 1.2. El suelo blando puede estar formado por arenas, limos o arcillas de baja resistencia. La Tabla 1.3 presenta los ángulos de fricción interna de los suelos granulares (limos y arenas) con densidad relativa menor al 85%. La Tabla 1.4 presenta los valores de resistencia a la compresión simple y resistencia al corte sin drenar de los suelos cohesivos (arcillas) dependiendo de su consistencia.

**Tabla 1.1. Principales tipos de suelo suelto (Graux y Sanz, 1975)**

Material	Propiedades
Arenas y gravas	Son áridos y sin cohesión. Su forma es redondeada o angulosa.
Limos	Son suelos finos de poca o ninguna plasticidad y de granulometría generalmente uniforme.
Arcillas	Sus partículas son cohesivas. El material es duro en estado seco y puede ser plástico con cierto contenido de agua.

**Tabla 1.2. Clasificación Alemana (Juárez y Rico, 2005)**

Material	Característica	Tamaño (mm)
Arena	Gruesa	1 a 2
	Media	0.2 a 1
	Fina	0.1 a 0.2
Limo	Grueso	0.006 a 0.02
	Fino	0.002 a 0.006
Arcilla	Gruesa	0.0006 a 0.002
	Fina	0.0002 a 0.0006

**Tabla 1.3. Ángulo de fricción de los suelos granulares dependiendo de su densidad (González y Ferrer, 2011)**

Tipo de suelo	Ángulo de fricción (grados)		
	Suelto (<35%)	Moderadamente denso (35-65%)	Denso (66-85%)
Limos no plásticos	26 a 30	28 a 32	30 a 34
Arenas finas a medias	26 a 30	30 a 34	32 a 36
Arenas bien graduadas	30 a 34	34 a 40	38 a 46
Arenas mezcladas y gravas	32 a 36	36 a 42	40 a 48

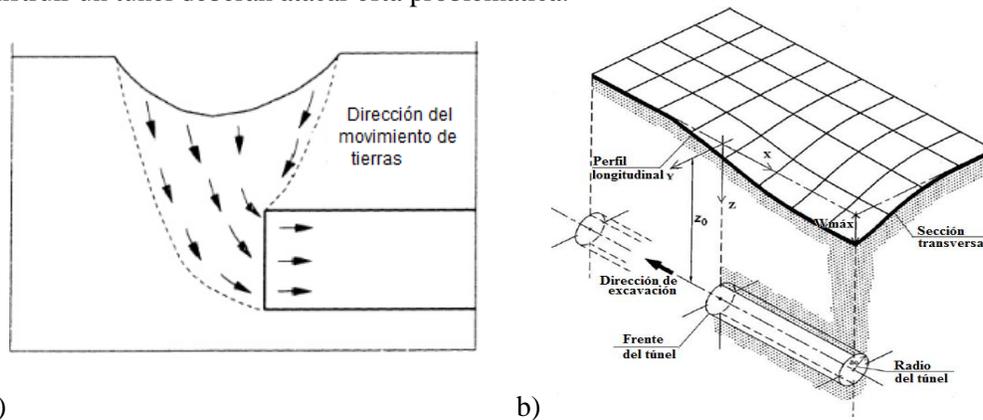
**Tabla 1.4. Características de los suelos cohesivos (González y Ferrer, 2011)**

Tipo de arcilla	Resistencia a la compresión simple (kg/cm <sup>2</sup> )	Resistencia al corte sin drenar (kg/cm <sup>2</sup> )
Muy blanda	0.00-0.35	<20
Blanda	0.25-0.50	20-40
Firme	0.50-1.00	40-75
Rígida	1.00-1.50	75-150
Muy rígida	2.50-5.00	150-300
Dura	>5.00	>300

Tabla 1.5. Problemas geotécnicos dependiendo del tipo de terreno (González y Ferrer, 2011)

Tipo de terreno	Factores característicos	Problemas geotécnicos
Suelo firme	-Resistencia media a alta	-Problemas en los cimientos con arcillas expansivas y suelos colapsables
Suelo blando	-Resistencia baja a muy baja	-Falla de fondo -Subsidencia

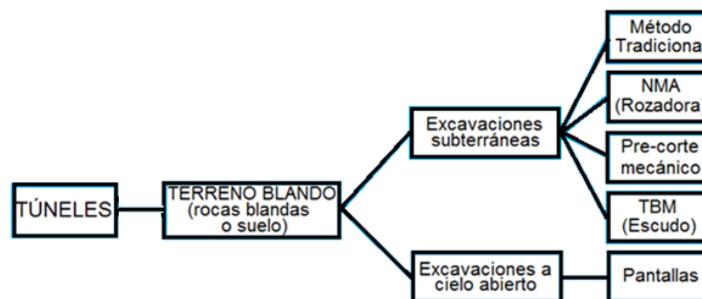
La característica principal del suelo blando es que por su alta deformabilidad, no se considera autosoportante en un corto periodo de tiempo. Cuando se realiza una excavación es inevitable modificar el estado de esfuerzos del terreno. La Tabla 1.5 presenta los principales problemas geotécnicos dependiendo del tipo de terreno en el que se va a excavar. Cuando se trata del suelo blando, puede ocurrir una falla de fondo en la que colapsa el frente de excavación (Fig. 1.1a) o la subsidencia del terreno en la superficie del túnel excavado (Fig. 1.1b). Los métodos empleados para construir un túnel deberán atacar esta problemática.



a) b) **Figura 1.1 Problemas geotécnicos al excavar un túnel: a) mecanismo de falla en el frente, b) subsidencia del terreno en la superficie del túnel excavado (Shakeel, 2011)**

## 1.2. MÉTODOS PARA LA CONSTRUCCIÓN DE TÚNELES EN SUELO

La construcción de túneles en suelo blando debe considerar la poca capacidad de carga y la alta deformabilidad del terreno. Existen cuatro diferentes métodos para la excavación subterránea de túneles en suelo blando (Fig 1.2). En el Método Tradicional y el Nuevo Método Austríaco, la construcción se hace por fases. Mientras que el Método de Pre-corte mecánico y el Método del Escudo la excavación del túnel se trabaja a sección completa.



**Figura 1.2 Métodos constructivos de túneles en función del terreno a excavar (Puertas, 2010)**

### 1.2.1. Método Tradicional

En este método se avanza dividiendo la excavación en dos partes. Primero se excava en la fase de avance, donde se coloca una cimbra para el concreto lanzado que formará el revestimiento (generalmente de 80 a 90 cm) en la bóveda del túnel. Posteriormente se excava la siguiente fase, donde se forman los hastiales. Finalmente, se coloca una losa de fondo para formar la contrabóveda y evitar el bufamiento (éste se da porque al excavar el suelo, se modifica la carga existente en el terreno y el suelo se expande). Este método puede variar en función de las fases de excavación. Los dos variantes principales son: el Método Belga, también conocido como Método Tradicional Madrid (MTM) y el Método Alemán (Fig. 1.3). La ventaja de este método es que nunca presenta un frente abierto de grandes dimensiones pero la desventaja es que se dificulta la adecuada unión entre la bóveda y los hastiales (Trabada y Díez, 2011).

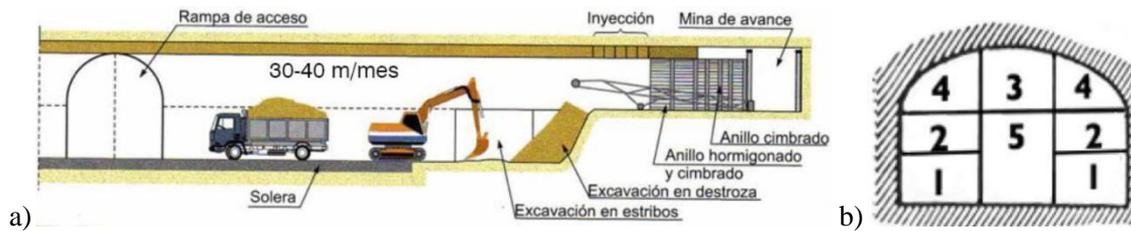


Figura 1.3 Esquema constructivo del Método Tradicional. a) Método Belga o MTM, b) Método Alemán (Puertas, 2010)

### 1.2.2. Nuevo Método Austríaco, NATM

El método NATM (por sus siglas en inglés, New Austrian Tunneling Method) se presentó en Austria en 1962. Es comúnmente utilizado en la excavación de túneles en rocas, pero también se ha utilizado en suelos con arcillas. La excavación comienza en la parte central. Para mantener la estabilidad, se apuntala la galería de la clave con mallas y pernos. Sobre la malla se coloca concreto lanzado para ir formando el revestimiento. Posteriormente se excavan otras galerías laterales para formar los hastiales y la cubeta, de esta manera, se completa un arco. Una vez terminado un arco se repite el procedimiento hasta cubrir la longitud total del túnel (Fig. 1.4).

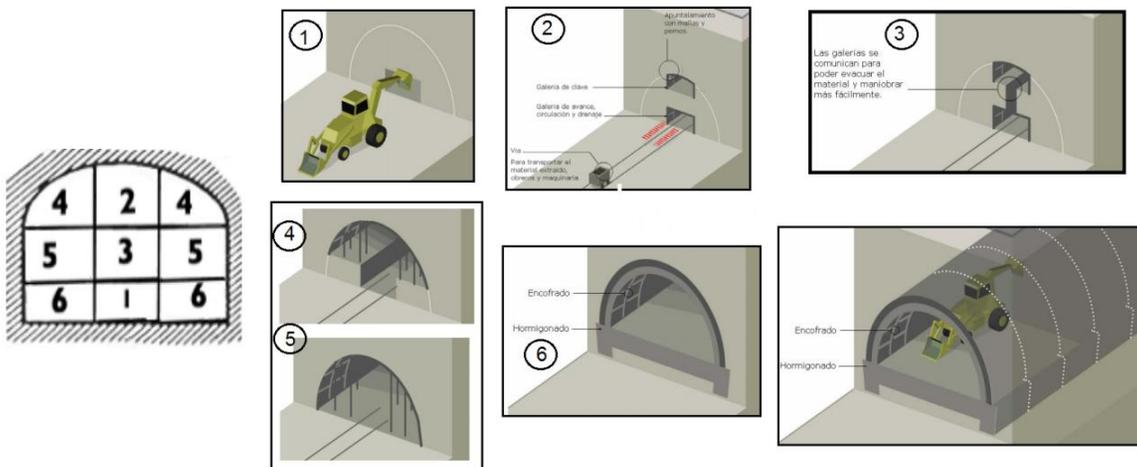


Figura 1.4 Esquema constructivo del NATM (ULL, 2012)

### 1.2.3. Método del Pre-corte mecánico

Éste Método comenzó a usarse en Europa en los años 70. Consiste en una gran estructura metálica (Fig. 1.5) que corta una ranura perimetral en el terreno de 20 cm de espesor, aproximadamente, y de 3 m de longitud. La ranura se rellena con concreto lanzado para formar el revestimiento inicial. Se continúa excavando al centro de la sección, dejando un apuntalamiento para estabilizar el frente y se procede con la excavación para formar los hastiales y la cubeta (Forns, 2009). La ventaja de éste Método es que la inversión del equipo es del orden del 10% de lo que costaría un escudo. La desventaja es que no funciona bien en presencia de agua, debido a que se trabaja con un frente abierto (Puertas, 2010).

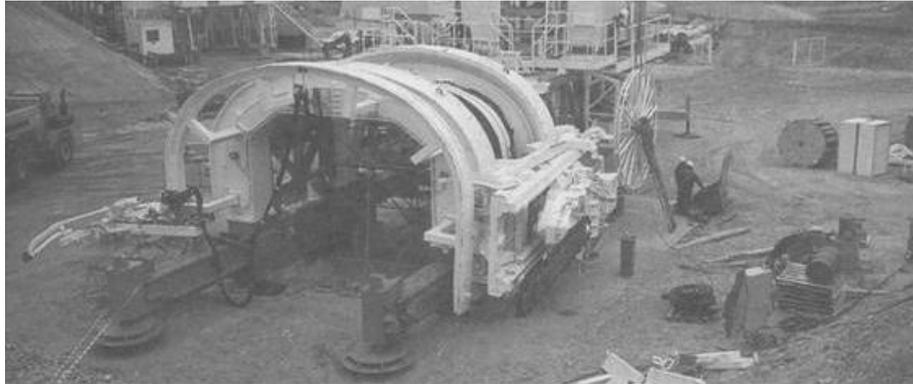


Figura 1.5 Máquina de pre-corte mecánico (Scrigroup, 2012)

### 1.2.4. Método del Escudo, TBM

El Método del Escudo se comenzó a utilizar desde el Siglo XIX pero ha evolucionado de tal forma que es el método más seguro y utilizado en la actualidad. Este método permite la construcción de largas estructuras subterráneas, incluso cuando se tiene poca cobertura sobre el túnel, poca capacidad de carga en el terreno o existencia de agua subterránea. La experiencia ha demostrado que el método del escudo presenta superioridad frente a los otros métodos para túneles con más de 2,000 m de longitud (Maidl *et al*, 2011).

El primer escudo fue diseñado para construir un cruce en el río Neva en San Petersburgo, el dueño de la patente es el ingeniero Sir Marc Isambard Brunel (Fig. 1.6). El Método del Escudo consiste en cinco actividades básicas: excavar, rezagar el material excavado, estabilizar el frente, estabilizar las paredes y revestir el túnel (Schmitter y Cravioto, 2008). El Método, como tal, comenzó a utilizarse en 1826 con la construcción del primer túnel en suelo blando, debajo del río Támesis en Londres.

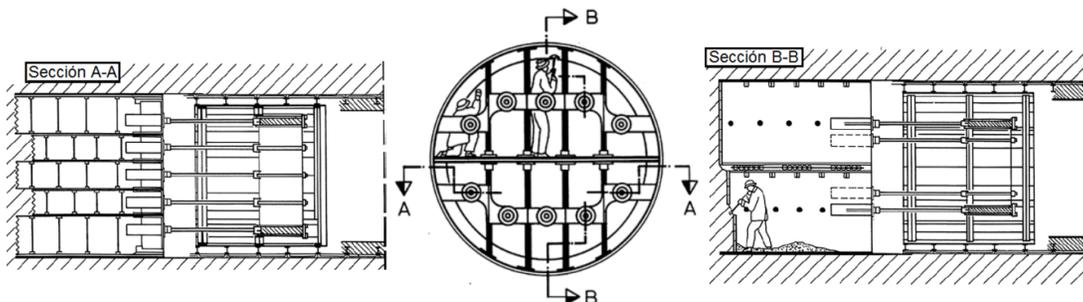


Figura 1.6 Escudo de celdas utilizado por M.I. Brunel en 1806 (Maidl *et al*, 2011)

El revestimiento del túnel en el río Támesis estaba formado por ladrillos (Fig. 1.7a). Lamentablemente en 1828 ocurrió una inundación que produjo grandes pérdidas. El acontecimiento tuvo un fuerte impacto en la sociedad, dando lugar a diferentes técnicas para poder mejorar la seguridad de la obra. Los escudos que conocemos hoy en día tienen su origen en 1869 con el escudo Greathead (Fig. 1.7b) que utilizaba dovelas de hierro fundido para formar el revestimiento. La Tabla 1.6 presenta algunos túneles construidos del Siglo XIX al XX con el Método del Escudo.

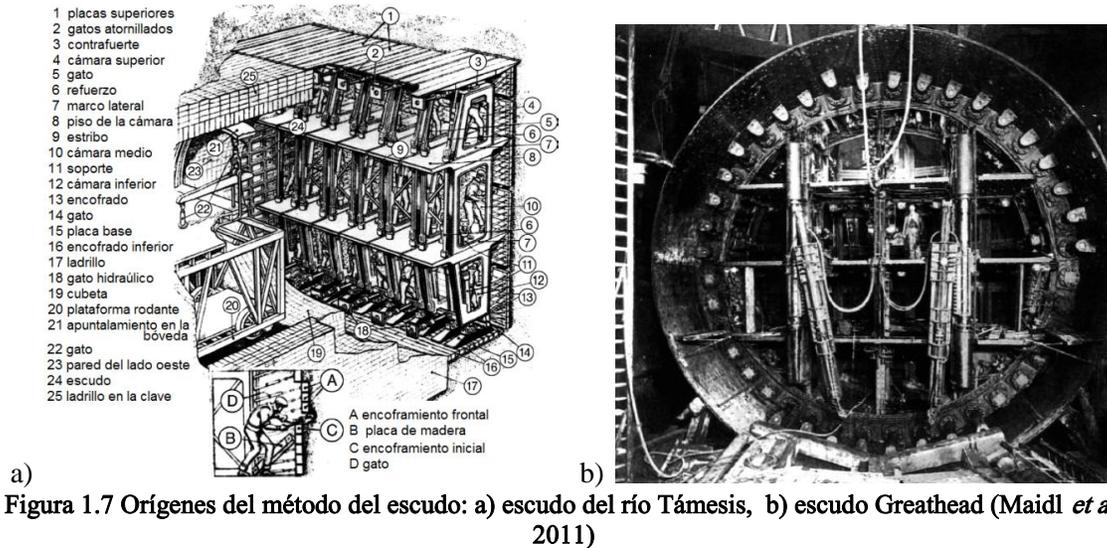


Figura 1.7 Orígenes del método del escudo: a) escudo del río Támesis, b) escudo Greathead (Maidl *et al*, 2011)

Tabla 1.6. Túneles construidos con el Método del Escudo de 1826 a 1911 (Maidl *et al*, 2011)

Año	Proyecto	Longitud (m)	Diámetro (m)	Avance (m/día)	Particularidad	Revestimiento
1826-1842	Thames Tunnel (Londrés)	460	11.40 x 7.10	1.50	Escudo Brunel rectangular	Ladrillo
1869-1870	Broadway (Nueva York)	90	2.85	---	Escudo Beach (abandonado)	
1869	Tower Subway (Londrés)	403	2.20	2.60	Escudo Greathead	
1886-1890	City South Subway (Londrés)	10,200	3.10 - 3.45	4.00	Primer uso del aire comprimido	Revestimiento dovelado formado con dovelas de hierro fundido
1890-1893	Glasgow harbour road tunnel (Escocia)	580	5.20	1.00	Aire comprimido	
1892-1894	Sewage tunnel (Clichy, Francia)	465	2.50	2.00-3.00	Aire comprimido ( 2.9 Bar)	
1896-1899	Spree road tunnel (Berlín)	375	4.00	1.40	Aire comprimido	Perfiles de acero laminado con concreto
1899-1904	Sewage tunnel (Hamburgo)	2,150	3.05	1.30	Aire comprimido (0.6-1.5 Bar)	Perfiles de acero con concreto
1911	Sewer tunnel (Gelsenkirchen, Alemania)	670	3.90	5.20	Aire comprimido	Concreto

El Método del Escudo fue un parte aguas en la construcción de túneles y fue evolucionando en todos los aspectos. Hubo mejorías en la mecanización y los procesos de excavación, permitiendo así mejorar el rendimiento y los avances de cada proyecto. Simultáneamente el revestimiento fue

sufriendo modificaciones en cuanto a los materiales que lo formaban y las uniones entre dovelas. En el caso de las dovelas prefabricadas se comenzó con segmentos de hierro fundido atornillados entre sí y fue evolucionando hasta llegar a dovelas de concreto prefabricado que pueden ser atornilladas temporalmente (Fig. 1.8).

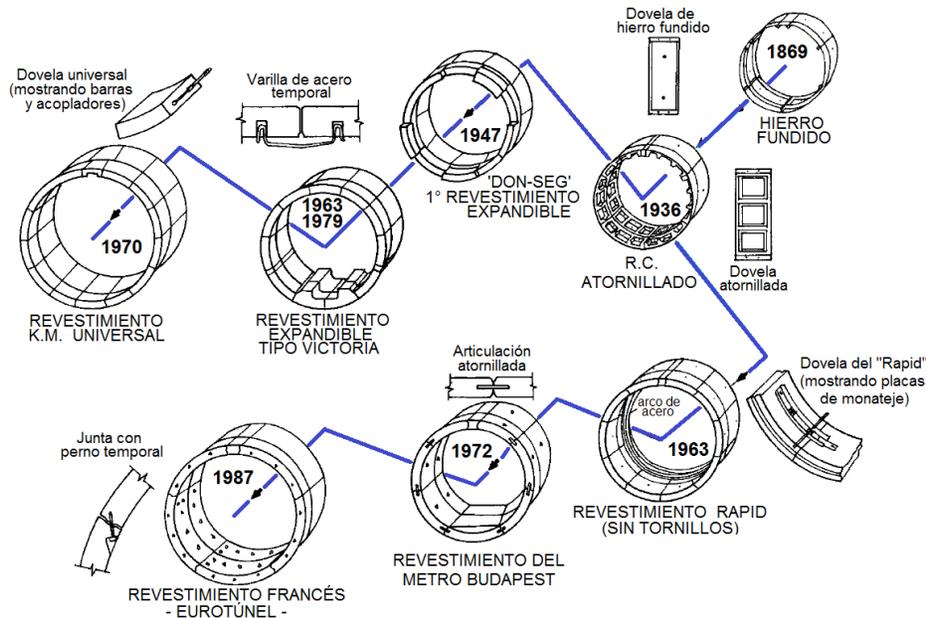


Figura 1.8 Evolución del revestimiento formado con dovelas prefabricadas (Ifimie, 1994)

Actualmente se puede realizar la excavación del túnel de una forma totalmente mecanizada con el empleo de una máquina tuneladora, mejor conocida como TBM. Estas máquinas son capaces de excavar y colocar el soporte inicial del túnel simultáneamente. Existen diferentes tipos de escudo que se distinguen dependiendo del método de soporte del terreno utilizado para la estabilización el frente (Fig. 1.9).



Figura 1.9 Métodos de soporte del terreno y contención de agua en el frente (Maidl *et al*, 2011)

Para la construcción de túneles en el suelo blando de la ciudad de México se han utilizado tres diferentes tipos de escudo (Fig. 1.10):

- Escudo de frente abierto con rejillas frontales. Se utiliza donde el suelo es capaz de sostenerse en un corto periodo sin ayuda de un soporte. El terreno debe tener una resistencia de  $100 \text{ kg/cm}^2$ , o menos, y poco contenido de agua. El método de excavación puede ser manual o mecanizado. Fue utilizado de 1961 a 1975.
- Escudo de frente cerrado presurizado con lodo, SS (por sus siglas en inglés, Slurry Shield). Se utiliza en terrenos blandos con alto contenido de agua. Fue utilizado de 1982 a 1985.
- Escudo de frente cerrado presurizado con tierra, EPB (por sus siglas en inglés, Earth Pressure Balance). Se utiliza actualmente en terrenos blandos con menos de  $7 \text{ kg/cm}^2$  de presión. La excavación es mecanizada y se forman secciones circulares.

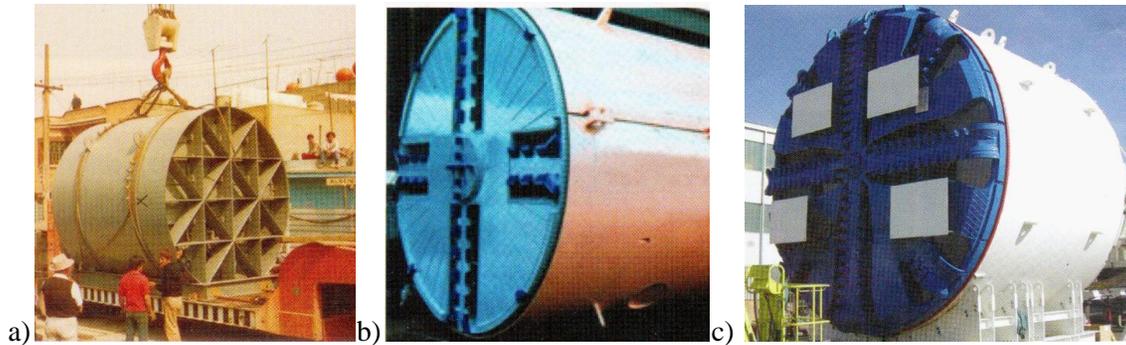


Figura 1.10 Escudos utilizados en la Ciudad de México: a) con rejillas frontales, b) presurizado con lodo, c) EPB (Schmitter y Cravioto, 2008)

El escudo EPB tiene una cabeza de corte que excava el material, el cual entra por unas ranuras a la cámara de excavación. El material excavado se presuriza para estabilizar el frente y posteriormente es expulsado por medio de un tornillo sinfín. Mientras se realiza la excavación se coloca un soporte inicial formado con dovelas prefabricadas de concreto reforzado; un erector levanta las dovelas por succión y las coloca en el montador para ir formando los anillos (Fig. 1.11). Una vez terminado un anillo, el escudo avanza con unos cilindros de empuje para formar el siguiente anillo. En la holgura que queda entre el anillo y el terreno se inyecta mortero. Finalmente, se coloca un revestimiento secundario con concreto lanzado en sitio para proteger al revestimiento primario de los efectos a largo plazo, como son: el flujo plástico del concreto o la consolidación del terreno.

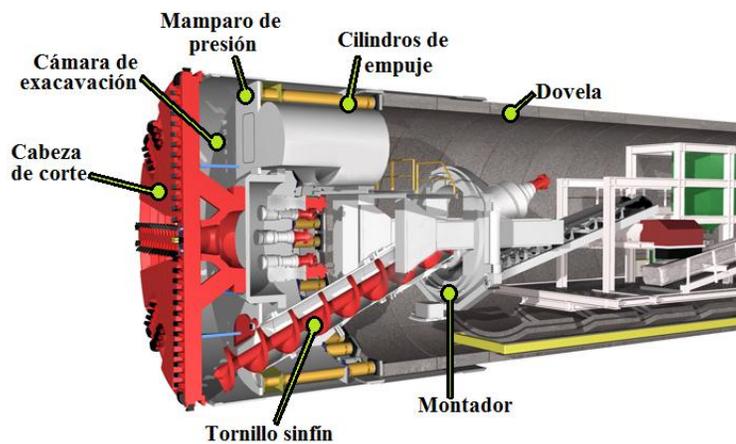


Figura 1.11 Componentes de un escudo presurizado con tierra EPB (Herrenknecht, 2012)

### 1.3. COMPORTAMIENTO TEÓRICO DE LOS ANILLOS DE DOVELAS

El Método del Escudo es el más recurrido en la actualidad para construir túneles en suelo blando. Por lo que será de especial interés estudiar el comportamiento estructural de los anillos dovelados, característicos de este método. Cabe destacar que, al formar los anillos con dovelas, el anillo no se puede considerar como continuo. Esta discontinuidad se debe a la existencia de juntas entre dovelas y anillos (Fig. 1.12). De esta manera, en el análisis estructural de los anillos que forman un túnel dovelado, no se les puede considerar como anillos continuos. Si se desea analizar un comportamiento más apegado a la realidad, habrá que tomar en cuenta la influencia de las juntas en el cálculo de las fuerzas internas y los desplazamientos del anillo (Lee y Ge, 2001).

El comportamiento de un anillo de dovelas depende de algunos parámetros que inducen los esfuerzos del túnel y que pueden causar la falla del mismo (Hefny *et al*, 2004), como son:

- Comportamiento mecánico de las juntas entre dovelas.
- Número y orientación de juntas (es decir, su posición relativa con respecto a las cargas). Una orientación favorable de las juntas puede reducir el nivel de esfuerzos en el túnel. Por ejemplo, en el caso de un túnel con cuatro juntas se puede reducir hasta ocho veces el momento con respecto a la orientación crítica.
- Relación entre las cargas horizontales y verticales actuantes en el anillo ( $K=Ph/Pv$ ). A mayor  $K$ , mayor inducción de esfuerzos en el revestimiento del túnel.
- Espesor del revestimiento. Si se disminuye el espesor del revestimiento, el anillo se vuelve más flexible.
- Las características del suelo, como: módulo de Elasticidad  $E$  y coeficiente de Poisson  $\nu$ .

Para entender el comportamiento de los anillos, en esta Sección se describen los componentes de un anillo dovelado, el comportamiento mecánico de las juntas entre dovelas, las características de las juntas planas y la relación Momento-rotación que rige el comportamiento de éstas.

### 1.3.1 Componentes de un anillo dovelado

El revestimiento del túnel dovelado se forma con varias componentes, como son: los anillos, las dovelas, las juntas entre anillos, las juntas entre dovelas, las almohadillas para el avance la máquina tuneladora TBM, los huecos de montaje y de tornillos (Fig. 1.12). Debido a la discontinuidad de este tipo de túneles, el comportamiento estructural depende en gran medida de tres componentes:

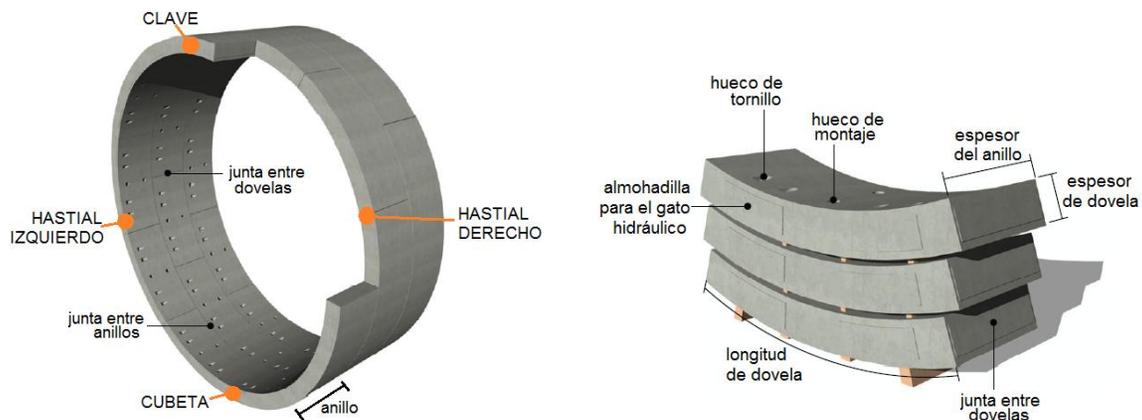


Figura 1.12 Componentes de un anillo dovelado (Groeneweg, 2007)

- Dovelas

Los segmentos de concreto han superado a los de acero y hierro por cuestiones económicas. De esta manera, las dovelas empleadas actualmente son segmentos prefabricados de concreto reforzado diseñados con alta precisión (Maidl *et al*, 2011). Las dovelas cuentan con huecos de montaje necesarios para posicionar las dovelas y huecos de tornillos para garantizar su correcta colocación, los tornillos deben garantizar la compresión en cada anillo para mantener la estanqueidad (Blom, 2002a). El refuerzo de las dovelas debe resistir las cargas durante la vida útil del túnel (presión del terreno) y durante el ensamblaje de los anillos (fuerza inducida por el erector de dovelas y los gatos de empuje).

Las dimensiones de las dovelas se eligen lo más grande posible para tener el menor número posible de segmentos y así agilizar el trabajo de la TBM (Luttikholt, 2007). El espesor de las dovelas utilizado habitualmente es del orden de 20 a 50 cm y el ancho de cada anillo varía de uno a dos metros (Maidl *et al*, 2011).

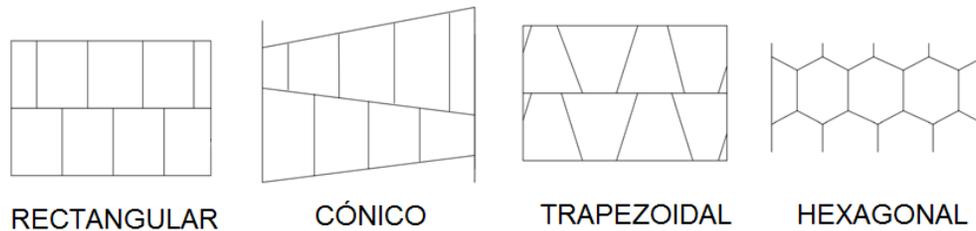


Figura 1.13 Tipos de dovelas (ITA, 1999)

Existen diferentes tipos de dovelas (Fig. 1.13), de los cuales, el más utilizado es el rectangular. Los anillos que tienen dovelas rectangulares están formados de cinco a ocho segmentos y una dovela más pequeña llamada dovela llave. Ésta es de dimensiones menores a los otros segmentos y tiene forma de cuña para facilitar la construcción del túnel (Maidl *et al*, 2011).

– Juntas entre dovelas

Entre una dovela y otra existe una junta, ésta área de contacto es capaz de transferir fuerza axial (Fig. 1.14a), momentos flexionantes y fuerza cortante a otros segmentos (Maidl *et al*, 2011). Existen diferentes tipos de juntas (Fig. 1.14b). La diferencia entre juntas planas y juntas convexas es su capacidad de transferir momentos. Debido a su geometría, las juntas convexas actúan como una articulación y permiten grandes rotaciones, de manera contraria, si ocurren grandes rotaciones en una junta plana se da una concentración de esfuerzos que puede llevar al aplastamiento (Luttikholt, 2007). Las juntas con machi-hembrado tienen una disminución considerable en su rigidez, por lo que es preferible usar juntas planas en lugar de machi-hembradas en túneles profundos sometidos a altas presiones (Xiaochun *et al*, 2006). Las juntas atornilladas tienen conexiones mecánicas que permiten transmitir tensiones y cortantes entre dovelas contiguas, mientras que las juntas planas no permiten tensiones y los pernos utilizados no tienen una función estructural asignada (Peña *et al*, 2012).

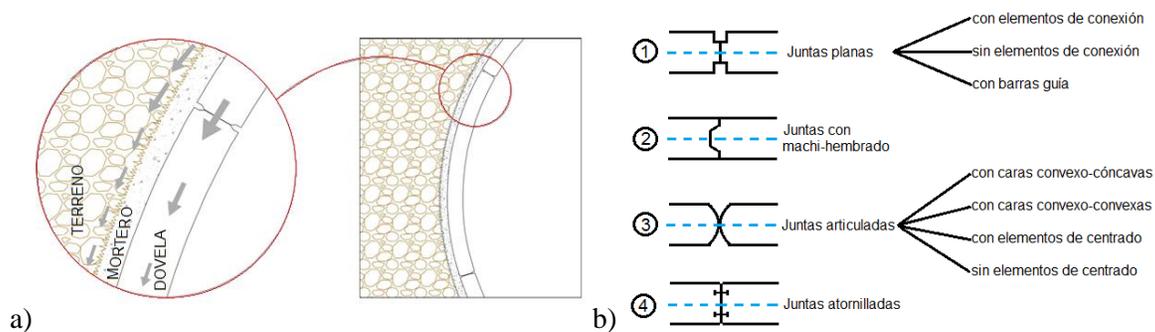


Figura 1.14 Juntas entre dovelas: a) mecanismo de transmisión de la fuerza axial (Mollins y Arnau, 2011), b) tipos de juntas (ITA, 1999)

– Juntas entre anillos

Entre un anillo y otro existen juntas que pueden desarrollar rotaciones y traslaciones. El contacto entre los anillos puede ser concreto-concreto o por medio de un material de empaque (Fig. 1.15).

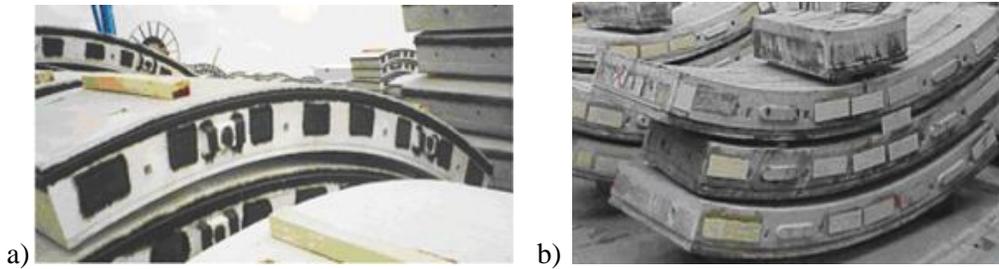


Figura 1.15 Material de empaque de las juntas entre anillos: a) kaubit, b) plywood (Luttikholt, 2007)

### 1.3.2. Comportamiento mecánico de las juntas entre dovelas

El comportamiento mecánico de las juntas entre dovelas tiene una gran influencia en el comportamiento global de los anillos dovelados (Luttikholt, 2007). En la literatura existen diversos estudios acerca de este comportamiento, de ellos se resume lo siguiente (Peña *et al*, 2010):

- El comportamiento de las juntas depende de ciertos factores como: la geometría de las juntas (largo  $b$ , ancho  $h$ ), las propiedades mecánicas del material (módulo de Elasticidad  $E$ , coeficiente de Poisson  $\nu$ ), la relación entre cargas verticales y horizontales ( $K=Ph/Pv$ ) y el tipo de conexión usada (juntas planas o juntas atornilladas).
- Conforme aumenta el número de juntas, el momento flexionante y las fuerzas actuantes en las dovelas decrecen (Fig.1.16).

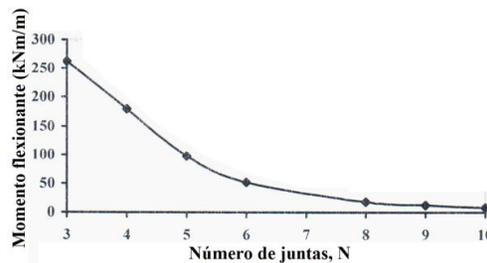


Figura 1.16 Variación del momento con respecto al número de juntas (Hefny *et al*, 2004)

- La orientación de las juntas es un factor determinante en el nivel de esfuerzos a flexión presente en el anillo (Fig. 1.17).
- Existe un número “crítico” de juntas, después del cual, si se sigue aumentando el número de juntas, no existe una disminución significativa del momento flexionante en las dovelas (Fig. 1.17).

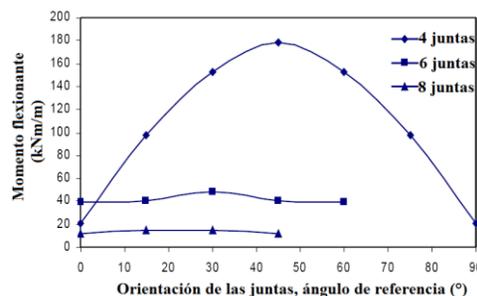


Figura 1.17 Momento máximo con respecto a la orientación de las juntas (Hefny y Chua, 2006)

- La rigidez a rotación de la junta depende de las cargas actuantes en ella; la rigidez disminuye cuando se incrementa el momento flexionante y se incrementa al aumentar las fuerzas axiales.
- Para el caso de juntas con pernos, la rigidez a rotación de la junta se incrementa cuando hay un incremento en el presfuerzo aplicado a los pernos.
- Para el caso de juntas con pernos excéntricos, el momento máximo resistente positivo es mayor que el negativo. En algunos casos, esta diferencia puede ser de hasta seis veces.

### 1.3.3. Características de las juntas planas

Como se mencionó anteriormente, las juntas planas (Fig. 1.18) no tienen conexiones mecánicas, por lo que no pueden transmitir tensiones y sólo trabajan a compresión. Este tipo de juntas tiene la capacidad de transmitir el momento flexionante de una dovela a otra. Cuando se presentan grandes rotaciones en los extremos de la junta se puede llegar al aplastamiento del concreto.



Figura 1.18 Junta plana típica de una dovela (Peña *et al*, 2012)

Por cuestiones constructivas, este tipo de juntas necesitan tornillos que permitan la correcta colocación de las dovelas y que garanticen la compresión de la banda de estanqueidad (Fig. 1.19) de manera que, los tornillos de éste tipo de juntas, no tienen una función estructural asignada.

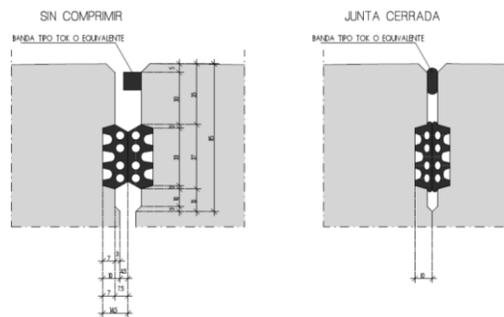


Figura 1.19 Junta de sellado y acanaladura (Peña, 2009)

Algunas características de las juntas planas que influyen en el comportamiento estructural son las siguientes:

- El túnel dovelado trabaja a compresión, las cargas actuantes impuestas por el terreno circundante transmiten una carga axial alrededor de todo el anillo. De esta manera, se considera que el anillo queda confinado en el terreno impidiendo los desplazamientos por carga axial  $\delta_A$  o por cortante  $\delta_V$  (la rigidez axial  $K_A$  y a cortante  $K_V$  son infinitas). Por lo tanto, en las juntas planas únicamente se consideran las rotaciones  $\varphi$  (Fig. 1.20), la rigidez rotacional  $K_\theta$  queda definida por una curva Momento-rotación.

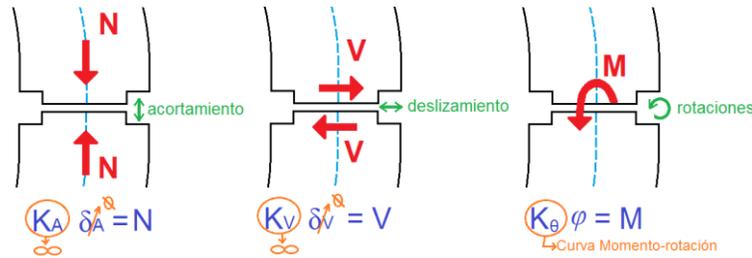


Figura 1.20 Hipótesis de la transmisión de fuerzas en una junta plana

- Cuando el momento flexionante  $M$  es de pequeña magnitud se tendrá un esfuerzo de compresión en toda la sección transversal de la junta, esto conlleva a que la junta no se abra y que el momento flexionante produzca pequeñas rotaciones  $\varphi$ .
- Debido a que la junta no puede transmitir esfuerzos a tensión, conforme se incrementa el momento flexionante llegará un punto en el que en uno de los extremos la presión sea igual a cero (Fig. 1.21). Esto conlleva a que la junta se abra, provocando rotaciones adicionales. Teóricamente este estado se obtiene cuando la excentricidad es igual a la mitad del ancho de la junta ( $h/2$ ). Cuando la excentricidad tiende a la mitad del ancho de la junta, la rigidez inicial tiende a cero (Fig. 1.23).

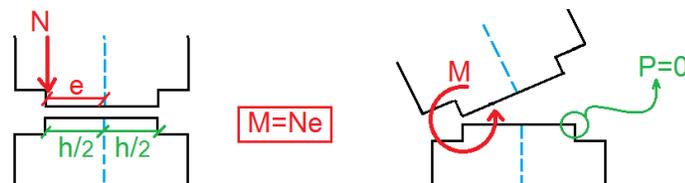


Figura 1.21 Excentricidad máxima  $e$  cuando es la mitad del ancho de junta ( $h/2$ )

- Existe una excentricidad límite cuando se obtiene el momento máximo (Peña *et al*, 2010), después de ésta, decrece la rigidez inicial y el momento. La excentricidad límite corresponde al tercio medio de la junta ( $h/3$ ).
- Cuando el ancho de la junta es igual al ancho de la dovella, no se tendrán curvaturas adicionales. Por el contrario, cuando el ancho de la junta es pequeño comparado con el ancho de la dovella, entonces se producirán grandes rotaciones, aún si no hay abertura de la misma.

### 1.3.4. Relación Momento-Rotación

En las juntas planas únicamente se consideran las rotaciones y se desprecian los desplazamientos axiales y a cortante. Así, el comportamiento de la junta puede definirse con una curva momento-rotación. Algunos autores han propuesto expresiones bilineales para obtener esta curva compuesta por una rama elástica y otra plástica. En la rama elástica la junta comienza a absorber momento con una rigidez inicial constante. Posteriormente se llega a un momento de fluencia en el que la junta comienza a abrirse, es en este punto donde comienza la rama plástica. Finalmente se llega al momento máximo resistente donde la junta puede seguir rotando sin resistir un mayor momento.

### 1.3.4.1. Relación de Janssen

La relación momento-rotación propuesta por Janssen (Fig. 1.22) se obtiene a partir de una relación lineal de esfuerzos y deformaciones (Van der Vliet, 2006), la Ecuación 1.1 muestra dicha relación.

$$\varphi \begin{cases} \frac{12M}{Eb^3} & \text{si } M < \frac{1}{6}Nh \\ \frac{8N}{9Eb^3\left(\frac{2M}{Nh}-1\right)} & \text{si } M \geq \frac{1}{6}Nh \end{cases} \quad (1.1)$$

donde:  $M$  es el momento,  $N$  es la carga axial,  $h$  es el ancho de la junta,  $b$  el largo de la junta,  $E$  es el módulo de Elasticidad y  $\varphi$  es la rotación de la junta.

La expresión considera que la junta no es capaz de desarrollar esfuerzos de tensión y que el material de las dovelas permanece en el rango elástico-lineal. El momento está en función de la geometría de la junta ( $b$ ,  $h$ ), la carga axial ( $N$ ) y el módulo de Elasticidad ( $E$ ).

### 1.3.4.2. Relación de Gladwell

La relación momento-rotación propuesta por Gladwell (Fig. 1.21) se obtiene basándose en la teoría de la elasticidad, para el caso en que la distribución de esfuerzos deja de ser lineal (Van der Vliet, 2006), la Ecuación 1.2 muestra dicha relación. El momento está en función de la geometría de la junta ( $b$ ,  $h$ ), la carga axial ( $N$ ) y las propiedades mecánicas del material ( $E$ ,  $\nu$ ).

$$\mu \begin{cases} \frac{\pi}{16(1-\nu^2)} & \text{si } \Phi \leq \frac{8(1-\nu^2)}{\pi} \\ 1 - \frac{4(1-\nu^2)}{\pi} \frac{1}{\Phi} & \text{si } \Phi > \frac{8(1-\nu^2)}{\pi} \end{cases} \quad (1.2)$$

donde:  $\mu = \frac{M}{1/2 N h}$ ;  $\Phi = \varphi \frac{hbE}{N}$

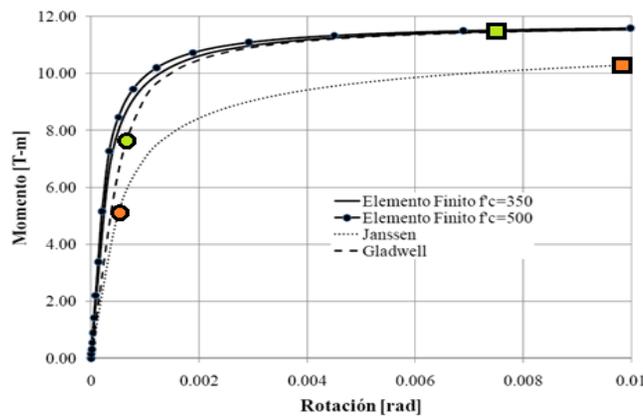


Figura 1.22 Curvas momento-rotación de Janssen, Gladwell y un modelo de elementos finitos MEF (Peña et al, 2010)

La rigidez inicial, el momento de fluencia y el momento máximo de la expresión de Gladwell son mayores que los de Janssen (Fig.1.22).

### 1.3.4.3. Relación de Peña *et al*

La relación bilineal de Peña *et al* (2010) se construye con dos rectas (Fig. 1.23). La primera se construye con la rigidez inicial de la junta y la segunda con el momento máximo que ésta puede resistir. La rigidez inicial se obtiene tomando como base la relación propuesta por Gladwell y fue modificada para mantener la carga axial constante y las excentricidades variables (Ec. 1.3).

$$M \begin{cases} \frac{\pi h^2 b E}{32(1-\nu^2)} \varphi & \text{si } e \leq \frac{1}{4}h \\ \frac{\pi b E (h/2 - e)}{2(1-\nu^2)} \varphi e & \text{si } e > \frac{1}{4}h \end{cases} \quad (1.3)$$

Esta relación está en función de las propiedades geométricas de la junta ( $b$ ,  $h$ ), las propiedades mecánicas del material ( $E$ ,  $\nu$ ) y la excentricidad de la carga ( $e$ ). El momento máximo,  $M_{máx}$  se obtiene mediante la determinación de la resistencia de aplastamiento del concreto,  $P_{máx}$  (Ec. 1.4)

$$M_{máx} = P_{máx} e = \sqrt{\frac{A_2}{A_1}} f' c A_1 e \quad (1.4)$$

Las áreas  $A_1$  y  $A_2$  se obtienen con las Ecuaciones 1.5 a 1.7, donde  $h_{tot}$  es el ancho total de la junta y  $h_{ef}$  es el ancho efectivo.

$$A_1 = b h_{ef} \quad (1.5)$$

$$A_2 = b h_{tot} \quad (1.6)$$

$$h_{ef} = h_{tot} - 2e \quad (1.7)$$

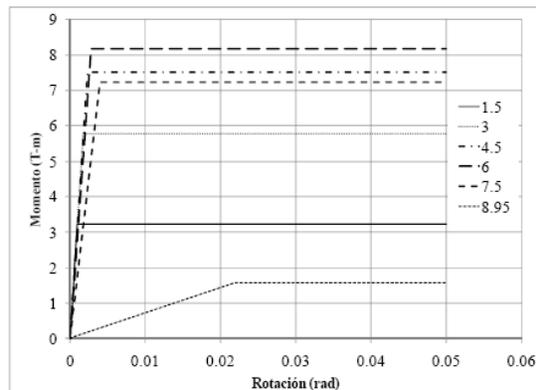


Figura 1.23 Curvas momento-rotación de Peña *et al* para diferentes excentricidades (Peña *et al*, 2010)

## CAPÍTULO 2

### METODOLOGÍA DE ANÁLISIS Y MODELOS NUMÉRICOS

El objetivo principal del diseño estructural es la seguridad. De manera que se tendrán que satisfacer las demandas de resistencia y desplazamientos, con la rigidez necesaria en la estructura que permita mantenerla estable durante todas las etapas de construcción, operación y uso. Además de mantener la seguridad, habrá que cubrir los requerimientos funcionales para los que fue construida la estructura (Peck *et al*, 1972; Baker, 2003).

En el caso particular de los túneles dovelados, existen tres parámetros que influyen en su seguridad estructural (Baker, 2003):

- Resistencia, rigidez y estabilidad. Recordando el proceso constructivo de este tipo de túneles, hay que tomar en cuenta que una vez que la máquina tuneladora completa un anillo tiene que avanzar para continuar formando el túnel. Al terminar el paso de la TBM los anillos quedarán en contacto directo con el terreno. Cada anillo debe ser diseñado de tal forma que las fuerzas internas en él puedan balancearse con la carga actuante del terreno.
- Flotabilidad o fuerza de sustentación. Además de la estabilidad interna de un anillo del túnel, debe considerarse el equilibrio de un tramo de túnel (formado por varios anillos) con la carga del terreno y con su peso propio.
- Equilibrio axial. Se debe corroborar que exista una adecuada fuerza cortante entre los anillos, sobre todo en la etapa donde el túnel se intercepta con la lumbrera.

Los puntos anteriores se deben cumplir para mantener la seguridad del túnel. De manera contraria, una estructura subterránea puede perder su capacidad de servicio o su seguridad estructural (ITA, 1998) cuando:

- La estructura pierde su estanqueidad.
- Las deformaciones son excesivas.
- La estructura no es lo suficientemente resistente para su uso y vida útil.
- La resistencia en los elementos estructurales fallan localmente, por lo que requieren ser reparados.
- Las técnicas de soporte fallan o causan daño (por ejemplo, al montar las dovelas).
- El agotamiento de la resistencia del material o del sistema causa daño estructural.
- El túnel colapsa por inestabilidad.

Antes de comenzar el diseño estructural de un túnel, se debe considerar que no es un trabajo aislado sino multidisciplinario, en el cual se necesita la interacción de las diferentes partes que colaboran en el proyecto (ITA, 1998; ITA, 2000; Blom, 2002a). En la construcción de un túnel debe existir la interacción de contratistas, constructores, geólogos, estructuristas, ingenieros mecánicos, entre otros. Cada uno de ellos aportará información relevante que pueda servir para el diseño estructural y, a su vez, la información estructural obtenida le será de gran utilidad a las diferentes disciplinas. En el caso particular del diseño del revestimiento de un túnel dovelado, es necesaria la interacción de tres disciplinas diferentes de ingeniería: geotécnica, estructuras y construcción (Fig. 2.1).

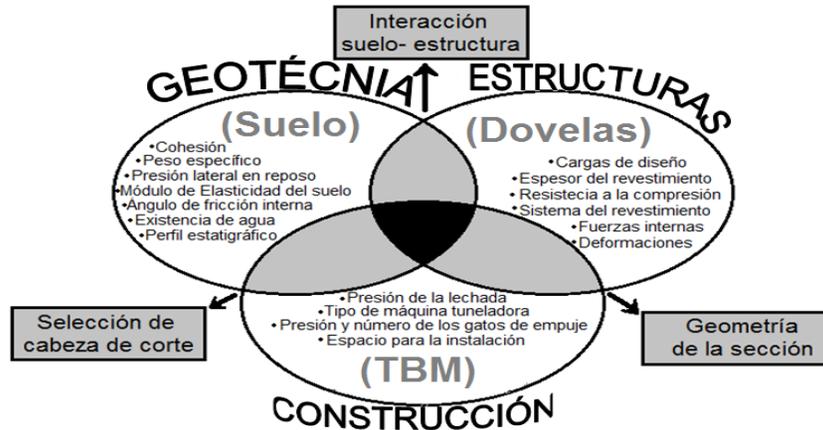


Figura 2.1 Disciplinas involucradas en el diseño del revestimiento de un túnel dovelado

Una vez que el diseñador ha tomado en cuenta las consideraciones que demanda el proyecto, puede proceder con el diseño estructural. Cabe mencionar que cada proyecto tiene sus peculiaridades, por lo cual no existe una solución única. En el diseño estructural será primordial la creatividad, la experiencia y el criterio del diseñador para poder obtener los resultados deseados. La Asociación Internacional de Túneles propone un procedimiento para el diseño estructural (ITA, 1999):

1. Definir parámetros geométricos: alineación, diámetro de la sección del túnel, espesor del revestimiento, ancho de los anillos, sistema del revestimiento, conexiones en las juntas.
2. Tomar la información geotécnica: peso específico, cohesión, ángulo de fricción interna, módulo de Elasticidad del suelo, presión lateral en reposo ( $K_0$ ).
3. Seleccionar secciones críticas, tomando en cuenta lo siguiente: influencia de la sobrecarga, cargas en la superficie, presión del agua, existencia de estructuras vecinas.
4. Considerar la información mecánica de la TBM: presión total de los gatos de empuje, número de gatos, presión de la lechada, espacio para la instalación.
5. Definir las propiedades de los materiales: clase de concreto, resistencia a la compresión ( $f'c$ ), módulo de Elasticidad, tipo de acero, esfuerzo de fluencia ( $f_y$ ), tipo de empaque, dimensiones del empaque, capacidad elástica, espacio permisible en la junta para la colocación del empaque.
6. Determinar las cargas de diseño. Se pueden clasificar de la siguiente forma:
  - Cargas geo-estáticas. Para evaluar los efectos de carga entre el revestimiento y en el terreno (Fig. 2.2).

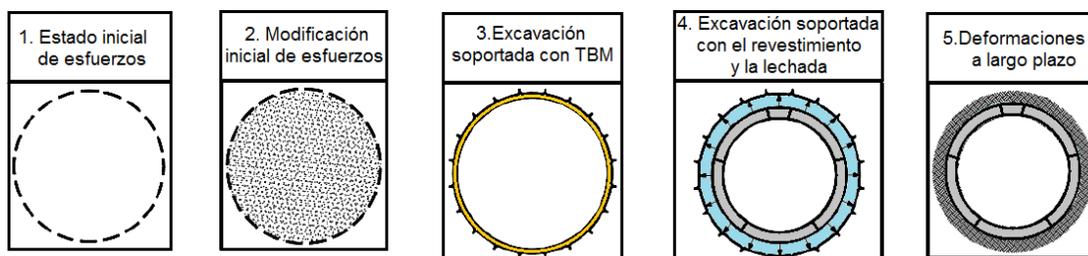


Figura 2.2 Cargas entre el revestimiento y el terreno (ITA, 1999)

- Cargas impuestas por los gatos de empuje. Para evaluar los efectos de carga distribuidos en las dovelas a través de las almohadillas (Fig. 2.3).
- Cargas secundarias debidas a la lechada. Se debe distribuir la presión de la lechada.
- Carga muerta, cargas de almacenamiento, erección y montaje. Se debe tomar en cuenta la influencia del momento flexionante.

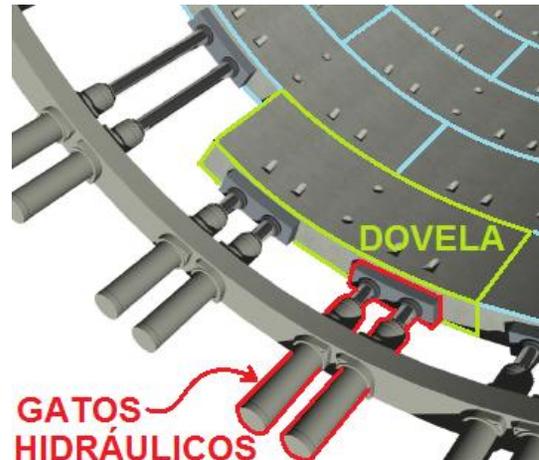


Figura 2.3 Cargas impuestas por los gatos de empuje (Groeneweg, 2007)

7. Seleccionar el método de análisis estructural, para evaluar la información antes mencionada. Se puede recurrir a fórmulas matemáticas o modelos numéricos.
8. Presentar los resultados obtenidos: elementos mecánicos y deformaciones presentes en el revestimiento. Los resultados pueden ser graficados o presentados en tablas.

El diseñador deberá proponer un revestimiento seguro, económico y óptimo después de haber realizado un adecuado análisis estructural. En este Capítulo se mencionan los métodos de análisis estructural empleados para estudiar el comportamiento de los túneles dovelados, así como, la necesidad de obtener un factor de reducción de rigidez y la descripción de los modelos de análisis empleados en este trabajo.

## 2.1. MÉTODOS DE ANÁLISIS ESTRUCTURAL DE TÚNELES DOVELADOS EN LA PRÁCTICA

En esta sección se presentan los métodos de análisis estructural de túneles dovelados utilizados actualmente. También se mencionan las hipótesis consideradas en los modelos de túneles dovelados y algunos modelos simplificados para realizar dicho análisis.

### 2.1.1 Clasificación de los métodos de análisis estructural

Diversos autores (ITA, 2000; Lee *et al*, 2001; BTS, 2004; Hu *et al*, 2009; Peña, 2010) proponen tres distintos tipos de métodos de análisis: métodos empíricos, soluciones analíticas y modelos numéricos. Cabe mencionar que la labor del diseñador estructural consiste en proveer información adecuada para el diseño y evaluación del túnel. De esta manera, es necesario conocer las herramientas de análisis con las que se cuenta, para así poder seleccionar la óptima. No importa qué método se seleccione, siempre y cuando sea útil para proporcionar la información requerida (Iftimie, 1994; Peña, 2010).

– Métodos empíricos

Se basan en la experiencia obtenida de casos reales o de pruebas de laboratorio. En el caso de la experiencia obtenida en casos anteriores, la información puede ser empleada para un diseño preliminar. Este método es justificable (ITA, 1998), cuando:

- Las condiciones del terreno, incluyendo el agua subterránea, son comparables.
- Las dimensiones del túnel y su sección transversal son similares.
- Las profundidades del túnel es aproximadamente la misma.
- Los métodos de excavación del túnel son los mismos.
- Los resultados de monitoreo (en caso de existir) son comparables a los del proyecto anterior.

– Soluciones analíticas

Se obtienen de formulaciones matemáticas (ITA, 1999; Peña, 2010). En la Tabla 2.1 se presentan algunas soluciones analíticas para el análisis de túneles.

**Tabla 2.1. Soluciones analíticas existentes para el análisis estructural de túneles (BTS, 2004)**

Autor	Año	Consideraciones para su obtención	Ventajas o desventajas
Muir Wood	1975	Se basan en que se excava un hoyo en un medio continuo para la colocación del revestimiento. Estas soluciones asumen esfuerzos planos y un medio isotrópico, homogéneo y elástico (Curtis considera un terreno visco elástico).	La desventaja es que únicamente se puede utilizar para túneles circulares y con una profundidad mayor a dos veces el diámetro.
Curtis	1976		
Einstein y Schwartz	1979		
Duddeck y Erdman	1985		
Panet y Guenot	1982	Se basa en el Método de Confinamiento de Convergencia (CCM).	Con este método es posible predecir la deformación del terreno bajo diferentes condiciones. También es posible considerar efectos a largo plazo.
Mair y Taylor	1993	Se basa en la formulación de esfuerzos totales.	Con esta solución es posible estimar los cambios en la presión de poro

– Modelos numéricos

En este método se pueden utilizar programas basados en métodos generales, como son los elementos finitos. Este método ofrece la posibilidad de modelar geometrías complejas, la existencia de estructuras vecinas, diferentes capas geológicas, diferente comportamiento constitutivo, las cargas aplicadas (transitorias y dinámicas), las diferentes etapas constructivas, entre otros aspectos. Presentando así, una ventaja sobre los otros métodos, al poder simular un gran intervalo de casos y condiciones (Blom, 2002a; BTS, 2004; Ding *et al.*, 2004; Peña, 2010; Arnau y Mollins, 2011).

El modelo puede ser simplificado o refinado, ambos son válidos para el diseño pero su selección dependerá del objetivo de análisis y el criterio del diseñador (Iftimie 1994; Baker, 2003).

### 2.1.2 Hipótesis consideradas en los modelos de túneles dovelados

Cuando se realiza un modelo se tienen que hacer ciertas suposiciones que deberán tomarse en cuenta al interpretar los resultados del análisis estructural. En el caso específico de los túneles dovelados (Blom, 2002a; BTS, 2004) se realizan las siguientes hipótesis:

- a) Con respecto a la etapa de construcción y ensamblaje
- Las dovelas tienen las dimensiones ideales, sin imperfecciones en los bordes.
  - El anillo de dovelas forma un círculo perfecto.
  - Durante el montaje de anillos, las juntas entre dovelas y anillos están perfectamente cerradas.
  - La fuerza impuesta por los gatos de empuje de la TBM quedan perfectamente centradas en cada segmento del revestimiento.
- b) Con respecto al modelo constitutivo del revestimiento
- El material analizado se comporta elásticamente. En algunos casos se puede considerar la no linealidad del material si éste se lleva a la falla.
  - Las dovelas se analizan como vigas (elementos barra), incluyendo la dovela llave.
  - Las reducciones de área en el revestimiento, debidas a la existencia de huecos para los tornillos, se desprecian.
  - Se desprecia la existencia del material de empaque en el diseño.
- c) Con respecto a la interacción de dovelas y anillos
- Las fuerzas internas en la dirección radial y tangencial de un anillo son independientes de las fuerzas en la dirección longitudinal de un tramo de túnel.
  - En algunos casos puede considerarse la interacción entre anillos con el acoplamiento por medio de resortes axiales.
  - Se considera que el anillo no sufre desplazamiento axial ni cortante, por lo que la rigidez axial y la rigidez a cortante son infinitas.
  - La interacción entre dovelas puede representarse con resortes rotacionales, ya que las juntas están fuertemente influenciadas por su rigidez rotacional.

### 2.1.3 Modelos simplificados para el análisis de túneles dovelados

La existencia de las juntas es un factor determinante en el comportamiento global de un anillo formado por dovelas. Para analizar este tipo de anillos se pueden utilizar modelos en los que se simplifique la existencia de las juntas (Fig. 2.4). El material que forma las dovelas en estos modelos se considera en el rango elástico-lineal. Existen cuatro diferentes modelos simplificados (Lee *et al*, 2001; Hu *et al*, 2009; Peña, 2010):

a) Anillo continuo

El modelo está formado por un círculo continuo, la desventaja es que no considera la existencia de las juntas pero éste modelo es útil para evaluar las deformaciones que sufriría el anillo en caso de ser continuo.

b) Anillo continuo con rigidez reducida

El modelo está formado por un anillo continuo pero la rigidez a flexión ( $EI$ ) se modifica con un factor de reducción  $\eta$  para considerar la influencia de las juntas. La ventaja de éste modelo es que se puede considerar fácilmente la influencia de las juntas sin tener que modelarlas explícitamente. Para tener los resultados óptimos, habrá que prestar especial atención en el factor  $\eta$  que se va a emplear.

c) Anillo discontinuo con articulaciones

El modelo está formado por un anillo discontinuo y las juntas se modelan como articulaciones. Este modelo no es representativo de la realidad pero es útil para evaluar el comportamiento del túnel cuando las juntas no tienen rigidez. Sin embargo, sólo es posible considerar cuatro juntas porque un anillo de cinco o más articulaciones es estáticamente inestable.

d) Anillo discontinuo con rigidez en las juntas

El anillo es discontinuo y se considera que las juntas tienen rigidez. Este modelo da resultados con una excelente aproximación a la realidad, la desventaja es que es el más laborioso de todos, además de que, se debe tener mucho cuidado al modelar las juntas, éstas se pueden representar de dos formas:

- Cuando se utilizan elementos barra, las juntas se representan con resortes rotacionales que se definen con una curva Momento-rotación.
- Cuando se utilizan elementos sólidos, las juntas se representan con un material inelástico equivalente. Este material debe tomar en cuenta la resistencia a compresión y tensión que pueda desarrollar la junta.

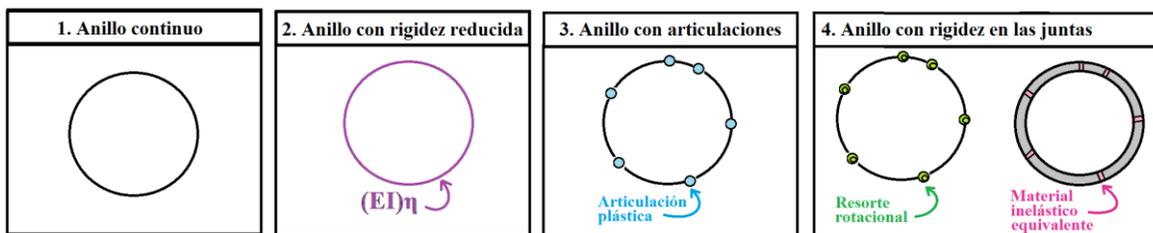


Figura 2.4 Modelos simplificados para el análisis estructural de túneles dovelados

## 2.2. NECESIDAD DE UN FACTOR DE REDUCCIÓN DE RIGIDEZ

El anillo de un túnel dovelado no puede considerarse como continuo. Inevitablemente se modificará la rigidez del anillo debido a la existencia de juntas. Se puede igualar el comportamiento de un anillo discontinuo con el de un anillo continuo, de una manera práctica y sencilla, si al anillo continuo se le aplica un factor de reducción de rigidez. Es necesario tomar en cuenta los parámetros que podrían modificar la rigidez de los anillos para obtener un adecuado factor de reducción. En la literatura existen algunos autores que proponen factores de reducción con base en estos parámetros.



Figura 2.5 Línea del tiempo y autores involucrados en la obtención del factor de reducción  $\eta$

### 2.2.1 Parámetros involucrados en la obtención del factor de reducción de rigidez

Diversos autores han estudiado el comportamiento de los anillos dovelados y han propuesto factores de reducción en los últimos 40 años (Fig. 2.5). En sus trabajos consideran algunos parámetros que podrían modificar la rigidez de los anillos para la obtención del factor de reducción, como los siguientes:

- Propiedades del suelo (módulo de Elasticidad y peso específico).
- Relación de cargas horizontales y verticales ( $K=Ph/Pv$ ).
- Geometría del túnel (radio de la sección, momento de inercia del anillo).
- Geometría de la junta (ancho y largo).
- Propiedades mecánicas del revestimiento (módulo de Elasticidad, coeficiente de Poisson).
- Número de juntas.
- Orientación de las juntas con respecto a las cargas actuantes.
- Profundidad del túnel.
- Relación de ancho de la junta con respecto al ancho de la dovela.
- Rigidez rotacional de las juntas (puede ser constante o no-lineal).

### 2.2.2 Factores de reducción de rigidez existentes en la práctica

En esta sección se describen las consideraciones realizadas por cada autor.

#### a) Muir Wood (1975)

Propone que un túnel dovelado se comporta como si el revestimiento estuviera parcialmente articulado de tal manera que el momento de inercia efectivo  $I_e$  del revestimiento depende del número de juntas  $n$  y el momento de inercia en éstas  $I_j$ . La expresión (Ec. 2.1) es válida cuando el anillo tiene más de cuatro juntas.

$$I_e = I_j + \left(\frac{4}{n}\right)^2 I, \quad I_e \leq I, \quad n > 4 \quad (2.1)$$

#### b) Rodríguez y Salmón (1987)

Obtuvieron el factor de reducción  $\eta$  (Tabla 2.2) con base en pruebas experimentales realizadas en el Instituto de Ingeniería de la UNAM. El espécimen ensayado constó de dos anillos formados por cinco dovelas metálicas más la dovela llave (Fig. 2.6a). Las dovelas se unieron entre sí con tornillos de fijación (Fig. 2.6b). En las pruebas se consideraron tres diferentes relaciones de cargas  $K$  que consideran la distribución de presiones del terreno sobre el túnel (Peña, 2010).

**Tabla 2.2. Valores del factor de reducción  $\eta$  propuestos por Rodríguez y Salmón (Rodríguez y Salmón, 1987)**

Carga	Relación $K (Ph/Pv)$	Factor de reducción $\eta$
I	0.56	0.125
II	0.87	0.143
III	1.09	0.25

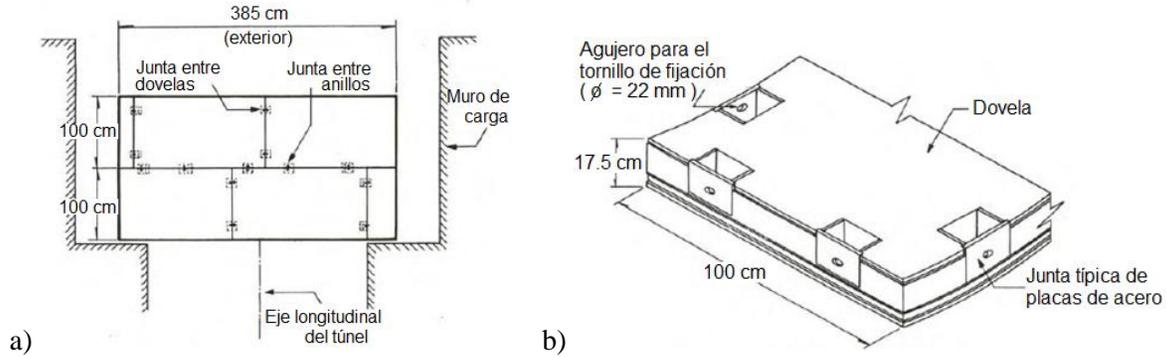


Figura 2.6 Pruebas experimentales de Rodríguez y Salmón: a) espécimen ensayado, b) detalle de la dovela (Rodríguez y Salmón, 1987)

c) Lee y Ge (2001)

Propusieron una fórmula (Ec. 2.2) para obtener el factor de reducción  $\eta$ , bajo una condición de esfuerzos planos. En su trabajo se consideró la rigidez a flexión del anillo  $EI$ , el número de juntas  $m$ , el radio del túnel  $R$ , la rigidez rotacional de las juntas  $K_\theta$  (constante) y la orientación de las juntas con respecto a la vertical  $\varphi_i$ .

$$\eta = \frac{1}{1+b}; \quad b = \frac{3EI}{RK_\theta} \sum_{i=1}^m \cos \varphi_i \cos 2\varphi_i; \quad 0 \leq \varphi_i < \frac{\pi}{2} \quad (2.2)$$

d) Blom (2002)

Obtuvo un factor de reducción  $\zeta$  que depende del ancho de la junta  $l$ , el ancho de la dovela  $d$ , el radio del túnel  $r$  y la orientación de las juntas  $\beta$  (Ec. 2.3).

$$\zeta = \frac{1}{1 + \frac{3d^3}{4l^2r} (C_x^* + C_y^*)} \quad (2.3)$$

donde :  $C_x^* = \sum_{\substack{\beta_i < +\frac{\pi}{2} \\ -\frac{\pi}{2} < \beta_i}} \cos(2\beta_i) \cos(\beta_i)$  y  $C_y^* = - \sum_{\substack{\beta_i < +\pi \\ 0 < \beta_i}} \cos(2\beta_i) \sin(\beta_i)$

El factor obtenido considera solamente un anillo y la rigidez rotacional de las juntas como un valor constante (Blom, 2002b). La justificación del autor de no considerar el acoplamiento entre anillos y la no linealidad de las juntas, está en que las soluciones analíticas que emplean un anillo sencillo con rigidez rotacional constante predicen la deformación del anillo de una manera muy aproximada (Blom, 2002a). También por el hecho de que ambos parámetros se contrarrestan. Considerar la no-linealidad en la rigidez de las juntas disminuye el factor de reducción, mientras que, si se considera el acoplamiento entre anillos el factor de reducción aumenta. El factor de reducción considera el número de juntas y de dovelas (Fig. 2.7)

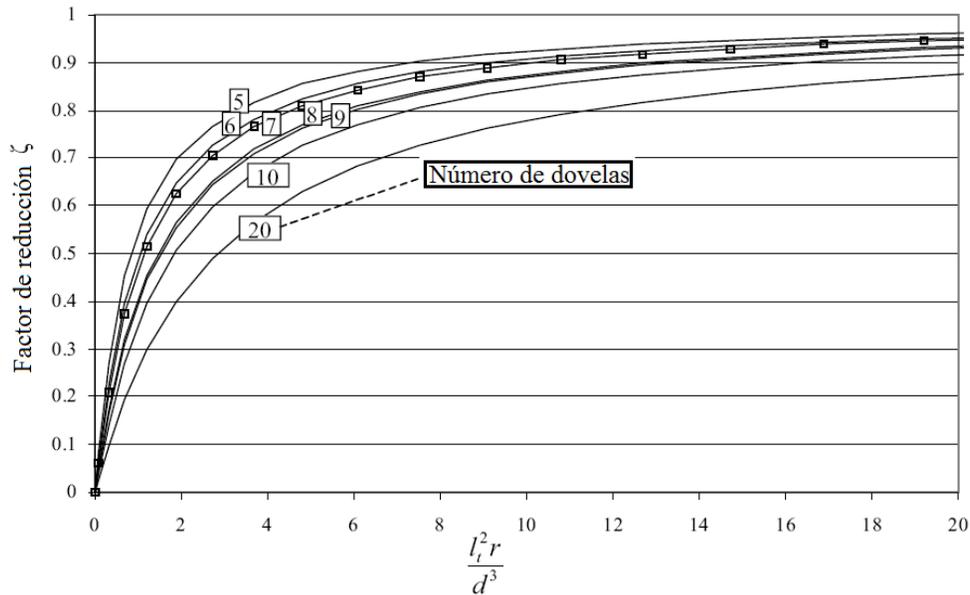


Figura 2.7 Factor de reducción de rigidez  $\zeta$ , para diferente número de dovelas (Blom, 2002a)

e) Hefny y Chua (2006)

Consideran que el momento de inercia  $I$  de un anillo continuo se ve afectado por el número de juntas y su orientación (Fig. 2.8).

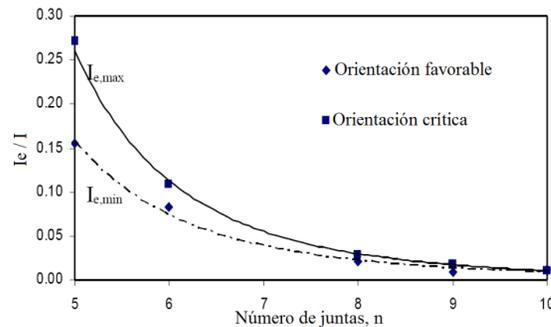


Figura 2.8 Inercia efectiva  $I_e$  con respecto al número de juntas y su orientación (Hefny y Chua, 2006)

De tal manera que, existe un momento de inercia efectivo máximo  $I_{e,max}$  cuando se tiene la orientación crítica de las juntas y uno mínimo  $I_{e,min}$  cuando se tiene la orientación más favorable (Ec. 2.4).

$$\frac{I_{e,max}}{I} = \frac{429}{n^{4.6}}; \quad \frac{I_{e,min}}{I} = \frac{159.2}{n^{4.3}} \quad (2.4)$$

Los autores también consideraron que el momento se ve afectado. Para ello obtienen un coeficiente de momento  $M_p$  (Fig. 2.9) que involucra el momento máximo del anillo continuo  $M_{máx}$ , el peso específico del suelo  $\gamma$ , el radio  $R$  de la sección y la profundidad del túnel  $H$  (Ec. 2.5). Para obtener el cociente es necesario considerar también la relación de flexibilidad del túnel propuesta por Peck (Ec. 2.6).

$$M_p = \frac{M_{\text{máx}}}{\gamma HR^2} \quad (2.5)$$

$$F = \frac{\frac{E_s}{(1+\nu_s)}}{\frac{6E_l I_l}{(1+\nu_l^2)R^3}} \quad (2.6)$$

donde:  $E_s$  y  $\nu_s$  son el módulo de Elasticidad y el coeficiente de Poisson del suelo;  $E_l$  y  $\nu_l$  son el módulo de Elasticidad y el coeficiente de Poisson del revestimiento;  $I_l$  es el momento de inercia efectivo (obtenido con la Ec. 2.4).

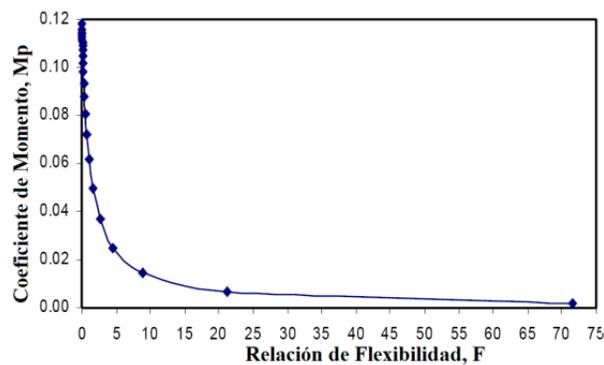


Figura 2.9 Variación del coeficiente de momento  $M_p$  con respecto a la flexibilidad  $F$  del túnel (Hefny y Chua, 2006)

### 2.2.3 Ventajas y desventajas de los factores de reducción de rigidez existentes

En la Tabla 2.3 se presentan los parámetros que estudió cada autor en la obtención del factor de reducción de rigidez.

Tabla 2.3. Parámetros estudiados por cada autor en la obtención del factor de reducción  $\eta$

Parámetros considerados / Autor	Muir	Rodríguez y Salmón	Lee y Ge	Blom	Hefny y Chua
<b>-Con respecto a las cargas impuestas</b>					
Relación de cargas $K$		✓			
<b>-Con respecto a los anillos</b>					
Geometría de la sección			✓	✓	
Momento de Inercia del anillo $I$	✓		✓		✓
Módulo de Elasticidad del anillo $E$			✓		
<b>- Con respecto a las juntas</b>					
Número de juntas	✓		✓	✓	✓
Orientación de las juntas			✓	✓	✓
Rigidez de las juntas (constante)			✓	✓	
Geometría de las juntas				✓	

Algunas de las ventajas y desventajas de cada autor, son las siguientes:

a) Muir Wood (1975)

El autor considera que el momento de Inercia de un anillo dovelado se verá afectado únicamente por el número de juntas que éste tenga. El factor de reducción se obtiene de manera sencilla sustituyendo valores en una fórmula (Ec. 2.1). Sin embargo, el autor no toma en cuenta efectos estructurales (Muir Wood, 1975; Hefny *et al*, 2004; Massound y Mohamad, 2008; Peña, 2010), tales como: el arreglo de las juntas, la rigidez de las juntas, la geometría del anillo o las cargas impuestas en éste.

b) Rodríguez y Salmón (1987)

Los autores consideran que las cargas impuestas en el túnel afectan la rigidez del anillo, con la relación de cargas horizontales y verticales ( $K=P_H/P_V$ ). El factor puede ser obtenido fácilmente con una tabla (Tabla 2.2). Sin embargo, únicamente se puede obtener el factor de reducción para tres relaciones de carga ( $K=0.56$ ,  $K=0.87$ ,  $K=1.06$ ). Si se desea conocer el factor para otra relación de cargas  $K$ , es necesario hacer una interpolación para obtener el factor de reducción  $\eta$  correspondiente. Además, los anillos probados están formados con dovelas metálicas atornilladas, a diferencia de los empleados actualmente que son de concreto reforzado.

c) Lee y Ge (2001)

Los autores consideran algunas características de los anillos y de las juntas en su fórmula propuesta (Ec. 2.2). Sin embargo, no consideran la geometría de las juntas ni las cargas impuestas en los anillos. Además, éste método requiere una larga serie de iteraciones y una aproximación en la distribución de cargas (Lee y Ge, 2001; Ding *et al*, 2004; Hefny *et al*, 2004; Massound y Mohamad, 2008; Peña, 2010).

d) Blom (2002)

El autor considera todas las características de las juntas en la obtención del factor de reducción. Además, considera la geometría de la sección. El factor puede ser fácilmente obtenido con una gráfica (Fig. 2.7). Sin embargo, no considera las cargas impuestas en los anillos.

e) Hefny y Chua (2006)

Los autores consideran que el momento de inercia de un anillo continuo se ve afectado por el número de juntas y su orientación. El factor puede ser obtenido fácilmente con una gráfica (Fig. 2.8). Sin embargo, los autores no consideran algunas características de las juntas (geometría y rigidez) ni las cargas impuestas en los anillos.

Después de estudiar los factores de reducción de rigidez propuestos por los diferentes autores, en el presente trabajo se propone un factor de reducción de rigidez  $\eta$  (Capítulo 3) que involucre los parámetros que pueden modificar la rigidez de los anillos dovelados (Sección 2.2.1; Tabla 2.3). En los estudios realizados se mantiene constante la geometría del anillo y el número de juntas. Esto, considerando que existe un número crítico de juntas, después del cual no se modifican en gran medida los esfuerzos en el anillo (Hefny y Chua, 2006; Fig. 1.17; Fig. 2.17).

## 2.3. DESCRIPCIÓN DE LOS MODELOS DE ANÁLISIS UTILIZADOS

Para evaluar el comportamiento estructural de los anillos dovelados se seleccionó el método de análisis estructural por medio de modelos numéricos. Los modelos se realizaron con el programa de análisis comercial SAP 2000 (CSI, 2009). Se emplearon dos tipos de modelos simplificados: el modelo de anillo continuo y el modelo de anillo discontinuo con rigidez en las juntas. Ambos modelos cumplen con la geometría típica de un túnel dovelado. Es importante mencionar que los modelos se enfocan únicamente en la evaluación del comportamiento estructural del revestimiento, no del suelo. Por lo que se realiza una simplificación de cargas que considera las cargas actuantes del suelo sobre los anillos.

La metodología de análisis consiste en realizar diferentes modelos en los que se varíen algunos de los parámetros que podrían modificar la rigidez de los anillos (Sección 2.2.1). En cada uno de los modelos se prestará especial atención a las deformaciones y fuerzas internas de los anillos al modificar alguna de estas variables. Para que posteriormente se pueda relacionar la rigidez del anillo discontinuo con la rigidez del anillo continuo. Así, se podrá obtener un factor de reducción de rigidez (Capítulo 3) que pueda ser aplicado en un anillo continuo para considerar la existencia de las juntas en los anillos dovelados.

### 2.3.1 Geometría típica de un túnel dovelado

Para todos los modelos se consideran las características de un túnel dovelado típico de la ciudad de México. El anillo del túnel que forma el revestimiento consta de seis dovelas más una dovela llave (6+1). Las dovelas A1 a A4 tienen la misma longitud de 3.87 m en todo el ancho del anillo, midiéndola en el eje neutro de la dovela. La dovela llave K tiene forma de cuña, disminuyendo su tamaño de la sección B-B a la sección C-C del anillo (Fig. 2.10). De manera contraria las dovelas B y C aumentan su tamaño. En los modelos estudiados se considera únicamente la sección B-B, con la dovela llave es de 2.26 m y las dovelas adyacente de 3.73 m de longitud.

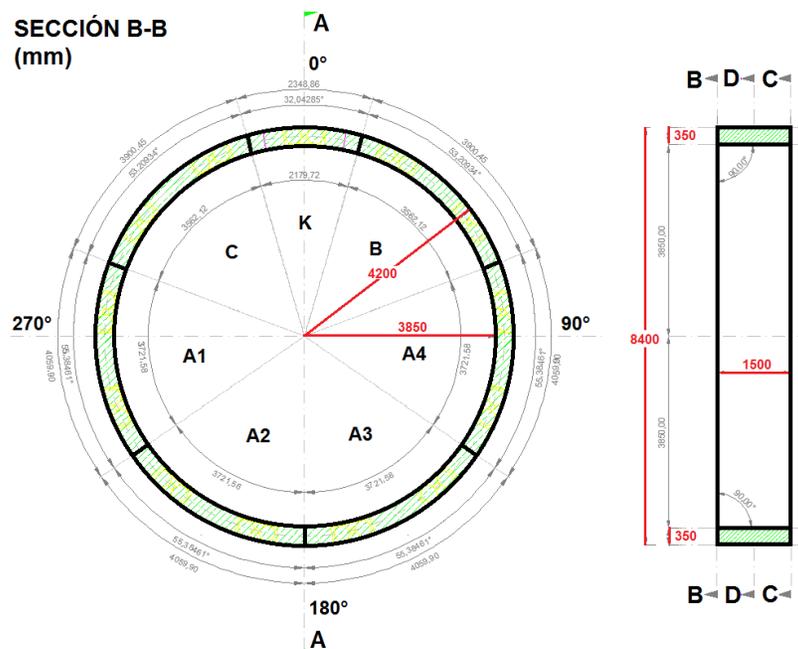


Figura 2.10 Sección transversal del anillo de dovelas, acotaciones en mm (COMISSA, 2010)

El diámetro exterior de los anillos es de 840 cm con un ancho de 150 cm cada uno. Las dovelas tienen un espesor de 35 cm, dejando así un diámetro interior del anillo de 770 cm. Los anillos estudiados utilizan juntas planas, por lo que las dovelas tendrán una reducción en la zona de las juntas. Siendo el ancho de juntas de 18 cm y el largo de 2 cm (Fig. 2.11)

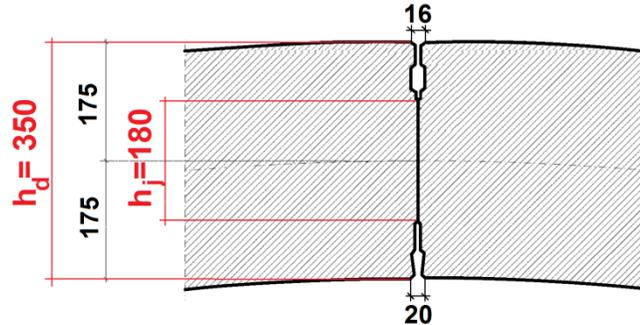


Figura 2.11 Detalle y geometría de una junta plana sin tornillo, acotaciones en mm (Peña, 2009)

### 2.3.2 Modelos empleados

Las dovelas se consideran como elementos barra, el material que forma las dovelas permanece en el rango elástico lineal. El modelo de anillo continuo desprecia la existencia de juntas entre dovelas pero el modelo de anillo discontinuo con rigidez en las juntas si las considera.

Las juntas entre dovelas se representan con resortes rotacionales (Fig 2.12b). De esta manera toman en cuenta las rotaciones que pueden sufrir las juntas, despreciando los desplazamientos por axial y cortante (Sección 1.3.3). La rigidez rotacional  $K_\theta$  de los resortes se considera constante (Ec.2.7) y se obtiene con la rama elástica de la curva Momento-rotación de Gladwell (Fig. 2.12a). La cual dependerá de las propiedades geométricas de la junta (Ancho  $h_j$ , largo  $b$ ) y las propiedades mecánicas del material (módulo de Elasticidad  $E$ , coeficiente de Poisson  $\nu$ ) que forma las dovelas.

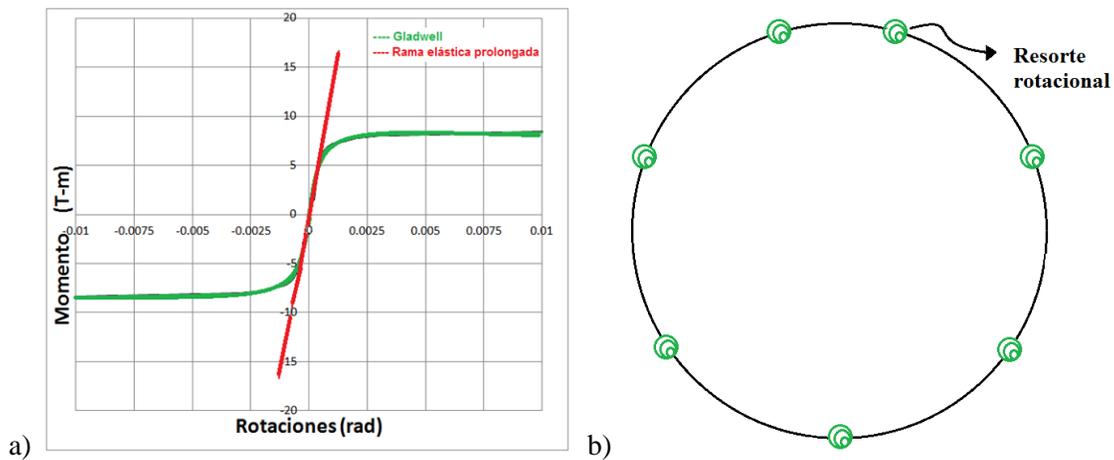


Figura 2.12 a) Curva momento-rotación considerando la rama elástica de Gladwell. b) Modelo simplificado de elementos barra y resortes rotacionales

$$K_\theta = \frac{\pi h_j^2 b E}{32(1-\nu^2)} \quad (2.7)$$

Para representar las juntas entre anillos se utilizaron resortes axiales para unir un anillo con otro (Fig. 2.13). La rigidez de los resortes axiales se simplificó para no involucrar otras variables que influyen en el comportamiento de las juntas entre anillos. Tales como, las características del material de empaque, la fuerza axial impuesta por los gatos hidráulicos a los anillos que forman el túnel o el valor de la fricción en las superficies de contacto de los anillos. Existen trabajos que han considerado la influencia de la interacción entre anillos (Galván, 2013; Lutikholt, 2007).

La rigidez se definió considerando que había una baja interacción de los anillos, de esta forma se buscó la rigidez mínima para los anillos acoplados tuvieran la misma deformación que un anillo sencillo con doble espesor (Fig. 2.14). La rigidez empleada en los resortes axiales para lograr este comportamiento es de 1,000 t/m.

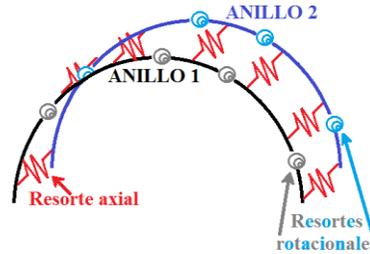


Figura 2.13 Sistema de anillos acoplados unidos con resortes axiales

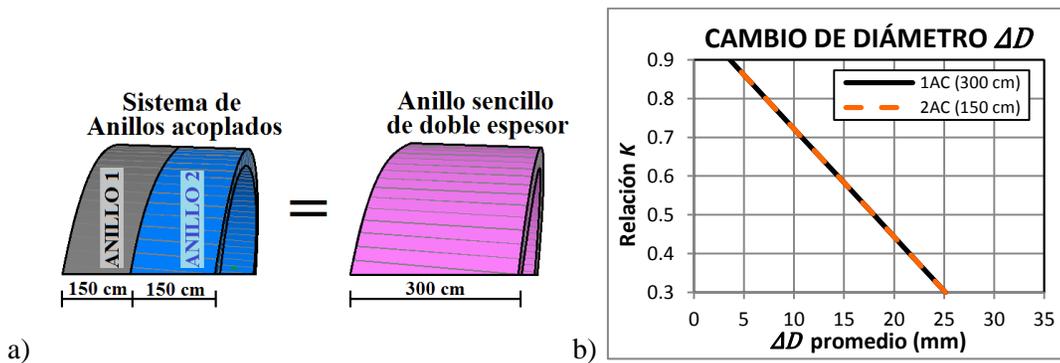


Figura 2.14 Igualdad del sistema de dos anillos acoplados y un anillo sencillo de doble espesor:  
a) diagrama de los anillos, b) cambio de diámetro  $\Delta D$  para un sistema de dos anillos acoplados (2AC) y un anillo sencillo de doble espesor (1AC)

### 2.3.3 Materiales y cargas

Se considera que las dovelas están formadas de concreto con resistencia a la compresión  $f'c$  de 350 kg/cm<sup>2</sup> y coeficiente de Poisson  $\nu$  igual a 0.2. El módulo de Elasticidad  $E$  se obtiene conforme a las Normas Técnicas Complementarias de Concreto del Reglamento de Construcción del Distrito Federal (NTC-C, 2004; Ec 2.8). Así, el módulo de Elasticidad  $E$  es de 261,916.02 kg/cm<sup>2</sup>.

$$E = 14,000 \sqrt{f'c} \tag{2.8}$$

El comportamiento del suelo no está dentro de los alcances de este trabajo, por lo que se considera que el anillo está inmerso en un medio continuo. De esta manera, todas las cargas se consideran como uniformemente distribuidas a lo largo del revestimiento (Fig. 2.15).

Es importante tomar en cuenta que un mismo proyecto de túnel puede pasar por diferentes tipos de suelos. Así, no todos los anillos estarán sometidos a la misma carga porque la presión impuesta por el suelo circundante variará dependiendo de sus propiedades (Sección 1.1.1). Con base en esto, sería muy limitado considerar un patrón único de cargas. Por lo que fue necesario utilizar la relación de cargas  $K$ , para poder representar diferentes patrones de carga, dependiendo de las presiones horizontales  $P_h$  y verticales  $P_v$  del terreno.

Cabe mencionar que la relación  $K$  (Ec. 2.9) difiere al término  $K_0$  utilizado en geotecnia. Éste se define como la presión horizontal del terreno en reposo y está en función del ángulo de fricción interna  $\varphi'$  del suelo (Ec. 2.10).

$$K = \frac{P_h}{P_v} \tag{2.9}$$

$$K_0 = 1 - \text{sen} \varphi' \tag{2.10}$$

Las relaciones de carga  $K$  analizadas son de 0.3 a 0.9 con una variación de 0.1 entre ellas. Se ha elegido este rango de valores, considerando que los anillos generalmente tienen esta distribución de presiones, en las cuales el anillo presenta un alargamiento en el eje horizontal y acortamiento en el eje vertical (Fig. 2.16a). Cabe mencionar que en la práctica se han encontrado casos que presentan valores fuera de este rango (Fig. 2.16b). Por cuestiones prácticas, las diferentes relaciones  $K$  se obtuvieron dejando una carga vertical constante de 10 t/m y variando la carga horizontal. Para la relación  $K=0.3$  se utilizó una carga horizontal de 3 t/m, para  $K=0.4$  una carga de 4 t/m y, así sucesivamente, hasta la relación  $K=0.9$  que tiene una carga horizontal de 9 t/m.

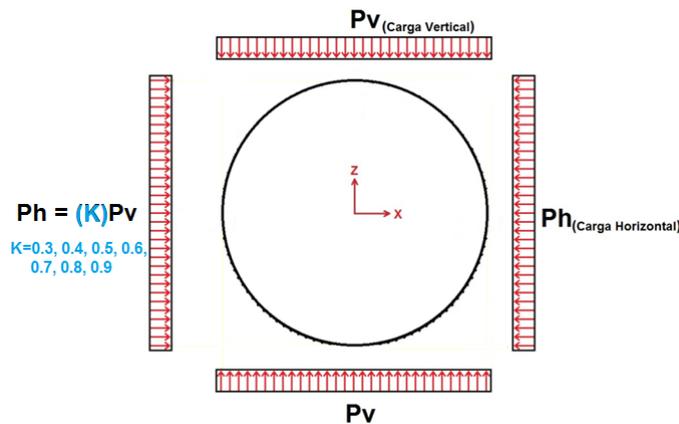


Figura 2.15 Distribución general de cargas alrededor del anillo

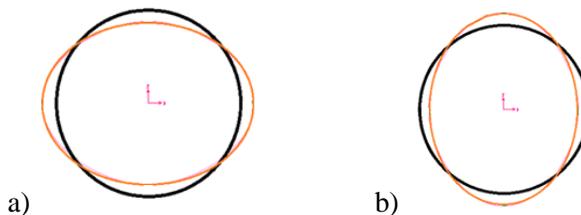


Figura 2.16 Deformada del anillo: a) con relación  $K < 1$ , b) con relación  $K > 1$

### CAPÍTULO 3

## CÁLCULO DEL FACTOR DE REDUCCIÓN DE RIGIDEZ

En los modelos utilizados se comparan los resultados obtenidos de un anillo continuo contra los de un anillo con juntas. El anillo con juntas presenta mayores deformaciones que el anillo continuo (Fig. 3.1). Esto se debe a que la existencia de juntas hace más flexible al anillo y, por lo tanto, la rigidez de ambos anillos es diferente. El factor de reducción de rigidez  $\eta$  se utiliza para relacionar la rigidez de un anillo discontinuo con respecto a la rigidez de un anillo continuo (Ec. 3.1).

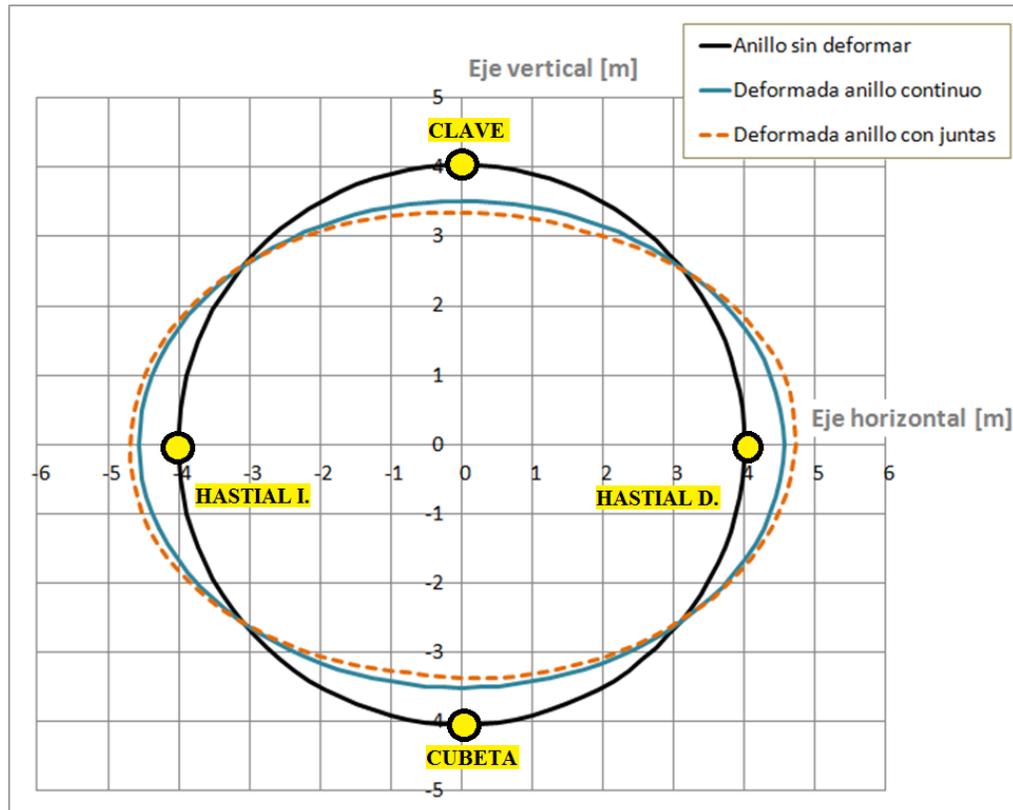


Figura 3.1 Comparación de la deformada de un anillo continuo y un anillo con juntas para una relación de cargas  $K=0.7$ , factor de amplificación de 100

Tabla 3.1. Desplazamientos y cambio de diámetro  $\Delta D$  para un anillo continuo (AC) y un anillo con juntas (AJ) sometidos a una relación de cargas  $K=0.7$

Nodo	Desplazamiento AC (mm)	$\Delta D_{AC}$ (mm)	Desplazamiento AJ (mm)	$\Delta D_{AJ}$ (mm)	Diferencia $\Delta D_{AC}$ vs $\Delta D_{AJ}$ (%)
Clave	5.27	10.54	7.02	13.91	31.97
Cubeta	5.27	10.54	6.89	13.68	23.68
Hastial derecho	5.53	11.06	6.84	13.68	23.68
Hastial izquierdo	5.53	11.06	6.84	13.68	23.68

A continuación se presenta un ejemplo para mostrar el procedimiento utilizado en la obtención del factor  $\eta$ . Para ello, se consideran los desplazamientos presentados en la Tabla 3.1. Ambos anillos sometidos a una carga vertical de 10 t/m y una carga horizontal de 7 t/m (relación de cargas  $K=0.7$ ).

Primero se toman en cuenta los desplazamientos de cuatro nodos: clave, cubeta y hastiales (Fig. 3.1). Después, se suman los desplazamientos de clave y cubeta para obtener el cambio de diámetro  $\Delta D$  en la dirección vertical. De igual forma, se suman los desplazamientos en los hastiales para obtener el  $\Delta D$  en la dirección horizontal. Posteriormente, se divide la carga entre el cambio de diámetro  $\Delta D$ , para obtener la rigidez del anillo en cada una de las direcciones (Tabla 3.2).

**Tabla 3.2. Obtención de la rigidez de un anillo continuo ( $R_{AC}$ ) y un anillo con juntas ( $R_{AJ}$ )**

Dirección	Característica	Anillo continuo	Anillo con juntas
Vertical	Carga vertical, $P_v$ (t)	10	10
	Cambio de diámetro $\Delta D$ (m)	0.0105	0.0139
	Rigidez vertical (t/m)	952.38	719.42
Horizontal	Carga horizontal, $P_h$ (t)	7	7
	Cambio de diámetro $\Delta D$ (m)	0.0111	0.0137
	Rigidez horizontal (t/m)	630.63	510.95

La rigidez de cada anillo se determina con el promedio de su rigidez horizontal y vertical. Finalmente, se divide la rigidez del anillo con juntas entre la rigidez del anillo continuo. De esta manera se obtiene el factor  $\eta$  (Ec. 3.1). En este ejemplo, la rigidez del anillo continuo  $R_{AC}$  es de 791.51 t/m, mientras que la del anillo con juntas  $R_{AJ}$  es de 615.19 t/m.

$$\eta = \frac{EI_{AJ}}{EI_{AC}} = \frac{R_{AJ}}{R_{AC}} \quad (3.1)$$

Si se sustituyen los valores en la Ecuación 3.1, se tiene que el factor de reducción  $\eta$  es de 0.78. Éste valor puede ser utilizado en un modelo simplificado (Sección 2.1.3.b), donde se tenga un anillo de siete juntas con una geometría similar, sometido a una relación de cargas de 0.7.

En el presente trabajo, se estudian algunos parámetros que pueden modificar el valor del factor  $\eta$  (Sección 2.2.1), dejando como constantes la geometría del anillo (geometría típica de un túnel de drenaje de la Ciudad de México) y el número de juntas (siete). Las variables estudiadas, son:

- Carga aplicada en el anillo (relación de cargas horizontales y verticales  $K=Ph/P_v$ )
- Posición de las juntas (orientación con respecto a las cargas)
- Consideración del acoplamiento
- Geometría de la junta (relación de espesores  $\beta= h_j/h_d$ )
- Propiedades del material (módulo de Elasticidad,  $E$ )

Finalmente, se propone una formulación con la cual se pueda obtener el factor  $\eta$ .

### 3.1. VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO A LA RELACIÓN $K$

La relación de carga  $K$  es necesaria para representar diferentes patrones de carga a los que puede estar sujeto el túnel (Sección 2.3.3). Se estudió la deformación y fuerzas internas de los anillos con diferentes relaciones de carga  $K$ , para observar la variación del factor  $\eta$  en cada uno de los casos. A medida que aumenta la relación  $K$ , disminuyen las deformaciones en ambos anillos (Fig. 3.2). Esto se debe a que la carga horizontal actúa como un confinamiento en el anillo que impide que el anillo se deforme libremente. A mayor relación  $K$ , mayor carga horizontal y, por lo tanto, menores desplazamientos. Las deformaciones del anillo continuo tienen una forma elíptica continua, mientras que el anillo discontinuo presenta una mayor deformación justo en la zona de las juntas (Fig. 3.2). Esto se debe a la capacidad de rotación de las juntas.

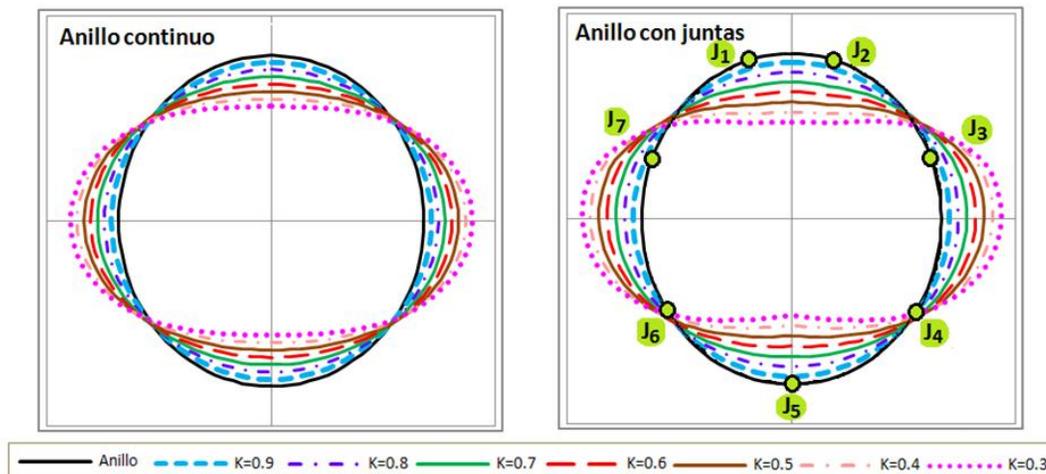


Figura 3.2 Deformada de un anillo continuo y uno con juntas sometidos a diferentes relaciones de carga  $K$  (desde 0.3 hasta 0.9), factor de amplificación de 100

En el modelo de anillo continuo, se tiene un cambio de diámetro  $\Delta D$  de 25.13 mm con la relación de cargas  $K=0.3$  y de 3.6 mm con  $K=0.9$ . Mientras que en el anillo con juntas, el  $\Delta D$  es de 32.82 mm para  $K=0.3$  y de 4.24 mm para  $K=0.9$  (Fig. 3.3.a). La deformación de los anillos variará dependiendo de la relación de cargas  $K$  a la que estén sometidos. De tal forma que, la deformación obtenida con la relación de cargas  $K=0.3$  es seis veces mayor que la deformación obtenida con  $K=0.9$  cuando se trata del anillo continuo y siete veces mayor en el caso del anillo discontinuo.

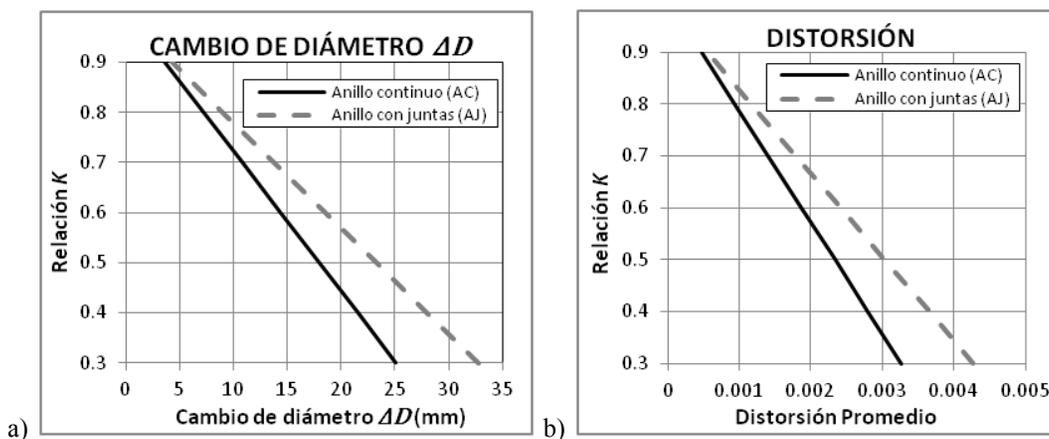


Figura 3.3 Comparación de un anillo continuo y uno discontinuo sometidos a diferentes relaciones  $K$ : a) con respecto al cambio de diámetro  $\Delta D$ , b) con respecto a la distorsión

Las distorsiones dependen directamente del cambio de diámetro  $\Delta D$  y tendrán el mismo comportamiento con respecto a la relación de cargas  $K$ . A mayor  $K$ , menor distorsión (Fig. 3.3b). Las mayores distorsiones del anillo se encuentran con la relación de cargas  $K=0.3$ , siendo de 0.0033 para el anillo continuo y de 0.0043 para el anillo con juntas. Mientras que las menores distorsiones se encuentran con la relación de cargas  $K=0.9$ , siendo de 0.0005 en el anillo continuo y 0.0006 en el discontinuo. La distorsión límite permitida es de 0.005 (Rodríguez y Salmón, 1987).

Ahora bien, si se comparan las deformaciones de un anillo continuo y uno discontinuo, se tiene que a mayor  $K$ , menor diferencia entre las deformaciones (Fig. 3.4). Para la relación de cargas  $K=0.3$ , la deformación del anillo con juntas es 30.6% mayor que en un anillo continuo. Mientras que con la relación  $K=0.9$ , la deformación del anillo discontinuo es 17.5% mayor que en un anillo continuo.

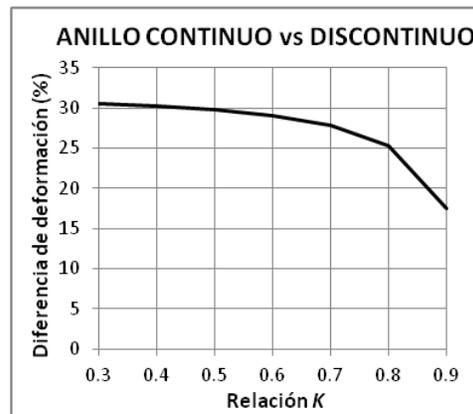


Figura 3.4 Diferencia entre las deformaciones de un anillo continuo y uno con juntas, dependiendo de la relación de cargas  $K$

La rigidez del anillo continuo  $R_{AC}$  es de 260 t/m para una relación  $K=0.3$  y de 2,663 t/m con la relación de cargas  $K=0.9$ . Mientras que la rigidez de un anillo discontinuo  $R_{AJ}$  es de 195 t/m con  $K=0.3$  y de 2,258 t/m con  $K=0.9$  (Fig. 3.5). La rigidez obtenida en el anillo continuo para una relación  $K=0.3$  representa únicamente el 9.76% de la rigidez obtenida en  $K=0.9$ . Si esta comparación se realiza en el anillo con juntas, se tiene que la rigidez en  $K=0.3$  es el 8.66% de la rigidez obtenida en la relación  $K=0.9$ . Se puede decir entonces que la rigidez en la relación  $K=0.9$  es diez veces mayor que la rigidez obtenida en  $K=0.3$ . Si se sustituyen los valores de rigidez en la Ecuación 3.1, se puede obtener el factor de reducción  $\eta$  para cada una de las relaciones de cargas. A mayor relación  $K$ , mayor factor de reducción  $\eta$  (Fig. 3.6).

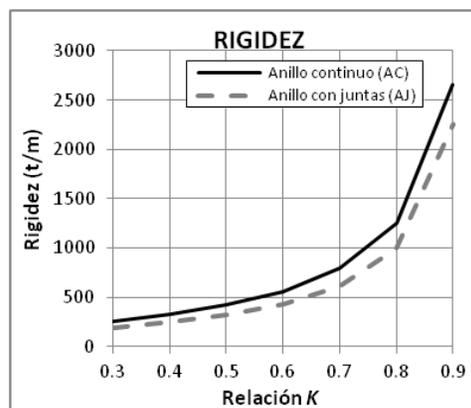


Figura 3.5 Rigidez de un anillo continuo ( $R_{AC}$ ) y un anillo con juntas ( $R_{AJ}$ ), con respecto a la relación de cargas  $K$

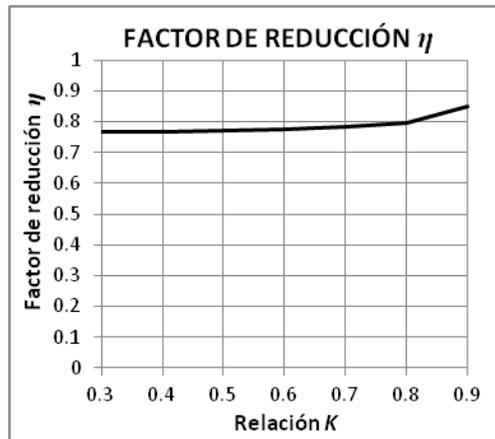


Figura 3.6 Factor de reducción de rigidez  $\eta$  para diferentes relaciones  $K$

Tener un mayor factor  $\eta$  significa disminuir en menor proporción la rigidez de un anillo continuo, al aplicarlo en un modelo simplificado (Sección 2.1.3.b). Por ejemplo, para una relación de cargas  $K=0.3$  se tiene un factor  $\eta = 0.77$ , lo cual significa que para igualar el comportamiento de un anillo continuo con el de un anillo con juntas, se tendría que trabajar únicamente con el 77 % de la rigidez del anillo continuo. Ahora bien, para la relación  $K=0.9$  el factor de reducción es  $\eta=0.85$ , de esta forma se utilizaría el 82% de la rigidez del anillo continuo. Siendo el factor  $\eta$  obtenido en la relación  $K=0.9$  un 10.39% mayor que en la relación  $K=0.3$ .

La relación de cargas no sólo afecta la deformación de los anillos, sino que también modifica las fuerzas internas actuando en ellos. A mayor relación de cargas  $K$ , se tiene: menor fuerza cortante (Fig. 3.9), mayor fuerza axial (Fig. 3.11) y menor momento flexionante (Fig. 3.13). Esto se debe a que conforme aumenta la relación  $K$ , la carga alrededor del anillo tiende a ser radial uniforme. De modo que, si no se tiene diferencia entre presiones horizontales  $P_h$  y verticales  $P_v$  ( $K=1$ ), el anillo trabaja a compresión pura, sin cortantes ni momentos. Las fuerzas internas del anillo continuo y del anillo discontinuo son iguales porque éstas dependen de las cargas actuantes en el anillo, además no se considera la no linealidad de las juntas. El valor de las fuerzas internas en cada junta del anillo discontinuo dependerá de su ubicación en el anillo (Fig. 3.7).

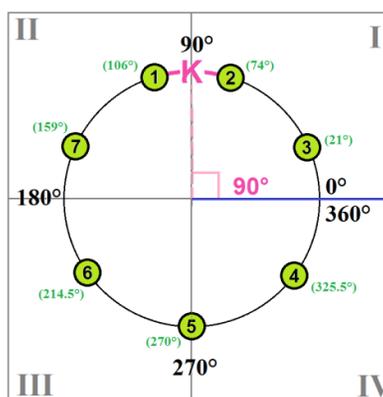


Figura 3.7 Ubicación de las juntas y de la dovela llave “K” en el anillo discontinuo

El cortante es nulo en la clave ( $90^\circ$ ), cubeta ( $270^\circ$ ) y hastiales ( $0^\circ$  y  $180^\circ$ ) y su valor es máximo a los  $45^\circ$  del cuadrante. Tal es el caso de la junta J4 ( $325.5^\circ$ , cuadrante IV), la cual presenta el máximo valor de fuerza cortante, siendo éste de 16.74 t en la relación de cargas  $K=0.3$ . A mayor relación de cargas  $K$  se tiene una menor fuerza cortante (Figs. 3.8 y 3.9).

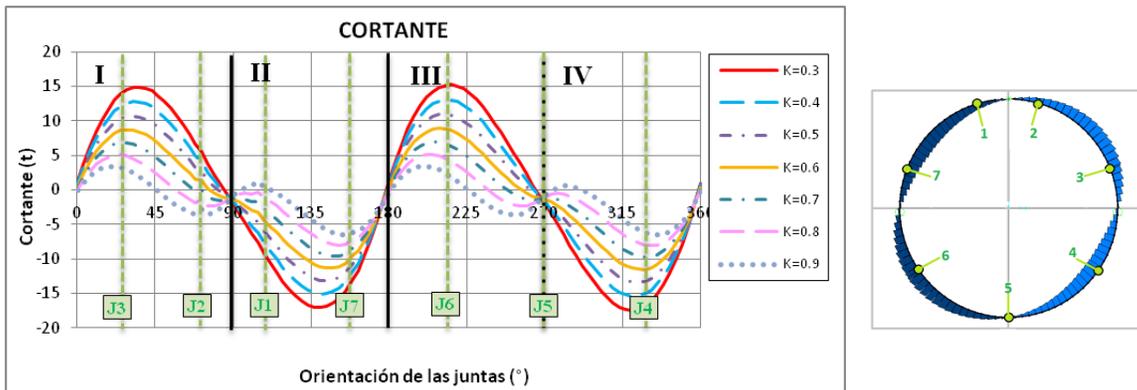


Figura 3.8 Fuerza cortante con respecto a su orientación y ubicación de las juntas para cada una de las relaciones de carga  $K$

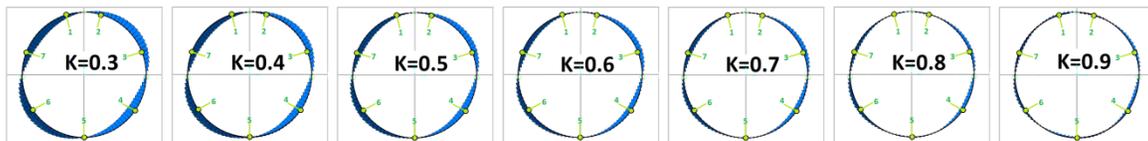


Figura 3.9 Diagramas de cortante desarrollados en los anillos dependiendo de la relación  $K$

La fuerza axial es mayor en los hastiales ( $0^\circ$  y  $180^\circ$ ) que en clave ( $90^\circ$ ) y cubeta ( $270^\circ$ ). En el caso de la relación  $K=0.9$ , los máximos valores de fuerza axial se obtienen en éstos cuatro puntos y va disminuyendo conforme se acerca a los  $45^\circ$  de los cuadrantes. Sin embargo, conforme disminuye la relación de cargas  $K$  este comportamiento cambia. De tal forma que, para una relación  $K=0.3$  el máximo valor de fuerza axial se tiene en los hastiales y el mínimo valor en la clave y la cubeta del anillo. El máximo valor de fuerza axial fue de 50 t, obtenido en las juntas J3 ( $21^\circ$ , cuadrante I) y J7 ( $159^\circ$ , cuadrante II) con  $K=0.9$ . A mayor  $K$ , mayor fuerza axial (Figs. 3.10 y 3.11).

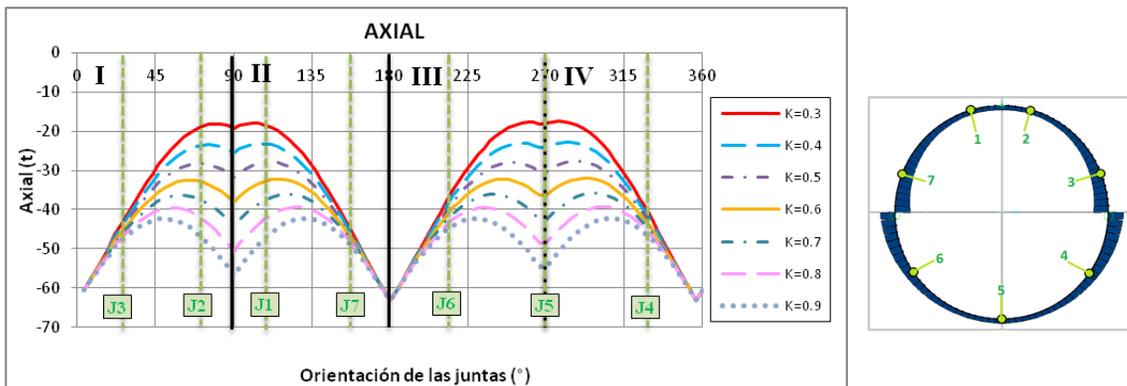


Figura 3.10 Fuerza axial con respecto a su orientación y ubicación de las juntas con cada una de las relaciones de carga  $K$

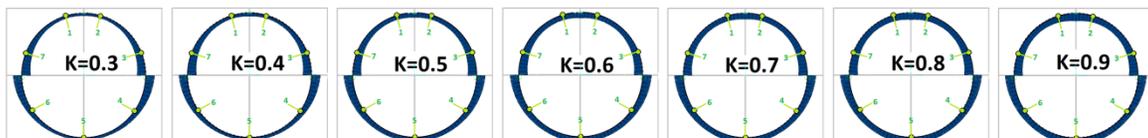


Figura 3.11 Diagramas de fuerza axial desarrollados en los anillos dependiendo de la relación  $K$

Los mayores valores de momento flexionante se obtienen en los hastiales ( $0^\circ$  y  $180^\circ$ ), seguidos de los valores obtenidos en clave ( $90^\circ$ ) y cubeta ( $270^\circ$ ). Los puntos de inflexión del anillo, donde el momento es nulo, se tienen a los  $45^\circ$  de los cuadrantes con todas las relaciones de carga  $K$ . Lo anterior con la excepción de la relación  $K=0.9$ , donde la clave y cubeta se convierten en dos nuevos puntos de inflexión en el anillo. Esto se debe a que cuando el anillo tiene una presión radial uniforme ( $K=1$ ) el momento es nulo en el anillo y únicamente trabaja a compresión. Conforme la relación de cargas  $K$  tiende a 1, disminuye la diferencia entre  $P_v$  y  $P_h$ . Asimismo, a mayor relación de cargas  $K$  disminuye el momento (Figs. 3.12 y 3.13). De todas las juntas, el mayor valor de momento se obtuvo en la junta J5 ( $270^\circ$ ), siendo de 30.5 t-m con la relación de carga  $K=0.3$ .

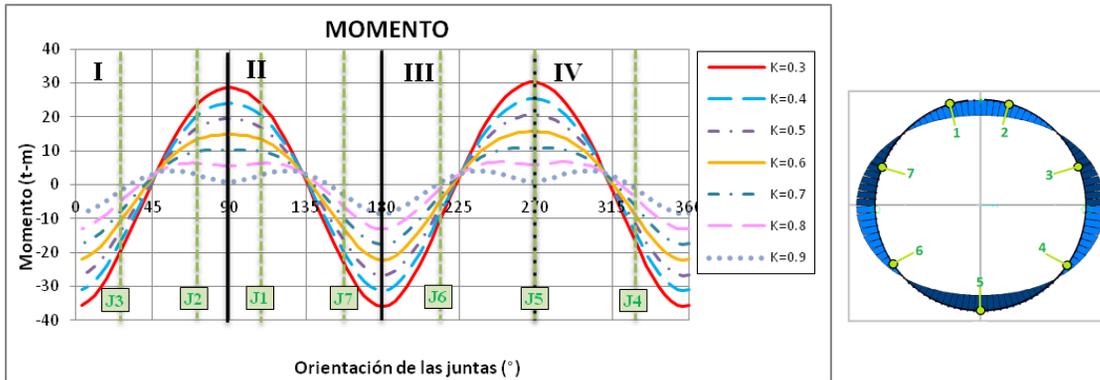


Figura 3.12 Momento con respecto a su orientación y ubicación de las juntas con cada una de las relaciones de carga  $K$

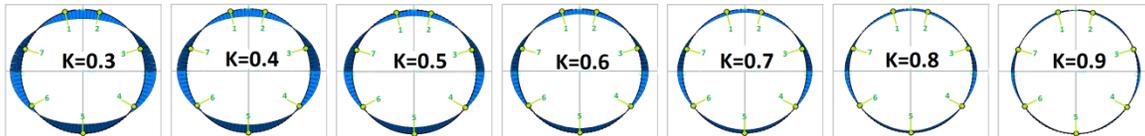


Figura 3.13 Diagramas de momento desarrollados en los anillos dependiendo de la relación  $K$

Las excentricidades dependen del momento flexionante y de la carga axial. Por lo que, son iguales en el anillo continuo y el anillo discontinuo. Los mayores valores de excentricidad se obtienen en la clave ( $90^\circ$ ) y la cubeta ( $270^\circ$ ). Después, disminuye la excentricidad conforme se acerca a los  $45^\circ$  de los cuadrantes y vuelve a incrementar su valor en los hastiales ( $0^\circ$  y  $180^\circ$ ). De los puntos estudiados la mayor excentricidad es de 163 cm, ésta se presenta en la junta J5 ( $270^\circ$ ) con una relación de cargas  $K=0.3$ . La excentricidad obtenida en la junta J5 (163 cm) es 3.7 veces mayor que el ancho de dovela (35 cm) y 8 veces mayor que el ancho de junta (18 cm).

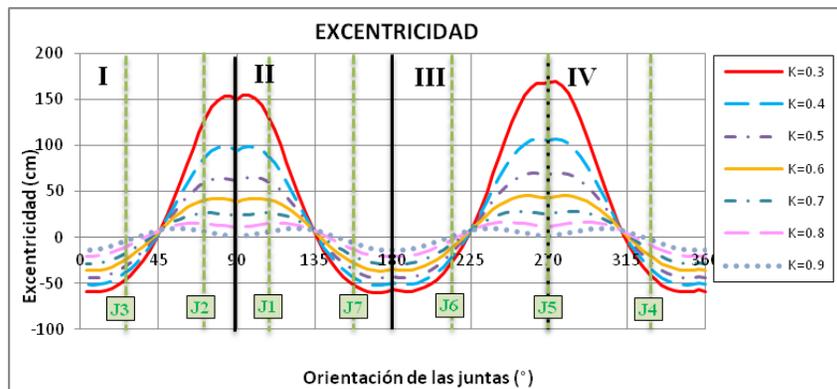


Figura 3.14 Excentricidad de la carga con respecto a su orientación y ubicación de las juntas con cada una de las relaciones de carga  $K$

Si se considerara la no linealidad de las juntas, la excentricidad no debería exceder la mitad del ancho de junta ( $h/2$ ). De acuerdo con la teoría acerca del comportamiento de juntas planas se tiene que, cuando la excentricidad tiende a la mitad del ancho de junta, la presión es igual a cero en uno de los extremos de la junta y la rigidez inicial tiende a cero. Además, se considera que la excentricidad límite, cuando se obtiene el momento máximo, corresponde al tercio medio ( $h/3$ ) de la junta (Sección 1.3.3). También puede observarse que a mayor  $K$ , menor excentricidad (Fig. 3.14). Esto se debe a que las excentricidades dependen del momento, conforme aumenta la relación de cargas disminuye el momento y, por lo tanto, disminuyen también las excentricidades.

Las rotaciones de un anillo continuo y uno discontinuo son diferentes. Esto se debe a que, el anillo discontinuo trabaja como varios segmentos que son delimitados por una junta y otra. Es por ello que, existe una discontinuidad de las rotaciones justo en las zonas donde se ubican las juntas (Figs. 3.15; 3.16). Y éstas dependen directamente del momento actuante en las juntas y su rigidez rotacional  $K_{\varphi}$ . (Sección 1.3.4). La junta J5 ( $270^\circ$ ) es la que presenta mayor rotación, de 0.0023 rad con  $K=0.3$ , por ser la junta que presenta mayor momento.

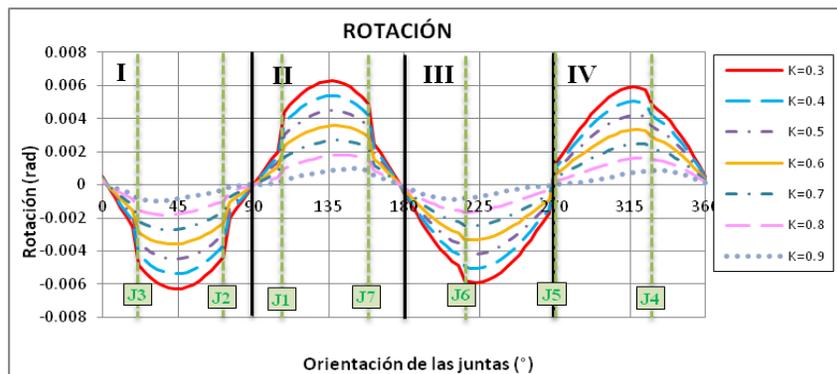


Figura 3.15 Rotación en el anillo discontinuo, con respecto a su orientación con cada una de las relaciones de carga  $K$

En el caso del anillo continuo, las rotaciones máximas se ubican a los  $45^\circ$  de los cuadrantes, en sus puntos de inflexión (Fig. 3.17). Esto se debe a que los nodos de los elementos barra ubicados en los puntos de inflexión son los que más rotan cuando el anillo se deforma. Mientras que los elementos barra ubicados en la clave, cubeta y hastiales no rotan, sino que simplemente se desplazan con el acortamiento o alargamiento del diámetro,  $\Delta D$  (Fig. 3.18). Las rotaciones de un anillo discontinuo y las de un anillo continuo son diferentes, existe un incremento en las rotaciones donde se ubican las juntas. Si se observa en la Figura 3.19 la rotación en los  $135^\circ$  del anillo con la relación de cargas  $K=0.3$ , el anillo continuo presenta una rotación de 0.0046 rad y el anillo discontinuo de 0.0063 rad. Siendo la rotación del anillo discontinuo 36% mayor que la del continuo.

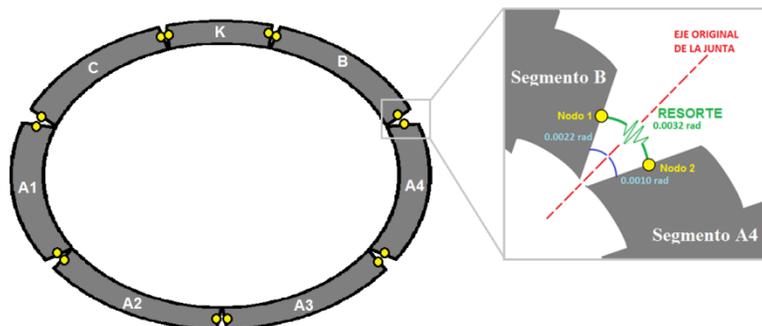


Figura 3.16 Mecanismo de rotación de las dovelas en el anillo discontinuo

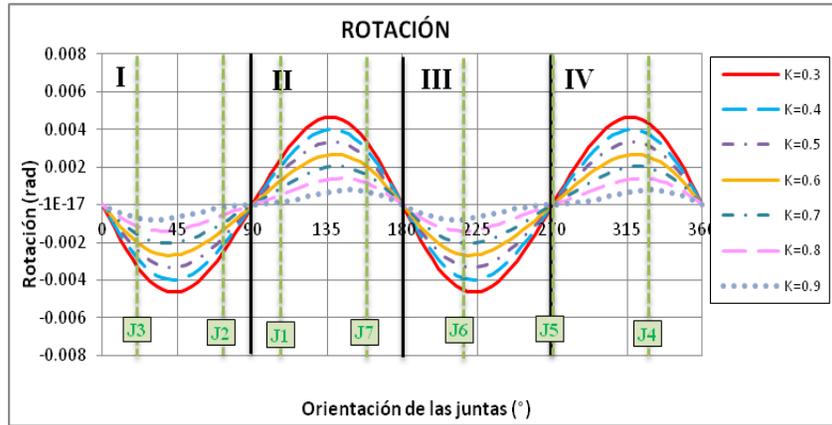


Figura 3.17 Rotación en el anillo continuo, con respecto a su orientación con cada una de las relaciones de carga  $K$

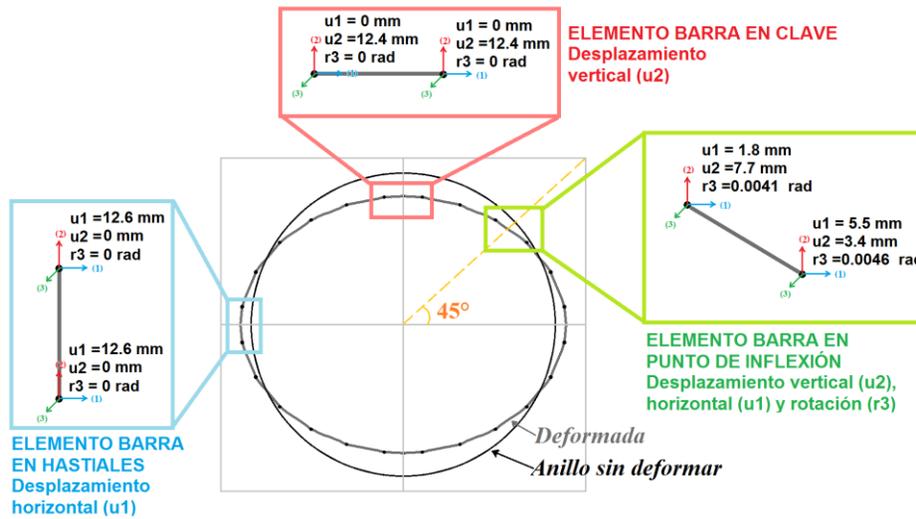


Figura 3.18 Mecanismo de rotación de los elementos barra dependiendo de su ubicación en el anillo continuo, en tres casos: en la clave (o cubeta), en los hastiales y en un punto de inflexión

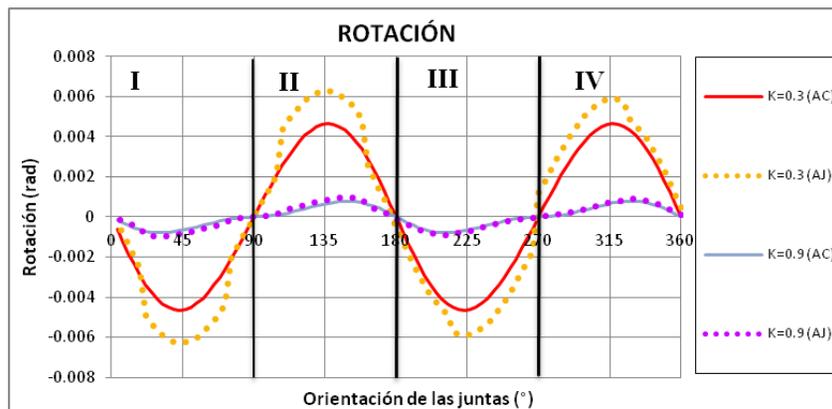


Figura 3.19 Comparación entre las rotaciones de un anillo continuo (AC) y un anillo discontinuo (AJ) con respecto a su orientación, para las relaciones de carga  $K=0.3$  y  $K=0.9$

Del comportamiento de los anillos ante diferente relación de cargas  $K$ , se puede concluir lo siguiente:

- A mayor  $K$ , menor deformación en los anillos. En el caso de un anillo continuo, la deformación obtenida con la relación de cargas  $K=0.3$  es seis veces mayor comparada con  $K=0.9$ . Para el anillo discontinuo, la deformación con  $K=0.3$  es siete veces mayor.
- Si se compara un anillo continuo y uno discontinuo, se tiene que la diferencia entre su deformación disminuye conforme aumenta la relación  $K$ . Para la relación  $K=0.3$  la deformación del anillo con juntas es 30.6% mayor que la de un anillo continuo, mientras que para  $K=0.9$  la diferencia es del 17.5%.
- A mayor  $K$ , menor distorsión en los anillos. La máxima distorsión alcanzada es de 0.0043. Ésta corresponde a un anillo con juntas sometido a una relación de cargas  $K=0.3$ .
- A mayor  $K$ , mayor rigidez en los anillos. La rigidez de un anillo sometido a una relación de cargas  $K=0.9$  es diez veces mayor que la rigidez obtenida con  $K=0.3$ .
- A mayor  $K$ , mayor factor de reducción  $\eta$ . Para la relación  $K=0.3$  el factor de reducción es  $\eta=0.77$ , mientras que para  $K=0.9$  el factor es  $\eta=0.85$ . Existe una diferencia de 10.39% entre ambos factores de reducción.
- Conforme aumenta la relación de cargas  $K$  se tiene: mayor fuerza axial, menor cortante, menor momento y menor excentricidad
- El valor de las fuerzas internas en las juntas depende de su ubicación en el anillo.
- El máximo valor de cortante se obtiene a los  $45^\circ$  del cuadrante, siendo esta zona donde se tiene un momento nulo. Por otro lado, el máximo valor de momento y de fuerza axial se obtiene en los hastiales del anillo.
- Las fuerzas internas (cortante, axial y momento) de un anillo discontinuo y de un anillo son iguales. Esto se debe a que las juntas se modelaron con una rigidez rotacional constante.
- Las excentricidades de las cargas pueden llegar a ser hasta 8 veces mayores (163 cm) que el ancho de junta (18 cm). Estos valores son muy altos ya que las juntas fueron modeladas con una rigidez rotacional constante (Sección 2.3.2). Al tener una rigidez elástica se subestiman las deformaciones y se sobrestiman las cargas. De acuerdo con la teoría acerca de las juntas planas, el comportamiento mecánico de las juntas es no lineal (Sección 1.3.3 y 1.3.4). Se considera que la excentricidad límite, cuando se alcanza el momento máximo resistente, corresponde al tercio medio de la junta ( $h/3 = 6$  cm). Además, cuando la excentricidad es la mitad del ancho de junta ( $h/2 = 9$  cm), la presión en uno de los extremos es igual cero provocando rotaciones adicionales en las juntas.
- Las rotaciones de un anillo continuo son diferentes a las de un anillo discontinuo. Esto se debe a que la existencia de juntas hace que el anillo discontinuo trabaje como diferentes segmentos delimitados por las juntas, a diferencia del anillo continuo que trabaja como un solo segmento.

### 3.2. VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO A LA ORIENTACIÓN DE LAS JUNTAS

Durante la construcción del túnel la máquina tuneladora levanta las dovelas y las coloca en el montador para formar un anillo, posteriormente la máquina avanza para formar el siguiente anillo (Sección 1.2.4). Se busca que los anillos formen un aparejo traslapado, de esta forma, los anillos no conservan una misma posición. Al modificar la posición de los anillos, las juntas tienen una diferente orientación con respecto a las cargas. Este parámetro puede modificar los desplazamientos y las fuerzas internas en los anillos. Por ello, se ha dedicado esta Sección para estudiar el comportamiento de los anillos ante una diferente orientación de las juntas. Se utilizaron cuatro diferentes posiciones (Fig. 3.20). Las posiciones elegidas fueron utilizadas en el montaje de algunos anillos de un túnel construido en la Ciudad de México (COMISSA, 2010).

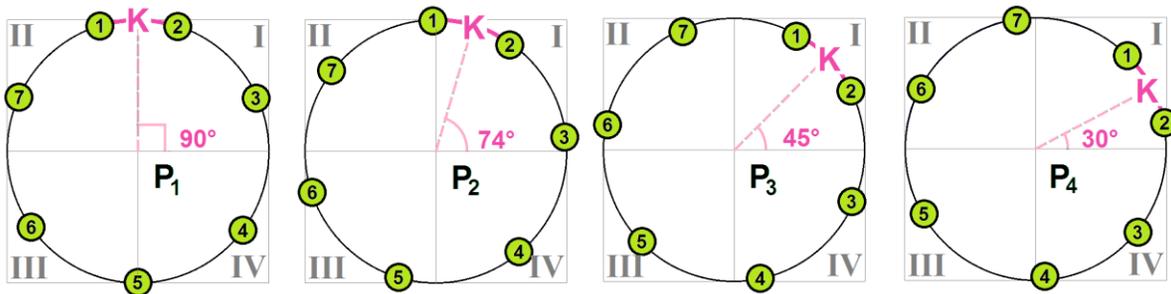


Figura 3.20 Orientación de las juntas y ubicación de la dovela llave “K” en los anillos discontinuos, para las cuatro diferentes posiciones estudiadas

De las posiciones estudiadas, se obtuvo la posición crítica  $P_2$  (donde se tiene la mayor deformación del anillo, Fig. 3.22b) y la posición favorable  $P_4$  (donde se tiene la menor deformación del anillo, Fig. 3.22d). El cambio de diámetro  $\Delta D$  en la posición crítica es de 33.19 mm con la relación de cargas  $K=0.3$  y de 4.74 mm con  $K=0.9$ . Por otro lado, en la posición favorable se tiene un cambio de diámetro  $\Delta D$  de 31.79 mm con la relación de cargas  $K=0.3$  y de 4.22 mm con  $K=0.9$  (Fig. 3.21a). La mayor distorsión se alcanza con la relación de cargas  $K=0.3$ , siendo de 0.0041 en la posición favorable  $P_4$  y de 0.0043 en la posición crítica  $P_2$  (Fig. 3.21b).

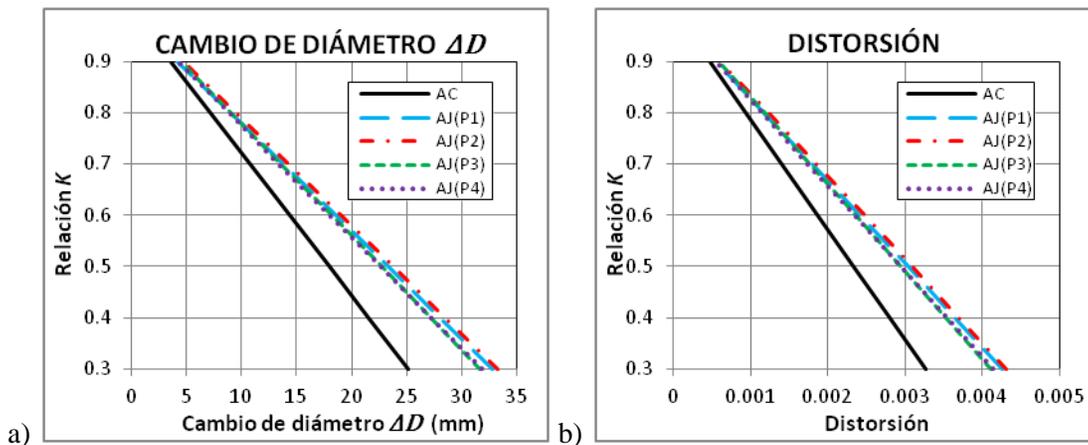


Figura 3.21 Comparación de un anillo continuo y uno discontinuo en las cuatro posiciones: a) con respecto al cambio de diámetro  $\Delta D$ , b) con respecto a la distorsión

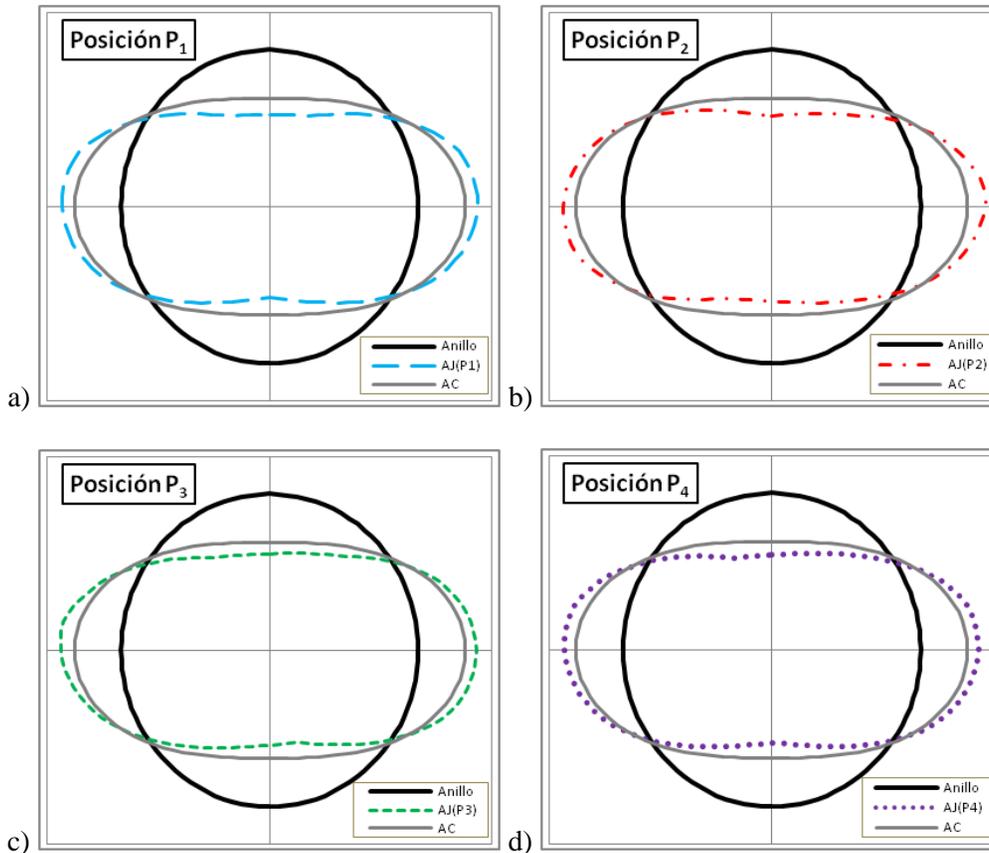


Figura 3.22 Deformada de los anillos en las cuatro diferentes posiciones, todos sometidos a una relación de cargas  $K=0.3$ : a) posición  $P_1$ , b) posición  $P_2$ , c) posición  $P_3$ , d) posición  $P_4$

La deformación del anillo con juntas es mayor a la del anillo continuo. La diferencia de deformaciones llega a ser de 32.09% en la posición crítica y de 26.53% en la posición favorable (Fig. 3.23a). Ahora bien, si se considera únicamente el anillo discontinuo, se tiene que la diferencia de deformaciones entre la posición crítica y favorable aumenta proporcionalmente a la relación de cargas  $K$ , desde un 4.4% con  $K=0.3$  hasta un 12.3% con  $K=0.9$  (Fig. 3.23b).

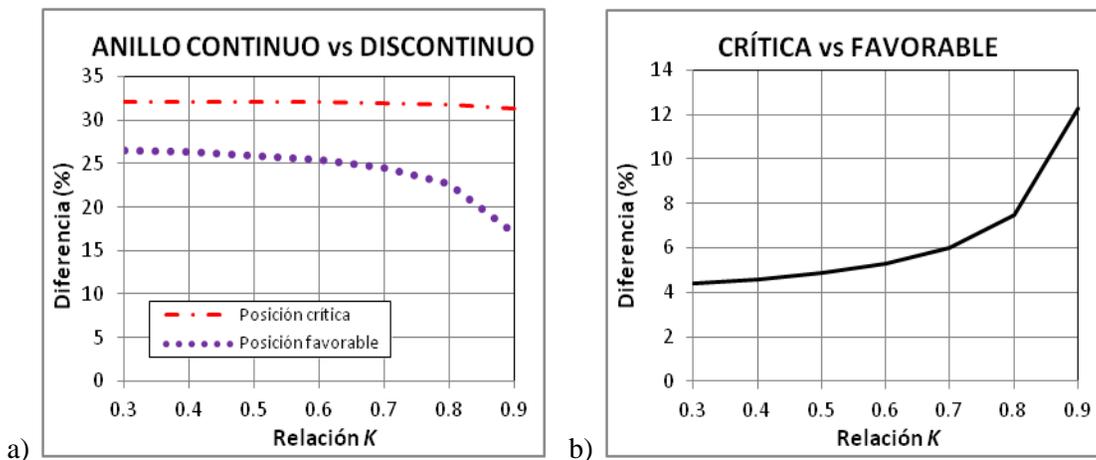


Figura 3.23 Diferencia en porcentaje entre la deformación de los anillos:  
a) anillo continuo contra el anillo discontinuo, b) anillo con juntas en la posición crítica contra el anillo con juntas en la posición favorable

Con la relación de cargas  $K=0.9$  se obtuvo la mayor rigidez. La rigidez del anillo discontinuo con esta relación es de 2,272.27 t/m en la posición favorable, mientras que en la posición crítica es de 2,035.69 t/m (Fig. 3.24a). Si se comparan ambos valores, se tiene que la rigidez en la posición favorable es 11.62% mayor que la rigidez en la posición crítica. Por otro lado, la menor rigidez de los anillos se obtuvo con la relación de cargas  $K=0.3$ . Siendo de 202.55 t/m en la posición favorable y de 196.44 t/m en la posición crítica (Fig. 3.24a). La diferencia es de 3.11% con  $K=0.3$ .

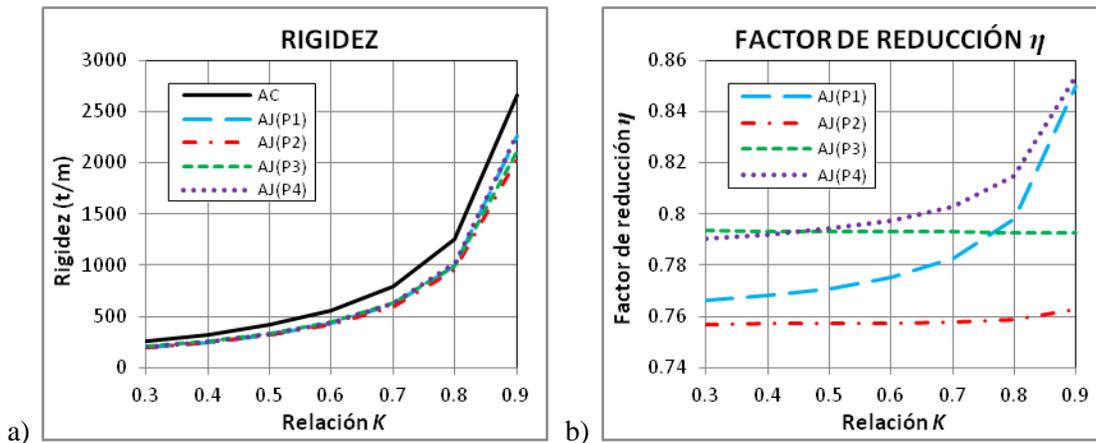


Figura 3.24 Comparación de los anillos en las cuatro posiciones estudiadas, para diferentes relaciones de carga  $K$ : a) rigidez, b) factor de reducción  $\eta$

Si la rigidez de los anillo cambia dependiendo de la posición de las juntas, entonces el factor de reducción de rigidez  $\eta$  también se verá afectado por este parámetro (Fig. 3.24b). El factor de reducción de rigidez obtenido con la relación de cargas  $K=0.9$  es mayor que el obtenido con  $K=0.3$ . Siendo esta diferencia de 11%, 0.7%, 0.1% y 8% para las posiciones  $P_1$ ,  $P_2$ ,  $P_3$  y  $P_4$ , respectivamente. De este modo, puede decirse que la relación de cargas no afecta la obtención del factor  $\eta$  en las posiciones  $P_2$  y  $P_3$ , mientras que en las posiciones  $P_1$  y  $P_4$  tiene una mayor influencia. En la posición crítica  $P_2$  se tiene un factor de reducción de rigidez constante  $\eta=0.76$ . Mientras que en la posición favorable  $P_4$ , el factor de reducción se modifica dependiendo de la relación de cargas  $K$ . Siendo  $\eta=0.79$  con la relación  $K=0.3$  y  $\eta=0.85$  con la relación  $K=0.9$ .

La orientación de las juntas no es un parámetro que afecte las fuerzas internas alrededor de los anillos porque las juntas tienen la misma rigidez, por lo tanto, la rigidez global del anillo es la misma. Sin embargo, en cada una de las juntas los valores de fuerzas internas varían dependiendo de la posición estudiada y su ubicación en el anillo. Si se consideran las siete juntas en las cuatro posiciones del anillo discontinuo (Fig. 3.20) se tienen 28 diferentes puntos de medición.

De los 28 puntos estudiados se tiene que:

- Las juntas J7 (142°, cuadrante II) de la posición  $P_2$  y J3 (327°, cuadrante IV) de la posición  $P_4$ , son las que presentan mayor fuerza cortante de 16.8 t con la relación  $K=0.3$  (Fig. 3.25).
- La junta J3 (5°, cuadrante I) de la posición  $P_2$ , ubicada cerca del hastial derecho, es la que presenta el mayor valor de fuerza axial de 59.8 t, con la relación  $K=0.9$  (Fig.3.26).
- El mayor valor de momento se obtuvo en la junta J3 (5°, cuadrante I) de la posición  $P_2$ , siendo éste de 35.4 t-m. (Fig. 3.27).

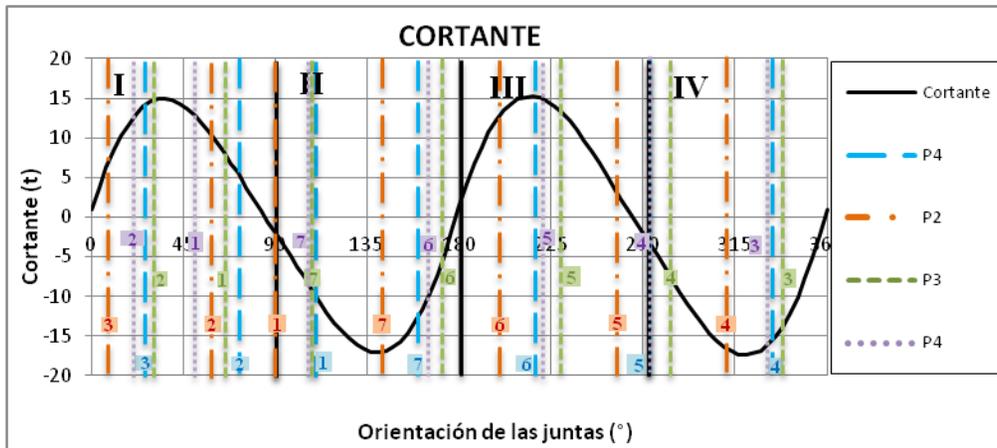


Figura 3.25 Fuerza cortante del anillo con respecto a su orientación y ubicación de las juntas en las cuatro posiciones. Los valores fueron obtenidos con la relación de carga  $K=0.3$

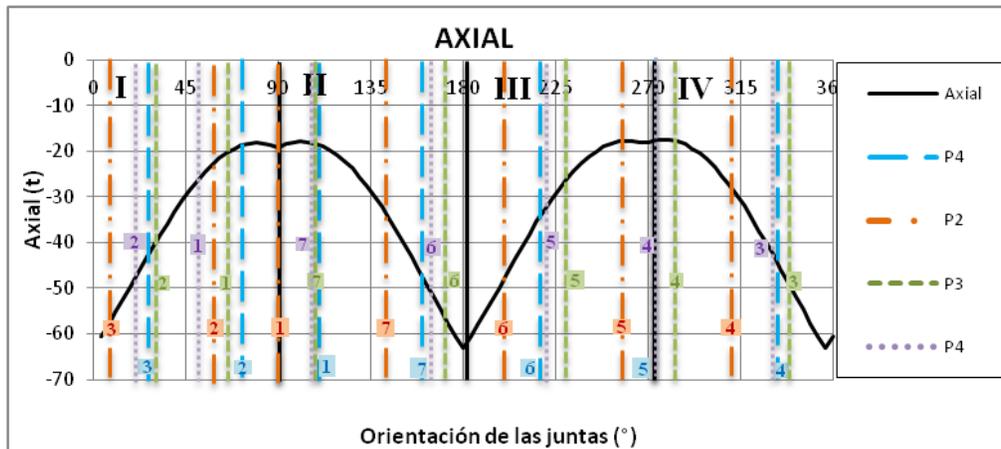


Figura 3.26 Fuerza axial del anillo con respecto a su orientación y ubicación de las juntas en las cuatro posiciones. Los valores fueron obtenidos con la relación de carga  $K=0.3$

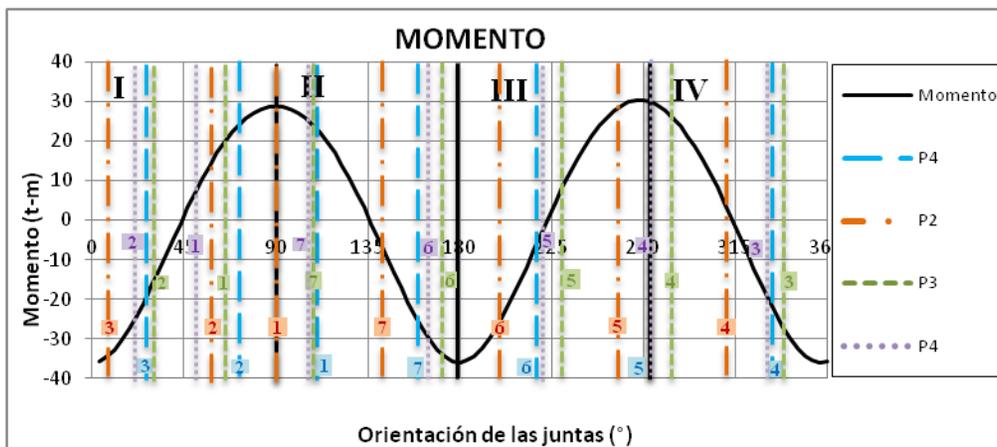


Figura 3.27 Momento flexionante del anillo con respecto a su orientación y ubicación de las juntas en las cuatro posiciones. Los valores fueron obtenidos con la relación de carga  $K=0.3$

La excentricidad de los anillos fue igual para las cuatro posiciones del anillo discontinuo porque ésta depende del momento y de la fuerza axial (las cuáles fueron iguales en las cuatro posiciones estudiadas). De los 28 puntos, se tiene que la junta J5 (270°) de la posición P<sub>1</sub> con relación  $K=0.3$  es la junta que presenta la mayor excentricidad, de 163 cm (Fig. 3.28).

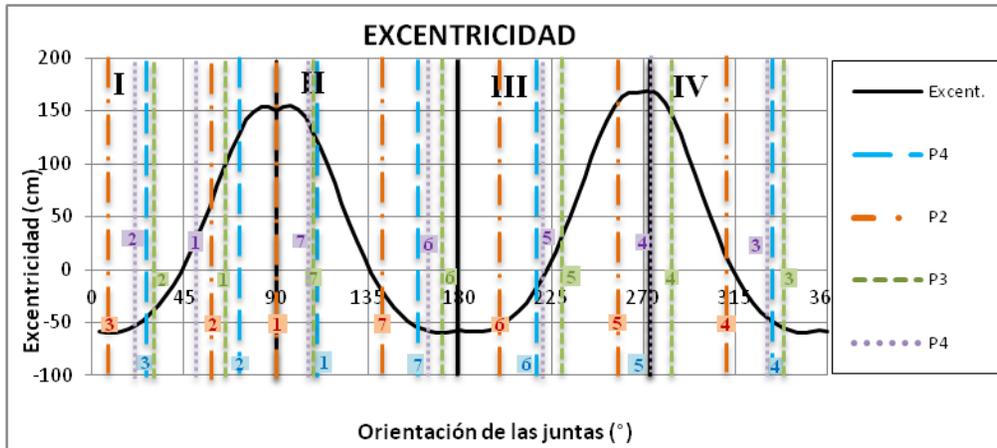


Figura 3.28 Excentricidad del anillo con respecto a su orientación y ubicación de las juntas en las cuatro posiciones. Los valores fueron obtenidos con la relación de carga  $K=0.3$

Las rotaciones del anillo discontinuo son diferentes dependiendo de la orientación de sus juntas. En la Figura 3.29 se grafican las rotaciones obtenidas en las siete juntas de las cuatro diferentes posiciones del anillo. Si se comparan las rotaciones de un anillo continuo y uno discontinuo, se tiene que las rotaciones son totalmente diferentes en ambos casos. En las Figuras 3.27 y 3.29 puede observarse que las máximas rotaciones de anillo discontinuo se obtienen en las mismas zonas donde se tiene el máximo momento (clave, cubeta y hastiales). Esto se debe a que las juntas del anillo discontinuo se rigen por una relación momento-rotación (Sección 1.3.4). Mientras que las mayores rotaciones del anillo continuo están a 45° de los cuadrantes (Sección 3.1). La junta J5 (270°) de la posición P<sub>1</sub> es la que presenta la mayor rotación, de 0.0027 rad con  $K=0.3$ .

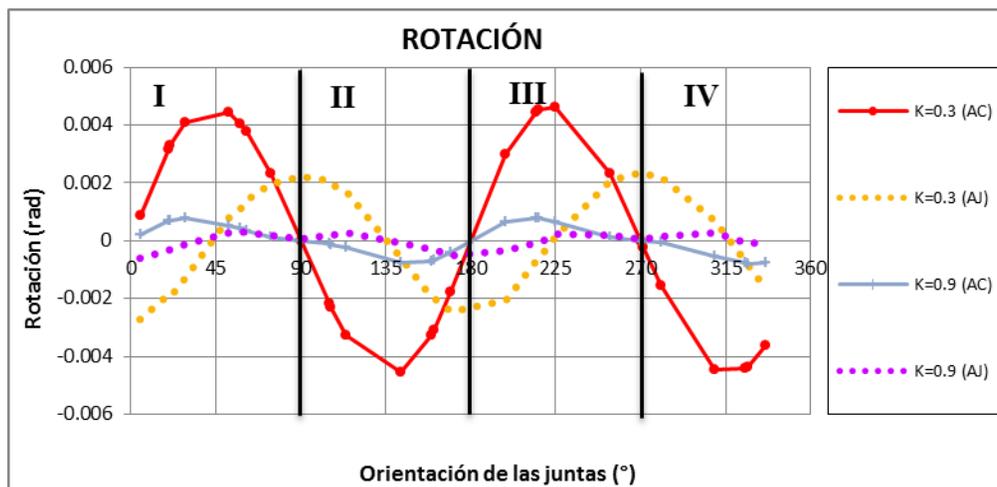


Figura 3.29 Rotación del anillo continuo (AC) y el anillo discontinuo (AJ), con respecto a su orientación en los 28 puntos de medición, para las relaciones de carga  $K=0.3$  y  $K=0.9$

Del comportamiento de los anillos con diferente orientación de juntas, se puede concluir lo siguiente:

- La posición crítica del anillo con juntas es cuando la dovela llave se encuentra a  $74^\circ$  del eje horizontal y la primera junta J1 se ubica justo en la clave del anillo. Por otro lado, la posición favorable es cuando la dovela llave está a  $30^\circ$  del eje horizontal (Fig. 3.20).
- La deformación de un anillo dovelado en la posición crítica es 32.09% mayor que la del anillo continuo. Esta diferencia es del 26.53% para la posición favorable, ambos valores se obtuvieron con una relación de cargas  $K=0.9$ .
- Si se consideran las cuatro posiciones del anillo discontinuo, la diferencia de deformaciones entre la posición crítica y la posición favorable del anillo varía desde un 4.4% con la relación de cargas  $K=0.3$ , hasta un 12.3% con la relación  $K=0.9$ .
- La mayor distorsión se alcanza con la relación de cargas  $K=0.3$ , con un valor de 0.0043 en la posición crítica del anillo con juntas y su correspondiente  $\Delta D$  es de 32.82 mm.
- La máxima rigidez que puede alcanzar el anillo se da con la relación de cargas  $K=0.9$ . Para la posición crítica se tiene una rigidez máxima de 2,035.69 t/m y para la posición favorable es de 2,272.27 t/m.
- El factor de reducción  $\eta$  en la posición favorable varía desde 0.79 con la relación de cargas  $K=0.3$  hasta 0.85 con la relación  $K=0.9$ . Mientras que en la posición crítica se tiene un factor de reducción  $\eta$  constante de 0.76.
- Las fuerzas internas y las excentricidades obtenidas en los anillos es igual, no importando la orientación de sus juntas, debido a que la rigidez rotacional es constante. Sin embargo, el valor obtenido en cada junta es diferente dependiendo de su ubicación en el anillo.
- Las mayores rotaciones de un anillo discontinuo se tienen en clave, cubeta y hastiales porque las juntas se rigen por la relación momento-rotación. Por otro lado, las mayores rotaciones del anillo continuo se tienen en los puntos de inflexión del anillo.

### 3.3. VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO AL ACOPLAMIENTO

Los anillos se colocan de manera traslapada para evitar que coincidan las juntas y se formen planos débiles. Podrían evitarse estos planos débiles si todas las dovelas fueran del mismo tamaño, pero las dovelas tienen diferente tamaño para facilitar la construcción del túnel. De esta forma, en algunas ocasiones llegan a coincidir las juntas (Fig. 3.30).

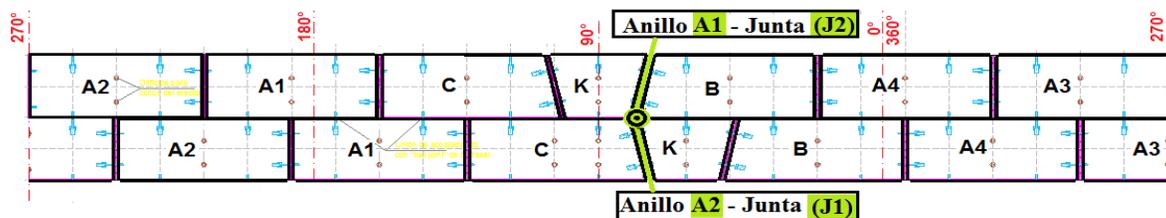


Figura 3.30 Vista en desarrollo de la posición de montaje de los anillos, en la cual coinciden la junta J2 del anillo A1 y la junta J1 del anillo A2 (COMISSA, 2010)

En esta Sección se estudian las combinaciones de los anillos en las cuatro posiciones elegidas en la Sección 3.2, dando un total de 16 combinaciones (Figs.3.31 a 3.34). Si los anillos tuvieran una pobre interacción, trabajarían de forma independiente y sus deformaciones serían diferentes (Galván 2013; Lutikholt, 2007). Trabajar con anillos acoplados que no tienen interacción no tendría caso porque sería como trabajar con anillos aislados y esa condición ya se estudió en la Sección 3.2. Por lo cual, los modelos empleados en esta Sección consisten en dos anillos acoplados con una fuerte interacción entre sí. De tal forma que las deformaciones del anillo  $A_1$  sean igual a las del anillo  $A_2$  (Sección 2.2.3). En todos los modelos empleados se corroboró esta condición. Como ambos anillos del sistema acoplado trabajan en conjunto y tienen las mismas deformaciones, en esta Sección únicamente se presentan los valores obtenidos en el anillo  $A_1$ .

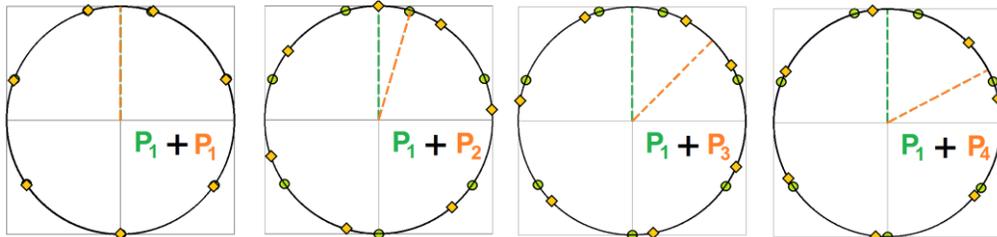


Figura 3.31 Anillos acoplados en los cuales el anillo  $A_1$  queda fijo en la posición  $P_1$  y el anillo  $A_2$  cambia desde la posición  $P_1$  hasta la posición  $P_4$

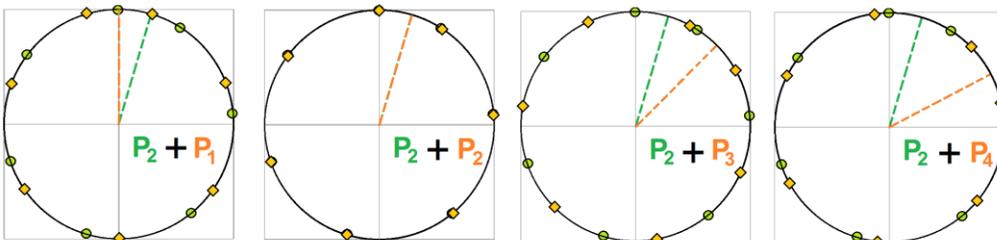


Figura 3.32 Anillos acoplados en los cuales el anillo  $A_1$  queda fijo en la posición  $P_2$  y el anillo  $A_2$  cambia desde la posición  $P_1$  hasta la posición  $P_4$

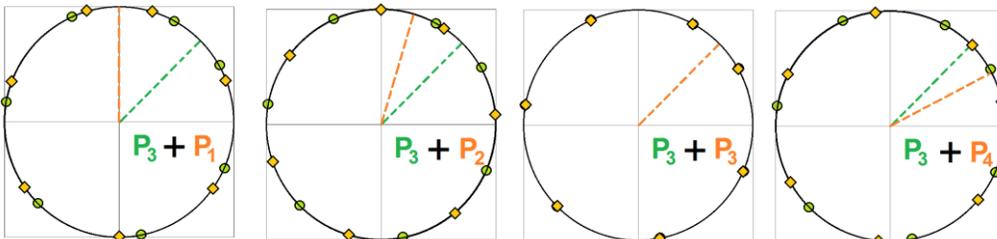


Figura 3.33 Anillos acoplados en los cuales el anillo  $A_1$  queda fijo en la posición  $P_3$  y el anillo  $A_2$  cambia desde la posición  $P_1$  hasta la posición  $P_4$

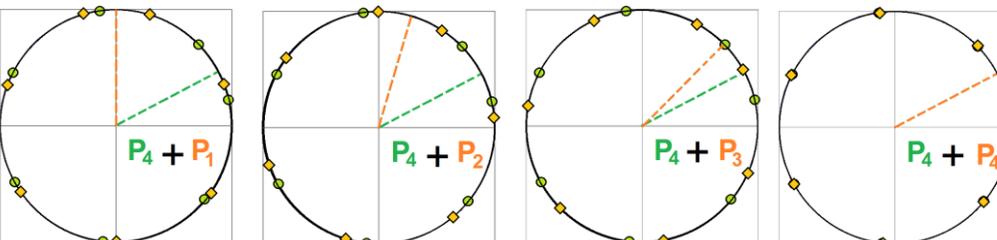


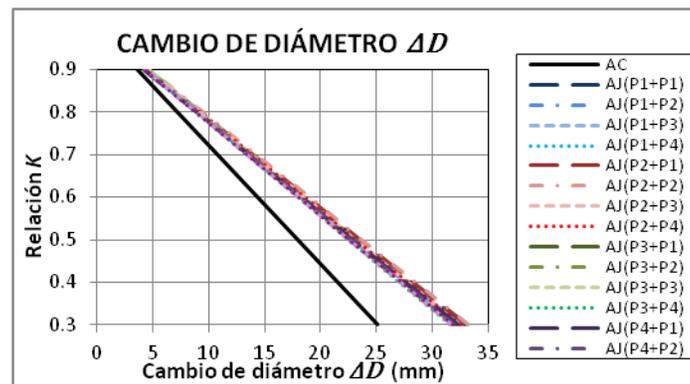
Figura 3.34 Anillos acoplados en los cuales el anillo  $A_1$  queda fijo en la posición  $P_4$  y el anillo  $A_2$  cambia desde la posición  $P_1$  hasta la posición  $P_4$

En todas las combinaciones, los máximos valores de deformación se obtuvieron con la relación de cargas  $K=0.3$  y los mínimos con  $K=0.9$  (Tabla 3.3). En el caso del anillo con posición  $P_1$  (Figs. 3.31 y 3.37a) se obtuvo la máxima deformación con la combinación  $P_1+P_1$ . Esto se debe a que todas las juntas del anillo  $A_1$  y  $A_2$  coinciden formando planos débiles. Lo mismo sucede en el caso del anillo  $A_1$  con posición  $P_2$  (Figs. 3.32 y 3.37b). Por otro lado, en el caso del anillo  $A_1$  con posición  $P_3$  (Figs. 3.33 y 3.37c) y posición  $P_4$  (Figs. 3.34 y 3.37d), los valores máximos se obtienen cuando el anillo  $A_2$  está en la posición  $P_1$  (con la dovela llave en la clave del anillo).

**Tabla 3.3. Combinaciones con las que se obtuvieron los valores máximos y mínimos de deformación, considerando las cuatro diferentes posiciones del anillo  $A_1$**

Deformación	Posición del anillo	Relación de cargas $K$	Cambio de diámetro $\Delta D$ (mm)	Combinación
	$A_1$			
Máxima	$P_1$	0.3	32.82	$P_1+P_1$
	$P_2$	0.3	33.19	$P_2+P_2$
	$P_3$	0.3	32.02	$P_3+P_1$
	$P_4$	0.3	32.24	$P_4+P_1$
Mínima	$P_1$	0.9	4.23	$P_1+P_4$
	$P_2$	0.9	4.50	$P_2+P_4$
	$P_3$	0.9	4.39	$P_3+P_4$
	$P_4$	0.9	4.22	$P_4+P_4$

Ahora bien, en todos los casos se tiene que la posición  $P_4$  del anillo  $A_2$  resulta ser la posición con la cual se obtienen los valores mínimos de deformación. Esto se debe a que la orientación de las juntas en esta posición es la más favorable (Sección 3.2) y disminuye las deformaciones al combinarla con las otras posiciones del anillo  $A_1$ . Se puede decir entonces que, para obtener las menores deformaciones de los anillos se deben evitar los planos débiles, con la colocación traslapada de las dovelas, además de combinar los anillos con una orientación favorable.



**Figura 3.35 Comparación entre cambio de diámetro  $\Delta D$  de un anillo continuo (AC) y un anillo discontinuo (AJ) en las 16 combinaciones de anillos acoplados**

De todos los modelos de anillos acoplados estudiados, se tiene que la combinación  $P_2+P_2$  es la posición crítica y la combinación  $P_4+P_4$  es la posición favorable de anillos acoplados. El máximo cambio de diámetro  $\Delta D$  es de 33.19 mm y se obtiene con la relación  $K=0.3$  en la posición crítica ( $P_2+P_2$ ). Mientras que en la posición favorable ( $P_4+P_4$ ), el  $\Delta D$  es de 31.79 mm (Fig. 3.35). Ambos valores son iguales a las deformaciones obtenidas en las posiciones  $P_2$  y  $P_4$  (Sección 3.2).

Esto se debe a que en ambas combinaciones, los dos anillos tienen una misma orientación de las juntas, lo cual corresponde a tener un anillo sencillo de doble espesor (Sección 2.3.2). La máxima distorsión alcanzada en la posición crítica de los anillos acoplados ( $P_2+P_2$ ) es de 0.0043 y en la posición favorable ( $P_4+P_4$ ) es de 0.0041 (Fig. 3.36)

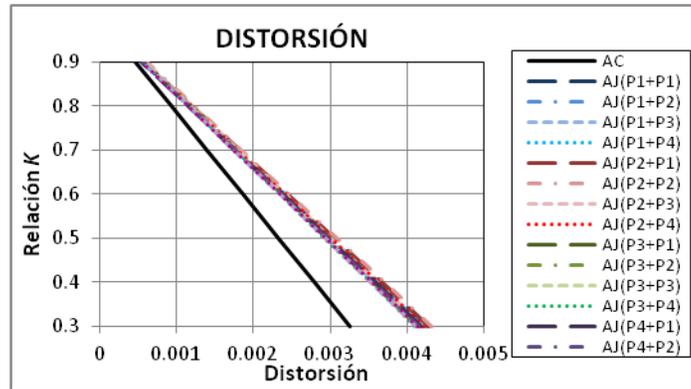


Figura 3.36 Comparación entre las distorsiones de un anillo continuo (AC) y un anillo discontinuo (AJ) en las 16 combinaciones de anillos acoplados

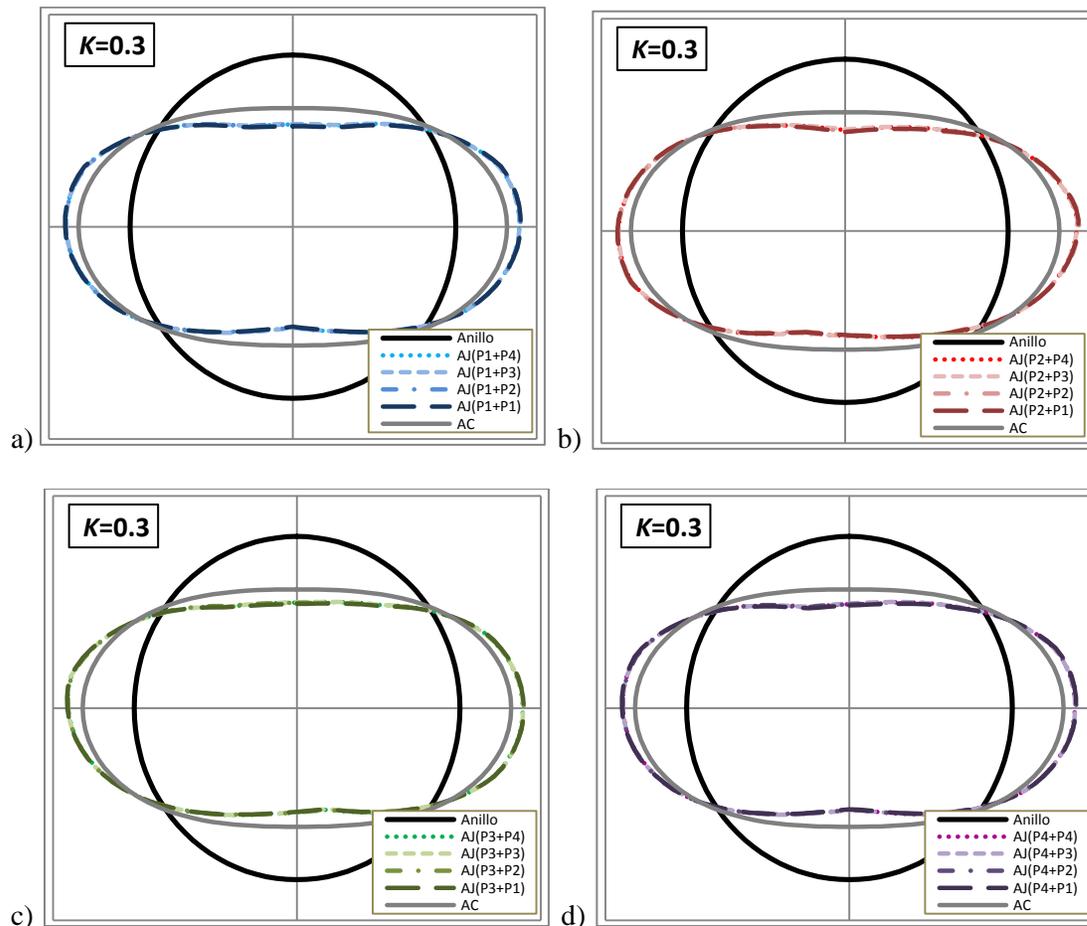


Figura 3.37 Deformada de los anillos en las combinaciones de anillos acoplados, todos sometidos a una relación de cargas  $K=0.3$ : a)  $P_1$ +otro, b)  $P_2$ +otro, c)  $P_3$ +otro, d)  $P_4$ +otro

La máxima rigidez de los anillos se obtiene con la relación de cargas  $K=0.9$ . En la posición crítica de anillos acoplados ( $P_2+P_2$ ) se tiene una rigidez máxima a flexión de 2,035.69 t/m y en la favorable ( $P_4+P_4$ ) es de 2,272.27 t-m (Fig. 3.39). Cuando el anillo  $A_1$  permanece en la posición  $P_1$  (Fig. 3.39a), la combinación favorable es  $P_1+P_4$ . De igual forma cuando el anillo  $A_1$  está en la posición  $P_2$  (Fig. 3.38b),  $P_3$  (Fig. 3.38c) y  $P_4$  (Fig. 3.38d), las combinaciones favorables son  $P_2+P_4$ ,  $P_3+P_4$  y  $P_4+P_4$ , respectivamente. Con la relación de cargas  $K=0.3$ , el factor de reducción  $\eta$  es 0.78 para la combinación  $P_1+P_4$ , 0.77 para  $P_2+P_4$ , 0.79 para  $P_3+P_4$ , y 0.79 para  $P_4+P_4$ .

Ahora bien, para relaciones de carga  $K < 0.7$ , la combinación crítica para el anillo  $A_1$  permanece en la posición  $P_1$  es  $P_1+P_1$ . En la cual, se tiene un factor de reducción  $\eta$  igual a 0.77 con la relación  $K=0.3$ . Esto se debe a que todas las juntas del anillo coinciden. Lo mismo sucede con el anillo  $A_1$  en la posición  $P_2$ , la combinación crítica es aquella donde coinciden todas sus juntas,  $P_2+P_2$ . En la cual, se tiene un factor de reducción  $\eta$  igual a 0.76 con la relación  $K=0.3$ . Mientras que, cuando el anillo  $A_1$  permanece en las posiciones  $P_3$  y  $P_4$  su combinación es crítica cuando el anillo  $A_2$  tiene la posición  $P_1$ , en la cual la dovela llave en la clave del anillo. Siendo las combinaciones críticas  $P_3+P_1$  y  $P_4+P_1$ . En las cuales se tiene un factor de reducción  $\eta$  igual a 0.78 con la relación  $K=0.3$ . Para relaciones de carga  $K \geq 0.7$  las combinaciones de anillos críticas son aquellas donde el anillo  $A_2$  está en la posición  $P_2$ , tal es el caso de las combinaciones  $P_1+P_2$ ,  $P_2+P_2$ ,  $P_3+P_2$  y  $P_4+P_2$ . En las cuales se tiene un factor de reducción  $\eta$  igual a 0.82, 0.76, 0.79 y 0.82, respectivamente, todos estos valores se presentan con la relación  $K=0.9$ . De todas las combinaciones, los menores valores para el factor de reducción  $\eta$  se obtuvieron con la posición crítica de los anillos en la combinación  $P_2+P_2$  y los mayores valores se obtuvieron con la posición favorable de los anillos en la combinación  $P_4+P_4$ .

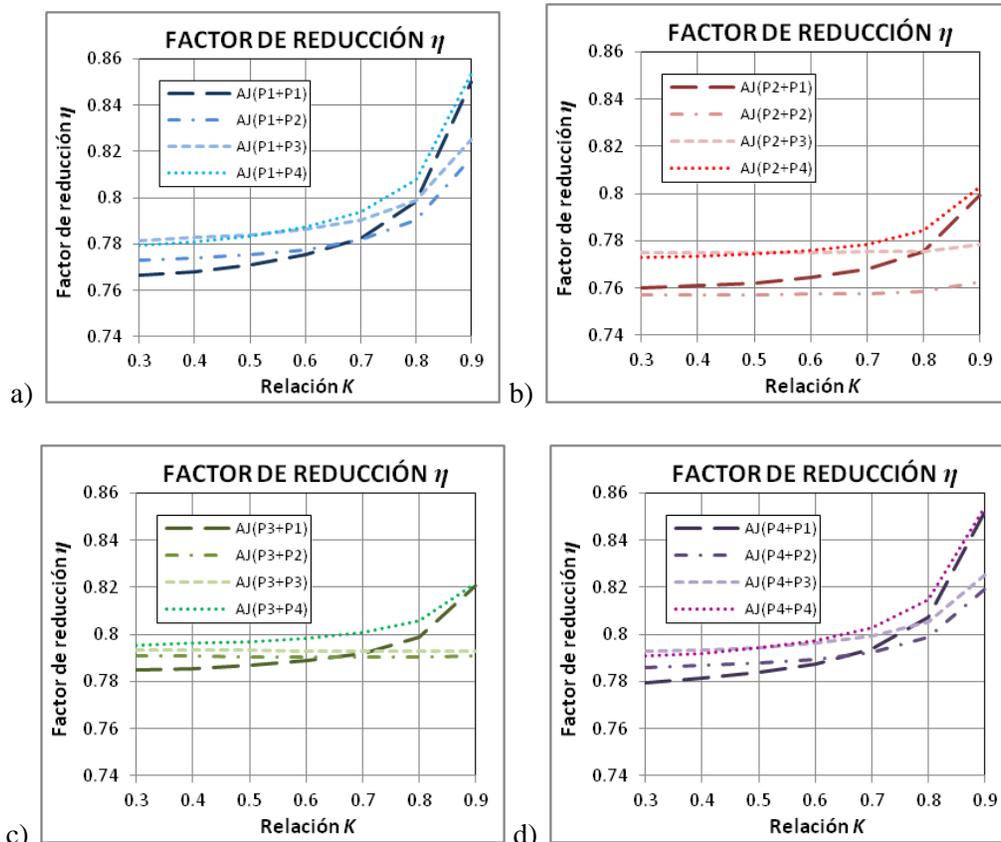


Figura 3.38 Factor de reducción de rigidez obtenido en las combinaciones de anillos acoplados: a)  $P_1$ +otro, b)  $P_2$ +otro, c)  $P_3$ +otro, d)  $P_4$ +otro

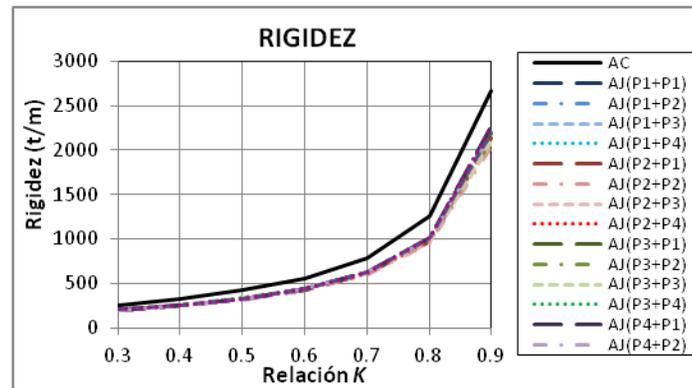


Figura 3.39 Comparación entre la rigidez de un anillo continuo (AC) y un anillo discontinuo (AJ) en las dieciséis combinaciones de anillos acoplados

Los valores de fuerzas internas obtenidos alrededor de los anillos en las 16 combinaciones son iguales a los presentados en la Sección 3.2 porque los anillos tienen una fuerte interacción entre sí y trabajan en conjunto. Por lo que, se presentan únicamente los valores máximos de fuerzas internas. Los valores máximos de fuerza cortante se dan a los 45° de cada cuadrante, de fuerza axial y de momento se dan en los hastiales (Sección 3.1). Se pudo observar que las mayores diferencias entre los valores máximos de fuerzas internas de una combinación y otra se dan con la relación de cargas  $K=0.3$ . En la cual se obtuvieron los siguientes resultados:

- Con la relación de cargas  $K=0.3$ , el mayor valor de fuerza cortante máxima es de 18.58 t ( $P_2+P_1$ ) y el menor valor de fuerza cortante máxima es de 17.29 t ( $P_4+P_4$ ). Con una diferencia de 7.46% entre ambos valores (Fig. 3.40).
- Con la relación de cargas  $K=0.3$ , el mayor valor de fuerza axial máxima es de 69.25 t ( $P_2+P_3$ ) y el menor valor de fuerza axial máxima es de 63.19 t ( $P_1+P_1$ ). Con una diferencia de 4.62% entre ambos valores (Fig. 3.41).
- Con la relación de cargas  $K=0.3$ , el mayor valor de momento flexionante máximo es de 36.85 t-m ( $P_2+P_1$ ) y el menor valor de momento flexionante máximo es de 35.48 t-m ( $P_4+P_4$ ). Con una diferencia de 3.86% entre ambos valores (Fig. 3.42).

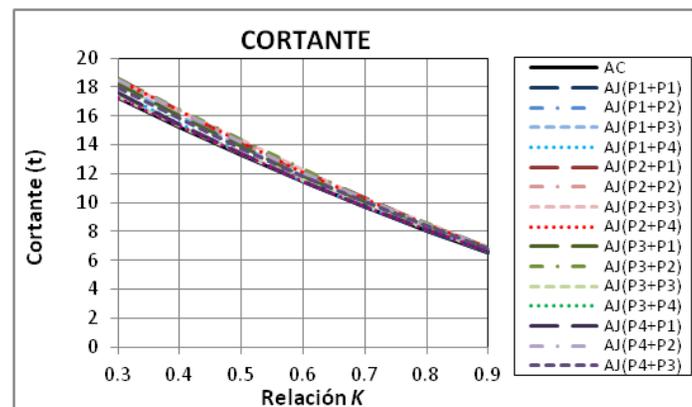


Figura 3.40 Fuerza cortante máxima obtenida en el anillo continuo AC y las 16 combinaciones del anillo discontinuo AJ, con respecto a la relación K

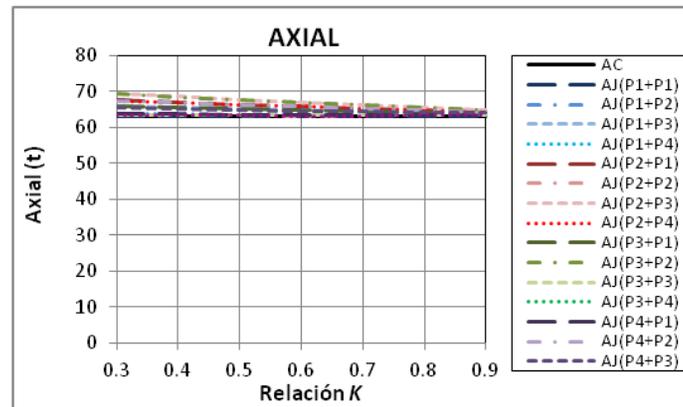


Figura 3.41 Fuerza axial máxima obtenida en el anillo continuo AC y las 16 combinaciones del anillo discontinuo AJ, con respecto a la relación  $K$

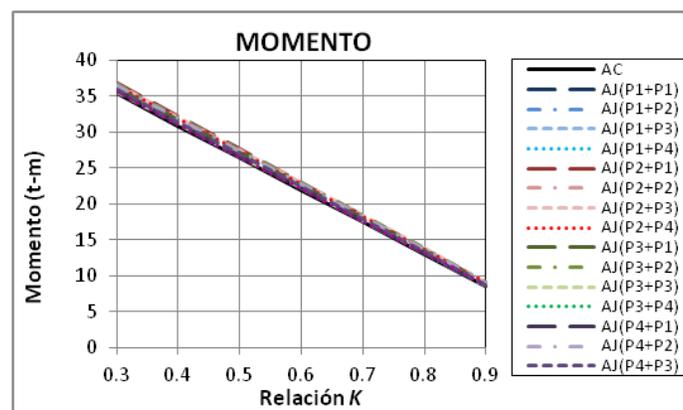


Figura 3.42 Momento máximo obtenido en el anillo continuo AC y las 16 combinaciones del anillo discontinuo AJ, con respecto a la relación  $K$

De las fuerzas internas máximas obtenidas en todas las combinaciones, se tiene que los mayores valores se obtuvieron cuando el anillo  $A_1$  estuvo en su posición crítica ( $P_2$ ). Mientras que los menores valores de cortante y momento máximos se obtuvieron cuando el anillo  $A_1$  estuvo en su posición favorable ( $P_4$ ). Sin embargo, las diferencias obtenidas no rebasan el 10%. Se puede decir entonces que, las fuerzas internas obtenidas en todas las combinaciones son iguales, por consiguiente, el anillo discontinuo presenta las mismas fuerzas internas desarrolladas en el anillo continuo, sin importar la combinación que se utilice en los anillos acoplados.

Del comportamiento de los anillos con respecto al acoplamiento, se puede concluir que:

- La existencia de planos débiles, cuando coinciden las juntas (Fig. 3.30), provoca que el anillo se deforme más. Excepto en el caso  $P_4+P_4$ , donde ambos anillos conservan una posición favorable.
- Se puede disminuir la deformación de un anillo, si éste se acopla con otro anillo en la posición favorable ( $P_4$ ). Como en las combinaciones  $P_1+P_4$ ,  $P_2+P_4$ ,  $P_3+P_4$  y  $P_4+P_4$ .

- Para las relaciones de carga  $K < 0.7$  se puede tener una combinación crítica en dos casos: cuando coinciden las juntas de los dos anillos ( $P_1+P_1$  y  $P_2+P_2$ ) o cuando se acopla un anillo con la dovela llave en la clave ( $P_1$ ) del anillo ( $P_3+P_1$  y  $P_4+P_1$ ).
- Para las relaciones de carga  $K \leq 0.7$  se pueden incrementar la deformación de un anillo, si éste se acopla con otro anillo en la posición crítica ( $P_2$ ). Como en las combinaciones  $P_1+P_2$ ,  $P_2+P_2$ ,  $P_3+P_2$  y  $P_4+P_2$ .
- De las 16 combinaciones se tiene que la combinación crítica es  $P_2+P_2$  y la combinación favorable es  $P_4+P_4$ . En las cuales se obtuvo el mismo comportamiento que con los anillos sencillos en posición  $P_2$  y  $P_4$ , respectivamente. Debido a que ambos anillos del sistema acoplado tienen la misma orientación de juntas y esto representa tener un anillo sencillo de doble espesor.
- Los valores de fuerzas internas desarrollados en el anillo discontinuo son iguales sin importar la combinación de anillos que se utilice. Esto se debe a que las juntas fueron modeladas con una rigidez rotacional constante y los anillos mantienen la misma rigidez a flexión.

### 3.4. VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO A LA GEOMETRÍA DE LAS JUNTAS

En esta Sección se estudia el comportamiento de los anillos al modificar la geometría de las juntas, dejando como única variable el ancho de junta  $h_j$ . Se realizaron diez diferentes casos de estudio, donde la relación de espesores  $\beta$  (Ec. 3.2) varía desde 0.1 hasta 1.0. En todos los casos se consideró constante el ancho de dovela, es decir  $h_d=35$  cm. En las Secciones anteriores se utilizó un ancho de junta  $h_j$  de 18 cm con relación de espesores  $\beta=0.51$ . A diferencia de los modelos utilizados en las Secciones anteriores, la rigidez rotacional  $K_\theta$  de las juntas será diferente en cada caso de estudio dependiendo del el ancho de junta  $h_j$  (Ec. 2.7; Sección 2.3.2; Tabla 3.4). Además, se consideraron las posiciones crítica y favorable del anillo discontinuo (Fig. 3.43), obtenidas en la Sección 3.3.

$$\beta = \frac{h_j}{h_d} \tag{3.2}$$

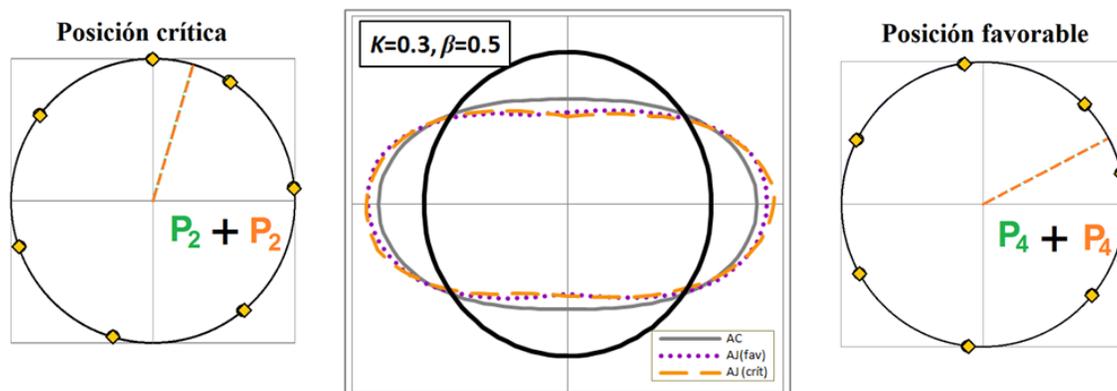


Figura 3.43 Orientación de las juntas en las posiciones crítica y favorable del anillo con juntas AJ

Tabla 3.4 Rigidez rotacional  $K_\theta$  y ancho de juntas  $h_j$  empleados para cada relación de espesores  $\beta$

$\beta$	$h_j$ (cm)	$K_\theta$ (t-m)
0.1	3.5	492.17
0.2	7	1,968.69
0.3	10.5	4,429.56
0.4	14	7,874.77
0.51	18	13,017.48
0.6	21	17,718.24
0.7	24.5	24,116.49
0.8	28	31,499.09
0.9	31.5	39,866.04
1	35	49,217.33

El disminuir la relación de espesores  $\beta$  corresponde a disminuir el ancho de las juntas  $h_j$ . Por lo que, disminuye el momento de inercia de los anillos  $I_{AJ}$  volviéndolos más flexibles. Con relaciones de espesor  $\beta \leq 0.3$  se supera la distorsión límite de 0.005 (Fig. 3.44c, d). El  $\Delta D$  de un anillo discontinuo con relación de espesores  $\beta=0.3$ , sometido a una relación de cargas  $K=0.3$ , es de 47.87 mm en la posición crítica y de 44.83 mm en la posición favorable. Mientras que con  $\beta=1$ , el  $\Delta D$  es de 27.26 mm en la posición crítica y de 26.89 mm en la posición favorable. Por lo que, las deformaciones del anillo discontinuo con la relación de espesores  $\beta=0.3$  son 75.61% mayores que con  $\beta=1.0$  en el caso de la posición crítica y 66.72% mayores en el caso de la posición favorable.

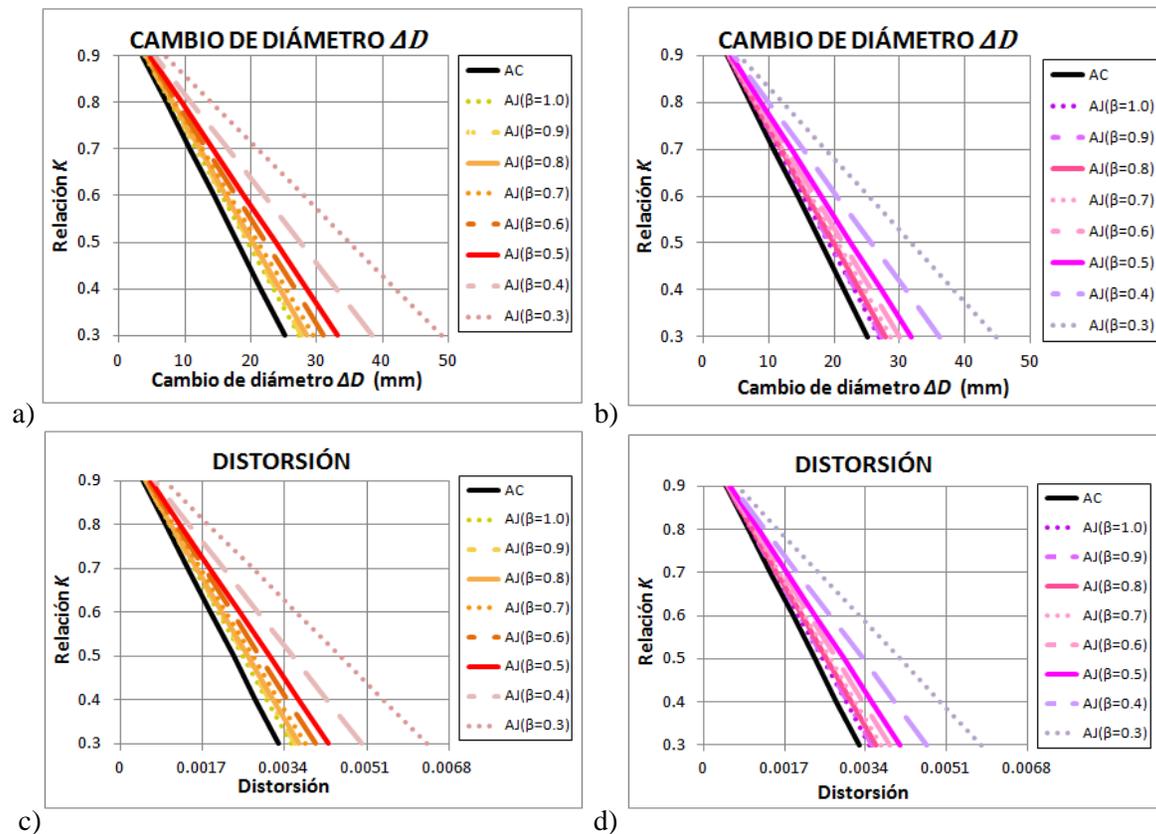


Figura 3.44 Deformación del anillo continuo AC y del anillo discontinuo AJ con diferentes relaciones de espesor  $\beta$  desde 0.3 hasta 1.0: a)  $\Delta D$  en la posición crítica, b)  $\Delta D$  en la posición favorable, c) distorsión en la posición crítica, d) distorsión en la posición favorable

A pesar de tener una relación de espesores  $\beta=1$ , donde el ancho de junta y de doveta son iguales, las deformaciones del anillo continuo y el anillo con juntas son diferentes. Esto se debe a la discontinuidad del anillo con juntas. El  $\Delta D$  de un anillo continuo con relación de cargas  $K=0.3$  es de 25.13 mm. Si se compara el anillo continuo contra el anillo discontinuo, se tiene que las deformaciones del anillo continuo son 8.49% menores que las del anillo discontinuo en la posición crítica (Fig. 3.45a) y 7% menores en la posición favorable del anillo discontinuo (Fig. 3.45b). La deformación de los anillos no sólo se ve afectada por la relación de espesores  $\beta$ , sino que también se ve afectada por la orientación de las juntas (Figs. 3.46 y 3.47; Sección 3.2).

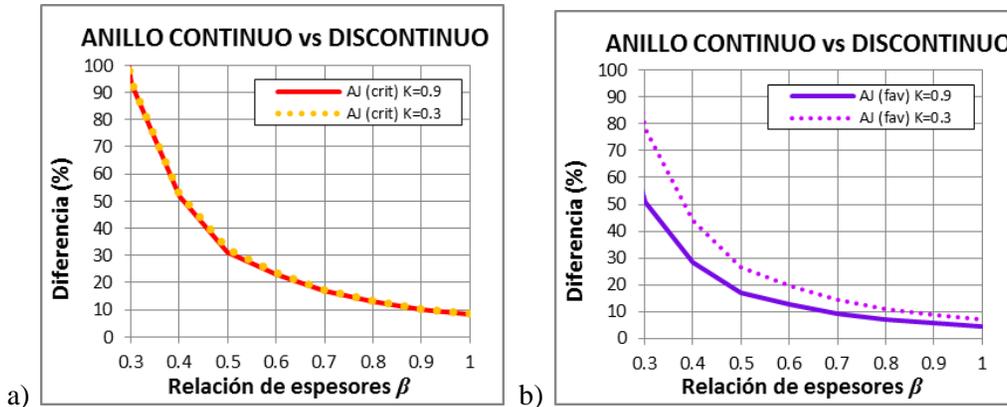


Figura 3.45 Diferencia de deformaciones entre un anillo continuo AC y un anillo discontinuo AJ con respecto a la relación de espesores  $\beta$ : a) posición crítica, b) posición favorable

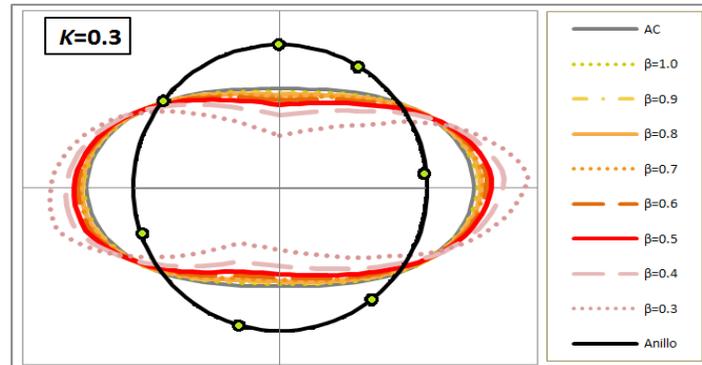


Figura 3.46 Deformada del anillo continuo AC y del anillo discontinuo en la posición crítica con diferentes relaciones de espesor  $\beta$  desde 0.3 hasta 1.0

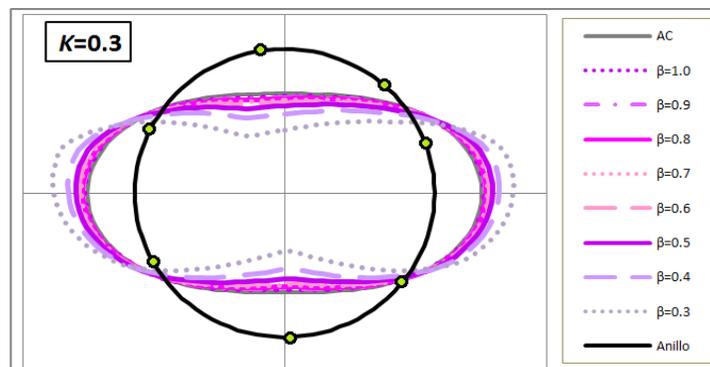


Figura 3.47 Deformada del anillo continuo AC y del anillo discontinuo en la posición favorable con diferentes relaciones de espesor  $\beta$  desde 0.3 hasta 1.0

La rigidez de los anillos discontinuos disminuye si la relación de espesores  $\beta$  decrece. Cuando el ancho de junta  $h_j$  es el 10% del ancho de dovela  $h_d$  ( $\beta=0.1$ ), la máxima rigidez que puede alcanzar el anillo, con  $K=0.9$ , es de 251.4 t/m en la posición crítica (Fig. 3.48a) y de 420.02 mm en la posición favorable (Fig. 3.48b). La rigidez del anillo discontinuo en la posición crítica con  $\beta=0.1$  representa el 9% de la rigidez obtenida con el anillo continuo (2,663 t/m). Mientras que la rigidez en la posición favorable, para la misma relación de espesores, representa el 16% de la rigidez en el anillo continuo. Es hasta la relación de espesores  $\beta=0.3$  cuando la rigidez del anillo discontinuo en la posición crítica comienza a tener el 50% de la rigidez del anillo continuo (Fig. 3.45b).

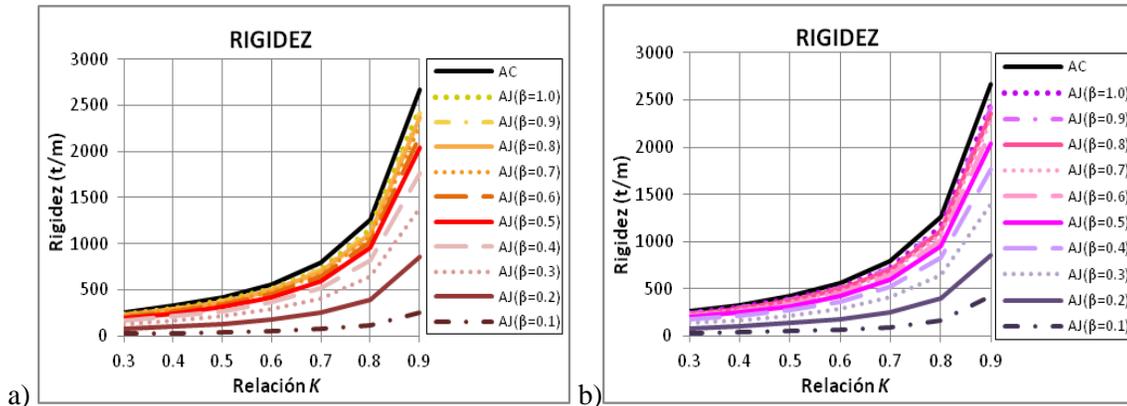


Figura 3.48 Rigidez con respecto a la relación  $K$  para el anillo continuo AC y el anillo con juntas AJ con diferentes relaciones de espesor  $\beta$ : a) posición crítica, b) posición favorable

El factor de reducción  $\eta$  obtenido en la posición crítica (Fig. 3.49a) es constante para todas las relaciones de carga  $K$  y únicamente depende de la relación de espesores  $\beta$ . Con valores que van desde 0.1 para la relación de espesores  $\beta=0.1$  hasta 0.92 para la relación  $\beta=1.0$ . Ahora bien, si se observa el factor de reducción  $\eta$  obtenido en la posición favorable (Fig. 3.49b) podría decirse que éste cambia dependiendo de la relación de cargas  $K$ . Sin embargo, la mayor diferencia obtenida al comparar la relación  $K=0.3$  y  $K=0.8$  es de 9% con la relación de espesores  $\beta=0.1$ . Por lo que en la posición favorable, también puede considerarse un factor de reducción  $\eta$  constante en todas las relaciones de carga  $K$ , pero ahora con valores que van desde 0.12 hasta 0.94.

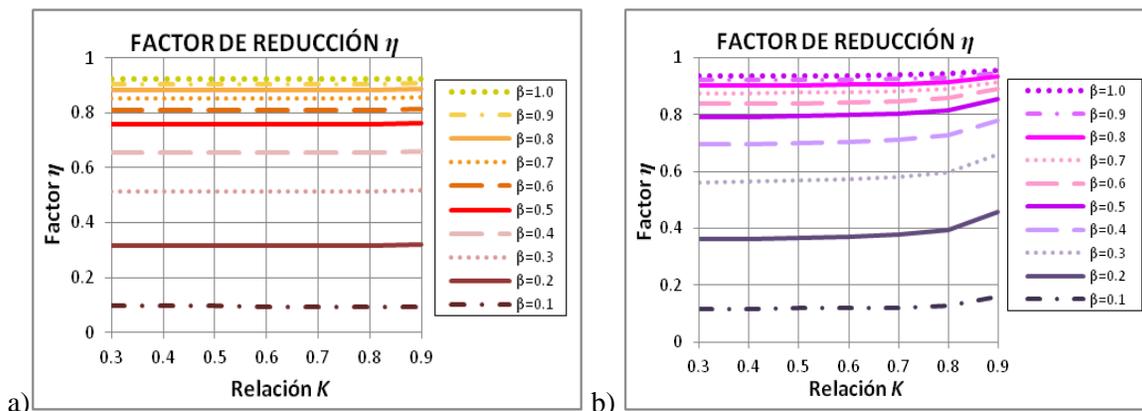


Figura 3.49 Factor de reducción  $\eta$  obtenido al comparar la rigidez del anillo continuo  $R_{AC}$  y la rigidez del anillo con juntas  $R_{AJ}$ : a) en la posición crítica, b) en la posición favorable

Si se comparan los modelos con diferentes relaciones de espesor  $\beta$ , se tiene que los elementos mecánicos son iguales en todos los casos. Las fuerzas cortantes (Fig. 3.50) y axiales (Fig. 3.51) dependen directamente de las cargas actuantes en el anillo, por lo tanto, son iguales en todos los casos no importando la relación de espesores  $\beta$  utilizada. Si se compara el momento de un anillo discontinuo (con todas las relaciones de espesor  $\beta$ ) contra el momento de un anillo continuo (Fig. 3.52), se tiene que las diferencias no exceden el 13%. De acuerdo con Hefny y Chua (2006), la diferencia entre momentos máximos disminuye conforme aumenta el número de juntas y esta diferencia se vuelve imperceptible a partir de anillos que tienen más de seis juntas (Sección 1.3.2).

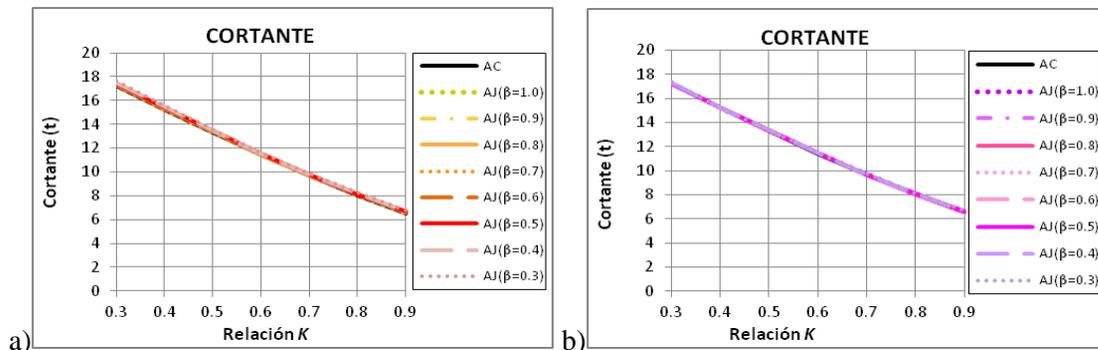


Figura 3.50 Fuerza cortante máxima con respecto a la relación  $K$  del anillo continuo AC y el anillo discontinuo AJ con diferentes relaciones de espesor  $\beta$  (desde 0.3 hasta 1.0):  
a) en la posición crítica, b) en la posición favorable

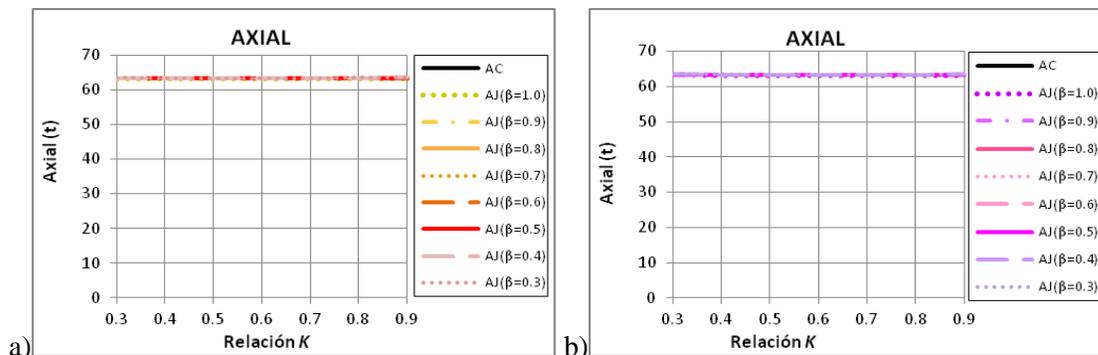


Figura 3.51 Fuerza axial máxima con respecto a la relación  $K$  del anillo continuo AC y el anillo discontinuo AJ con diferentes relaciones de espesor  $\beta$  (desde 0.3 hasta 1.0):  
a) en la posición crítica, b) en la posición favorable

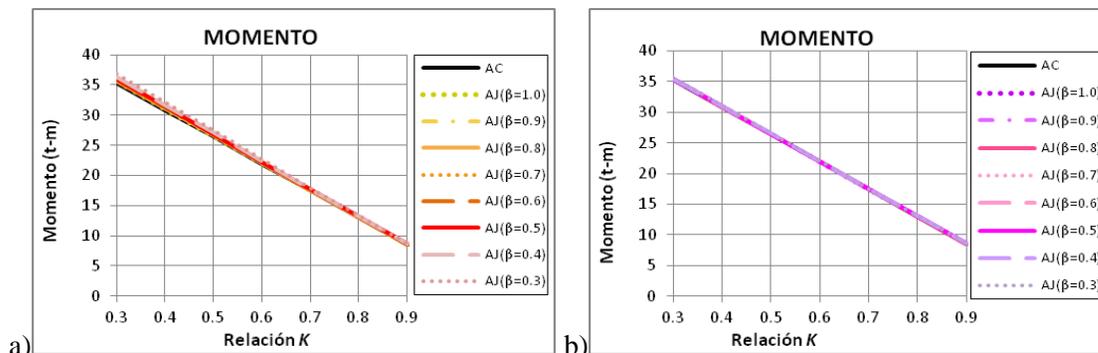


Figura 3.52 Momento flexionante máximo con respecto a la relación  $K$  del anillo continuo AC y el anillo discontinuo AJ con diferentes relaciones de espesor  $\beta$  (desde 0.3 hasta 1.0):  
a) en la posición crítica, b) en la posición favorable

Las excentricidades son iguales no importando la relación de espesores  $\beta$  porque éstas dependen del momento y la fuerza axial (los cuáles también son iguales). Por otro lado, las rotaciones aumentan cuando la relación de espesores  $\beta$  disminuye. Esto se debe a que la rigidez rotacional de las juntas es menor conforme disminuye la relación  $\beta$  (Tabla 3.4). En la Figura 3.54 se puede observar que la pendiente de las rectas momento-rotación (la cual representa la rigidez rotacional) también disminuye. Además, se observa que la rigidez es elástica lineal y, por lo tanto, constante. Lo cual, concuerda con la modelación elástica de las juntas (Sección 2.3.2)

En la Figura 3.54 puede observarse que el anillo discontinuo alcanza el mismo momento pero las rotaciones son diferentes dependiendo de la relación de espesores  $\beta$ . Además puede comprobarse lo que se mencionó en las Secciones 3.1.4 y 3.2.4 acerca de las rotaciones. Las rotaciones máximas de un anillo continuo se alcanzan en los puntos de inflexión, por ello la rotación que tiene la junta J4 del anillo discontinuo en posición crítica es menor que la del anillo continuo justo donde se ubica esa junta (Fig. 3.54b). Mientras que las rotaciones máximas de un anillo discontinuo se alcanzan en las zonas donde se presenta el máximo momento (clave, cubeta y hastiales), por ello la rotación del anillo discontinuo en la junta J1 del anillo discontinuo en la posición crítica es mayor que la del anillo continuo (Fig. 3.54a).

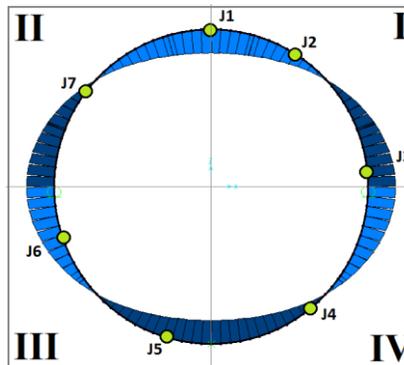


Figura 3.54 Diagrama de momento flexionante y ubicación de las juntas en la posición crítica

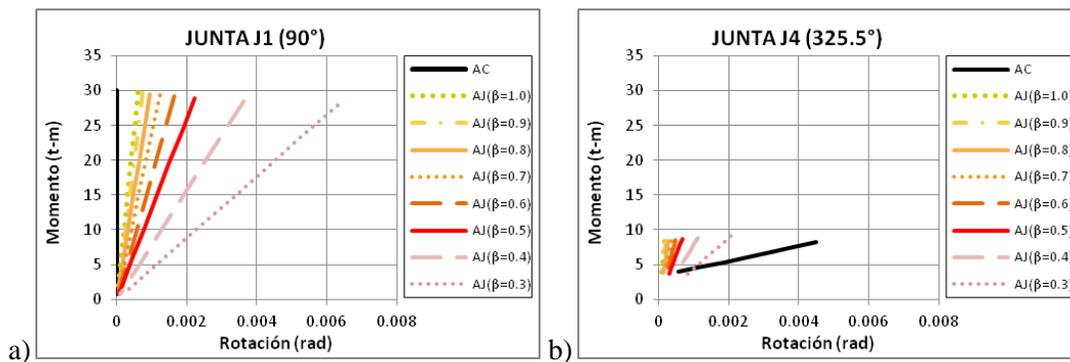


Figura 3.54 Rotaciones y momentos obtenidos en el anillo continuo AC y el anillo discontinuo AJ en su posición crítica (con diferentes relaciones de espesor  $\beta$ ): a) en la junta J1, b) en la junta J4

Del comportamiento de los anillos con respecto a la geometría de la junta, se puede resumir lo siguiente:

- A menor ancho de junta  $h_j$ , menor relación de espesor  $\beta$  ( $h_j/h_d$ ) y menor rigidez rotacional  $K_\theta$  en las juntas.

- Para una relación de cargas  $K=0.9$ , la rigidez obtenida en el anillo discontinuo en la posición crítica con relación de espesores  $\beta=0.1$  (251 t/m) representa únicamente el 9% de la rigidez a flexión obtenida en el anillo continuo (2,663 t/m). Es hasta la relación  $\beta=0.3$  cuando el anillo discontinuo alcanza un 50% de la rigidez del anillo continuo (1,391 t/m).
- La disminución de la relación de espesores  $\beta$  representa una disminución en el área de las juntas y, por lo tanto, disminuye la inercia del anillo discontinuo  $I_{AJ}$ . Por lo que, a menor relación de espesor  $\beta$  menor rigidez en el anillo discontinuo y mayores deformaciones. Si se considera el anillo discontinuo en la posición crítica se tiene que las deformaciones obtenidas con  $\beta=0.3$  son 75.61% mayores que con  $\beta=1.0$ . En el caso de la posición favorable, la diferencia es del 66.72%.
- A pesar de que el ancho de dovela y de juntas es igual ( $\beta=1.0$ ) el anillo discontinuo presenta deformaciones mayores al anillo continuo por la existencia de las juntas. La mayor diferencia es de 8.49% si se comparan las deformaciones del anillo continuo con las del anillo discontinuo en la posición crítica.
- El factor de reducción  $\eta$  obtenido en la posición crítica no se ve afectado por la relación de cargas  $K$ . Mientras que en la posición favorable, la relación  $K$  sí modifica el factor. Sin embargo, la diferencia entre el factor de reducción  $\eta$  obtenido en un relación de carga  $K$  y otra no rebasa el 9%. Por lo tanto, se puede considerar que el factor de reducción  $\eta$  es independiente de la relación  $K$  y únicamente depende de la relación de espesores  $\beta$ .
- Los valores máximos de fuerza cortante, axial y momento flexionante son iguales para todas las relaciones de espesor  $\beta$ .
- A menor relación de espesor  $\beta$  se obtienen los mismos momentos pero mayores rotaciones.

### 3.5. VARIACIÓN DEL FACTOR CON RESPECTO A LAS PROPIEDADES DEL MATERIAL

El propósito de esta Sección es observar el comportamiento de los anillos al modificar las propiedades del material. Para lograrlo, se estudiaron diez diferentes modelos, cinco con anillos continuos y cinco con anillos discontinuos. En los cuales se utilizaron diferentes módulos de Elasticidad  $E$ , obtenidos conforme a las Normas Técnicas Complementarias de Concreto del Reglamento de Construcción del Distrito Federal (NTC-C, 2004; Ec 2.8). En los modelos de anillos discontinuos se utilizó la orientación de juntas de la posición  $P_1$  (Sección 3.2; Fig. 3.20). Además, se conservó el mismo ancho de junta  $h_j$ , (18 cm) pero la rigidez rotacional  $K_\theta$  de las juntas se modificó dependiendo del módulo de Elasticidad empleado (Ec. 2.7; Tabla 3.5).

Tabla 3.5. Valores empleados para estudiar cinco diferentes propiedades del material

Caso	Factor de resistencia a la compresión	Módulo de Elasticidad	Rigidez rotacional
	$f_c$ (kg/cm <sup>2</sup> )	$E$ (kg/cm <sup>2</sup> )	$K_\theta$ (t-m)
1	275	232,163.74	11,538.76
2	350	261,916.02	13,017.48
3	425	288,617.39	14,344.57
4	500	313,049.52	15,558.87
5	575	335,708.21	16,685.03

A mayor módulo de elasticidad, el anillo se deforma menos (Fig. 3.55). Si se considera el anillo continuo con la relación de cargas  $K=0.3$ , se tiene que el cambio de diámetro  $\Delta D$  es de 28.38 mm con  $E=232,163.74 \text{ kg/cm}^2$  y de 19.56 mm con  $E=335,708.21 \text{ kg/cm}^2$ . La diferencia entre ambos valores es de 45.05%. Con la relación  $K=0.9$ , el  $\Delta D$  es de 4.07 mm con  $E=232,163.74 \text{ kg/cm}^2$  y de 2.8 mm con  $E=335,708.21 \text{ kg/cm}^2$ . La diferencia entre ambos valores es de 45.26% (Fig. 3.56a).

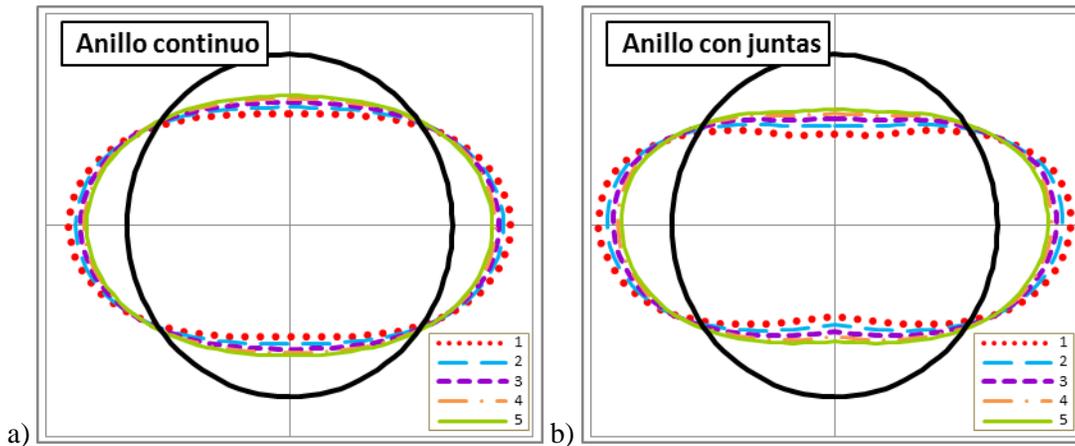


Figura 3.55 Deformada de los anillos con diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5):  
a) anillo continuo, b) anillo con juntas

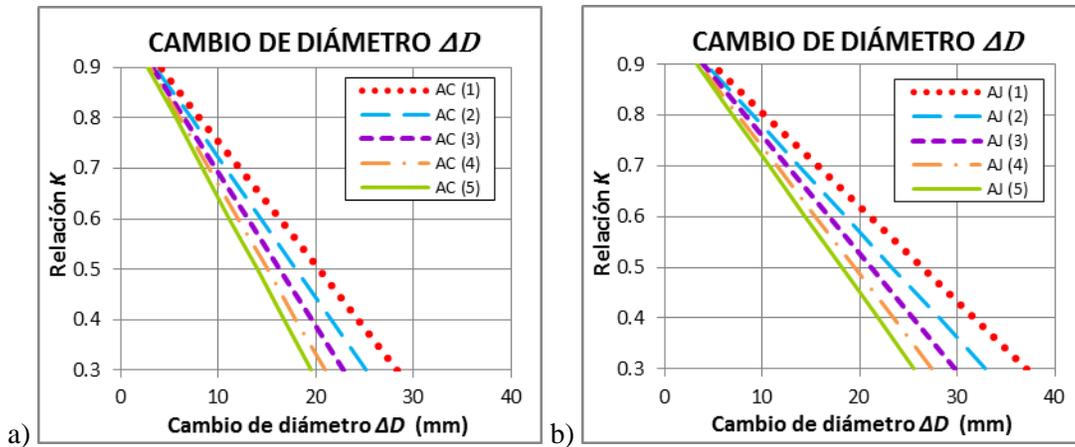


Figura 3.56 Cambio de diámetro  $\Delta D$  de los anillos con diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5): a) anillo continuo, b) anillo discontinuo

Ahora bien, si se considera el anillo discontinuo con  $K=0.3$ , el  $\Delta D$  es de 37.08 mm con  $E=232,163.74 \text{ kg/cm}^2$  y de 25.54 mm con  $E=335,708.21 \text{ kg/cm}^2$ . La diferencia entre ambos valores es de 45.2%. Con la relación  $K=0.9$ , el  $\Delta D$  es de 4.79 mm con  $E=232,163.74 \text{ kg/cm}^2$  y de 3.29 mm con  $E=335,708.21 \text{ kg/cm}^2$ . La diferencia entre ambos valores es de 45.44% (Fig. 3.56b). Las deformaciones entre un anillo con módulo de elasticidad  $E=232,163.74 \text{ kg/cm}^2$  y otro con  $E=335,708.21 \text{ kg/cm}^2$  difieren en un 45%, no importando si el anillo es continuo o discontinuo. La diferencia de deformaciones entre un anillo y otro corresponde a la diferencia que existe entre ambos módulos de Elasticidad (Ec. 3.3).

$$\left(\frac{E_1}{E_2} - 1\right) \times 100 = \left(\frac{335,708.21}{232,163.74} - 1\right) \times 100 = 45\% \quad (3.3)$$

Si se compara un anillo continuo con un bajo módulo de Elasticidad ( $E=232,164 \text{ kg/cm}^2$ ) y un anillo discontinuo con alto módulo de Elasticidad ( $E=335,708 \text{ kg/cm}^2$ ) con la relación de cargas  $K=0.9$ , se tiene un  $\Delta D=3.29 \text{ mm}$  y  $\Delta D=4.07 \text{ mm}$  respectivamente. El anillo continuo con un bajo módulo de Elasticidad se deforma 24% más que un anillo discontinuo con alto módulo de Elasticidad. Esta diferencia es de 11% si se comparan los valores obtenidos con  $K=0.3$ .

Las menores distorsiones del anillo se presentan cuando  $K=0.9$  y  $E=335,708.21 \text{ kg/cm}^2$  (Fig. 3.57). Siendo estas de 0.0004 tanto para el anillo continuo, como para el anillo discontinuo. Las mayores distorsiones del anillo se presentan cuando  $K=0.3$  y  $E=232,163.74 \text{ kg/cm}^2$ . Siendo estas de 0.0037 en el caso de un anillo continuo y de 0.0048 en el discontinuo. Este último caso presenta la distorsión límite.

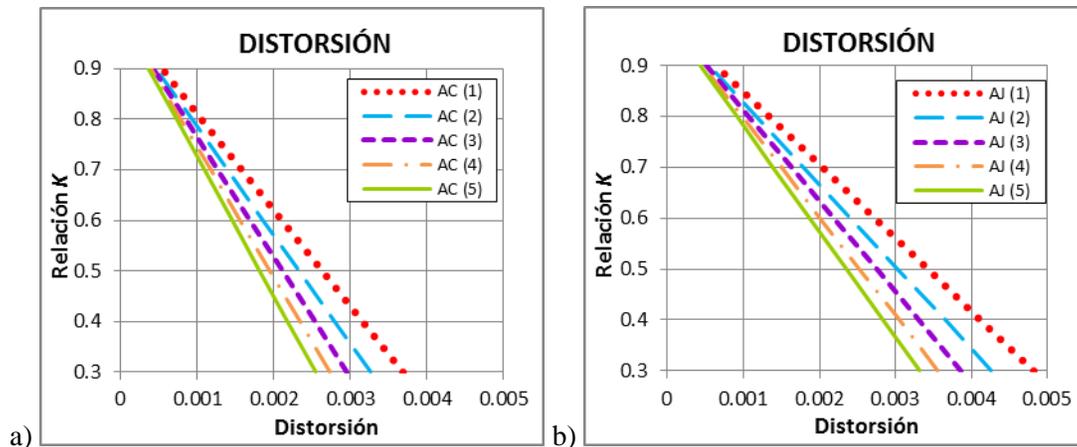


Figura 3.57 Distorsión de los anillos con diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5):  
 a) anillo continuo, b) anillo discontinuo

Conforme aumenta el módulo de Elasticidad, aumenta también la rigidez del anillo (Fig. 3.58). Esto se debe a que la rigidez a flexión de los anillos  $R$  depende del módulo de Elasticidad  $E$  y su momento de Inercia  $I$  (Ec. 3.4). Si se compara un anillo continuo y uno discontinuo, considerando las mismas propiedades del material, la rigidez del anillo continuo (Fig. 3.58a) es mayor que la rigidez del anillo con juntas (Fig. 3.58b). Con la relación  $K=0.3$  el anillo continuo tiene una rigidez 33% mayor que el anillo discontinuo. Esta diferencia se mantiene constante con los cinco diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5). La diferencia de rigidez entre un anillo continuo y discontinuo disminuye conforme aumenta la relación de cargas  $K$ , siendo la menor diferencia de 18% con la relación  $K=0.9$ .

$$R = EI \quad (3.4)$$

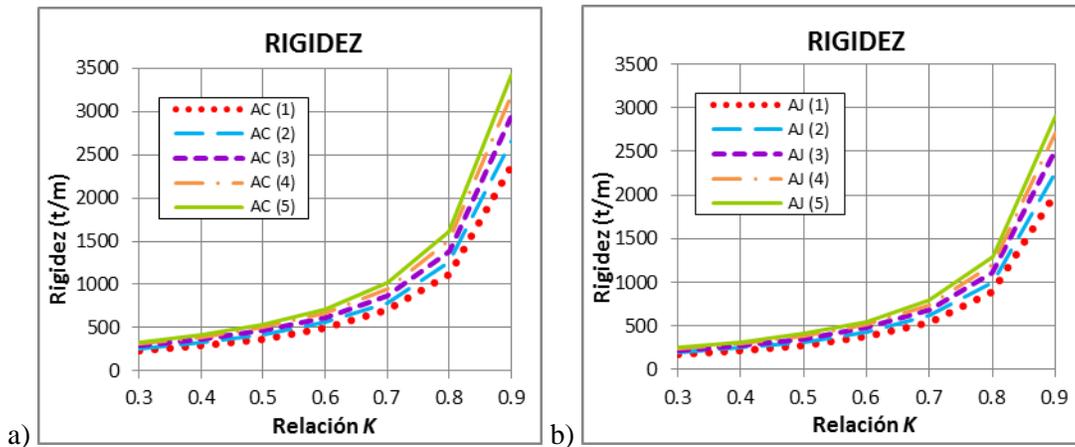


Figura 3.58 Rigidez de los anillos con diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5):  
 a) anillo continuo, b) anillo con juntas

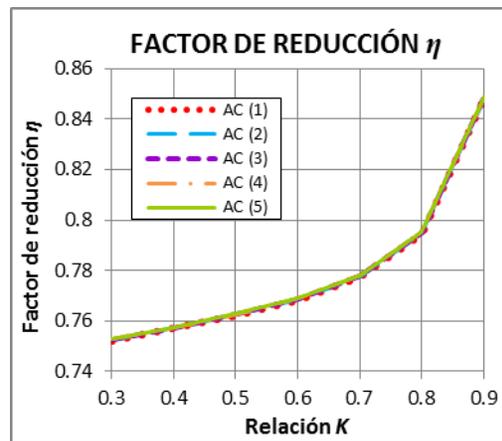


Figura 3.59 Factor de reducción de rigidez  $\eta$  de los anillos con diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5)

El factor de reducción no se ve afectado al modificar el módulo de Elasticidad (Fig. 3.59) porque es una constante que se puede eliminar al obtener el factor reducción  $\eta$  (Ec. 3.5). Por lo que, el factor  $\eta$  depende únicamente del momento de Inercia del anillo continuo  $I_{AC}$ , y del anillo discontinuo  $I_{AJ}$ .

$$\eta = \frac{EI_{AJ}}{EI_{AC}} \quad (3.5)$$

Los valores de fuerzas internas alrededor de los anillos, así como los valores máximos, son iguales con los cinco diferentes módulos de Elasticidad empleados (Figs. 3.60 a 3.63). Esto se debe a que en los modelos empleados se trabaja con un material elástico lineal (Sección 2.3.3). Si se considerara la no linealidad del concreto, se tendrían diferentes valores de cortante, axial y momento resistentes, dependiendo de su factor de resistencia a la compresión simple  $f'c$  y su correspondiente módulo de Elasticidad  $E$ .

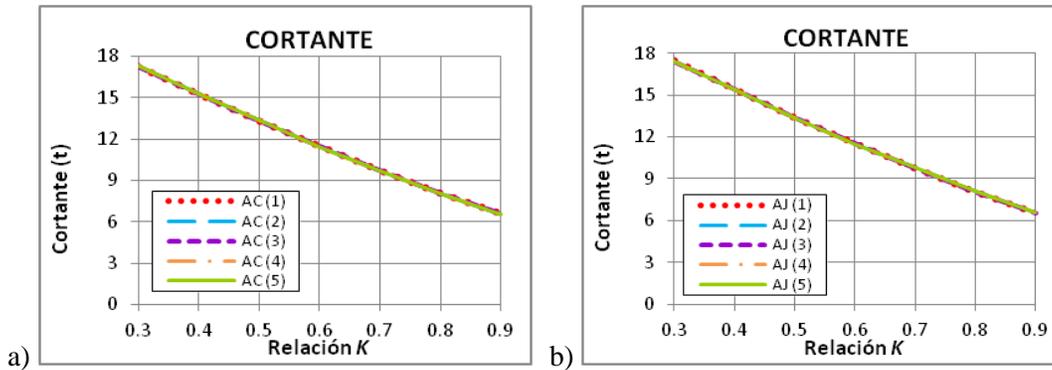


Figura 3.60 Fuerza cortante máxima de un anillo con diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5): a) anillo continuo, b) anillo discontinuo

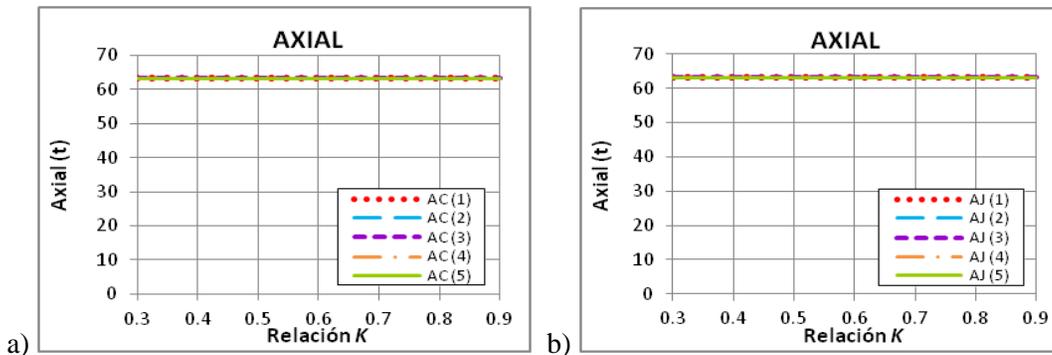


Figura 3.61 Fuerza axial máxima de un anillo con diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5): a) anillo continuo, b) anillo discontinuo

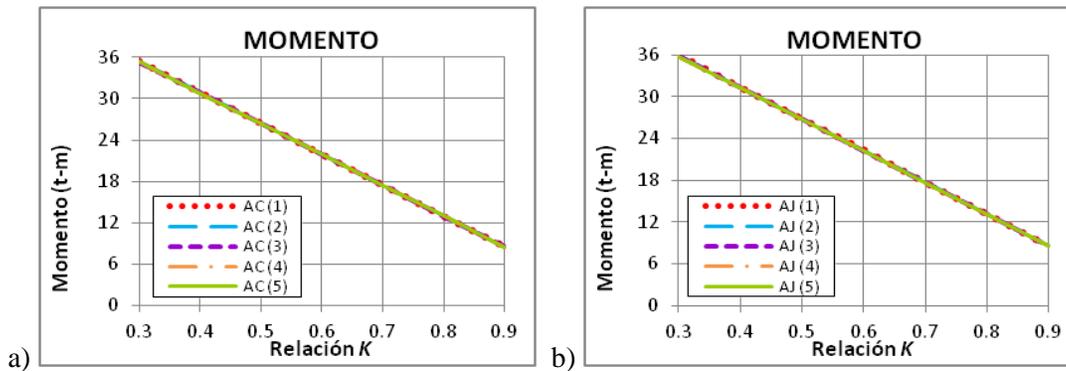


Figura 3.62 Momento flexionante máximo de un anillo con diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5): a) anillo continuo, b) anillo discontinuo

Las excentricidades en los anillos son iguales no importando el módulo de Elasticidad empleado (Fig. 3.63). Por lo que, la excentricidad máxima sigue siendo de 163 cm (Sección 3.1.3). Por otro lado, las rotaciones son diferentes. A mayor módulo de Elasticidad, menores rotaciones porque el anillo es más rígido. Las máximas rotaciones del anillo continuo se tienen a los 45° de cada cuadrante con la relación de cargas  $K=0.3$ . Un anillo continuo puede alcanzar rotaciones de 0.0052 rad con un módulo  $E=232,163.74 \text{ kg/cm}^2$  y de 0.0036 rad con  $E=335,708.21 \text{ kg/cm}^2$  (Fig. 3.64). Mientras que las máximas rotaciones alcanzadas en el anillo discontinuo son de 0.0071 rad y 0.0049 rad, respectivamente (Fig. 3.65). Si se comparan las rotaciones obtenidas con  $E=232,163.74 \text{ kg/cm}^2$  y  $E=335,708.21 \text{ kg/cm}^2$ , se tiene una diferencia de 45%. Lo cual corresponde a la diferencia entre ambos módulos de Elasticidad (Ec. 3.3).

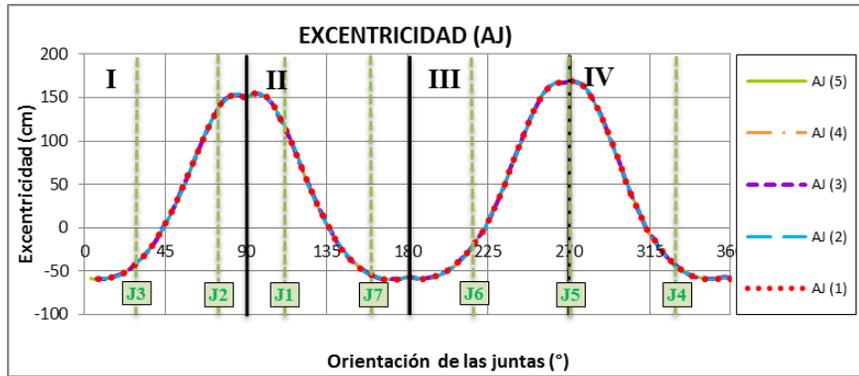


Figura 3.63 Excentricidades del anillo discontinuo AJ dependiendo de su orientación obtenidas con la relación de cargas  $K=0.3$ , para los diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5)

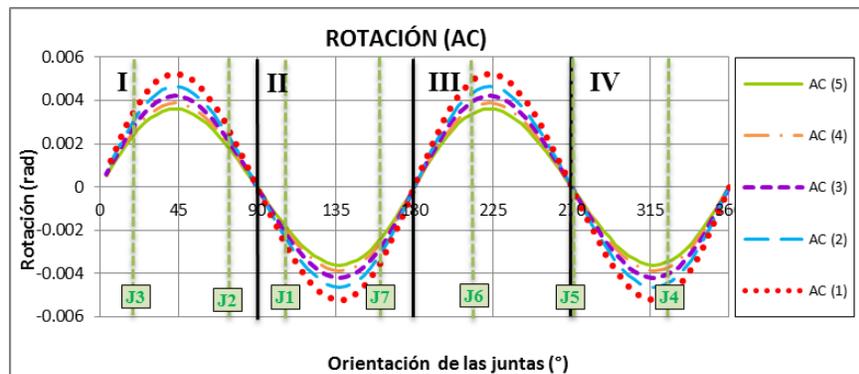


Figura 3.64 Rotaciones del anillo continuo AC dependiendo de su orientación obtenidas con la relación de cargas  $K=0.3$ , para los diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5)

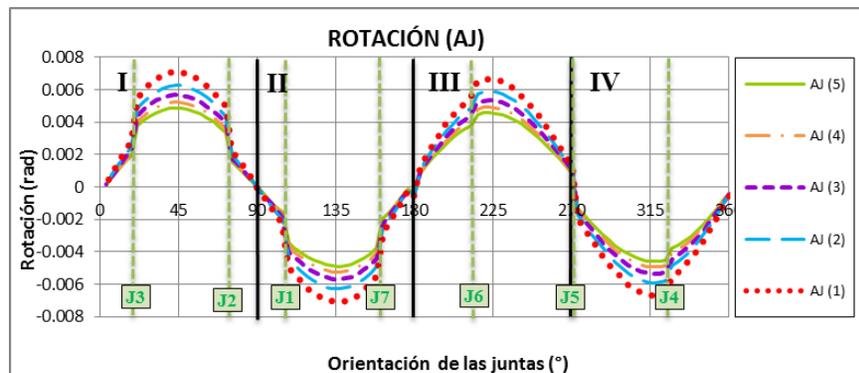


Figura 3.65 Rotaciones del anillo discontinuo AJ dependiendo de su orientación obtenidas con la relación de cargas  $K=0.3$ , para los diferentes módulos de Elasticidad (Tabla 3.5)

Del comportamiento de los anillos con diferentes propiedades del material, se concluye lo siguiente:

- Conforme aumenta el módulo de Elasticidad  $E$  de los anillos, aumenta la rigidez en ellos y disminuyen sus deformaciones.
- La deformación de los anillos con un módulo de Elasticidad  $E=232,164 \text{ kg/cm}^2$  es 45% mayor que con  $E=335,708 \text{ kg/cm}^2$ . Esta diferencia corresponde a la diferencia entre ambos módulos de Elasticidad (Ec. 3.3).

- Un anillo continuo con bajo módulo de Elasticidad ( $E=232,164 \text{ kg/cm}^2$ ) puede deformarse 24% más que un anillo discontinuo con alto módulo de Elasticidad ( $E=335,708 \text{ kg/cm}^2$ ).
- Un anillo discontinuo con bajo módulo de Elasticidad ( $E=232,164 \text{ kg/cm}^2$ ) presenta la distorsión límite de 0.005 cuando la relación de cargas es  $K=0.3$ .
- Si se considera el mismo módulo de Elasticidad  $E$ , la rigidez del anillo discontinuo es menor que la de un anillo continuo. Esto se debe a que, la reducción de área en las juntas de un anillo discontinuo, hace que el momento de Inercia de un anillo con juntas sea menor que la de un anillo continuo ( $I_{AJ} < I_{AC}$ ). Por lo que, el factor de reducción depende del momento de inercia de los anillos y es independiente del módulo de Elasticidad.
- Las fuerzas internas de los anillos (axial, cortante y momento) y las excentricidades son iguales con los cinco módulos de Elasticidad estudiados en los modelos. Esto se debe a que no se considera la no linealidad del material.
- A mayor módulo de Elasticidad, menores son las deformaciones. La diferencia entre las rotaciones de un anillo con bajo módulo de Elasticidad ( $E=232,164 \text{ kg/cm}^2$ ) y un anillo con alto módulo de Elasticidad ( $E=335,708 \text{ kg/cm}^2$ ) es de 45%. Tanto para el anillo continuo, como para el anillo discontinuo. Lo cual corresponde a la diferencia entre ambos módulos de Elasticidad (Ec. 3.3).

### 3.6. FORMULACIÓN PROPUESTA

En las Secciones 3.1 a 3.5 se estudiaron algunos parámetros que pueden modificar el comportamiento de los anillos (Sección 2.2.1). En cada Sección se mostraron diferentes aportaciones al análisis estructural de los anillos dovelados, al presentar las deformaciones y valores de fuerzas internas obtenidos cuando se modificó alguno de estos parámetros. En lo que respecta al factor de reducción de rigidez  $\eta$ , se puede resumir lo siguiente:

- En el estudio de la relación de cargas  $K$  se comparó un anillo continuo contra un anillo discontinuo en la posición  $P_1$  (Sección 3.1). Ambos anillos se sometieron a siete diferentes relaciones de carga, desde  $K=0.3$  hasta  $K=0.9$ . Se pudo observar que a mayor relación  $K$ , mayor factor  $\eta$ . Esto se debe a que al aumentar la relación  $K$ , se aumenta el confinamiento del anillo volviéndolo más rígido. El factor  $\eta$  obtenido con  $K=0.9$  ( $\eta=0.85$ ) es 10.39% mayor que el obtenido con  $K=0.3$  ( $\eta=0.77$ ).
- En el estudio de la orientación de las juntas se utilizaron cuatro diferentes posiciones del anillo discontinuo para obtener el factor  $\eta$  (Sección 3.2). El factor de reducción  $\eta$  fue diferente en las cuatro posiciones. Esto se debe a que al cambiar la posición del anillo, se cambia la orientación de las juntas con respecto a las cargas y esto modifica los esfuerzos alrededor del anillo. De las posiciones estudiadas, se encontraron la posición crítica  $P_2$  (donde se obtuvo la máxima deformación) y la posición favorable  $P_4$  (donde se obtuvo la mínima deformación). Cuando se utiliza la posición crítica  $P_2$ , se tiene un factor  $\eta$  constante de 0.76 con todas las relaciones de carga  $K$ . Mientras que en la posición favorable el factor  $\eta$  va desde 0.79 (con  $K=0.3$ ) hasta 0.85 (con  $K=0.9$ ). La diferencia entre los factores de reducción  $\eta$  obtenidos con la posición favorable, en ambos casos de carga, es de 8%. También se observó que el factor  $\eta$  obtenido con la posición favorable puede llegar a ser hasta 12% mayor que el obtenido con la posición crítica.

- En el estudio del acoplamiento de los anillos se observó que con las 16 combinaciones se obtuvieron diferentes factores de reducción  $\eta$  (Sección 3.3). Sin embargo, de todas las combinaciones se obtuvieron los mayores valores del factor de reducción  $\eta$  cuando ambos anillos permanecieron en la posición favorable  $P_4+P_4$  y el mínimo valor se obtuvo cuando ambos anillos permanecieron en la posición crítica  $P_2+P_2$ . Siendo estos valores, iguales a los obtenidos con los anillos sencillos en las posiciones  $P_4$  y  $P_2$  respectivamente. Esto se debe a que se emplearon anillos con fuerte interacción entre sí, lo que ocasiona que ambos anillos trabajen en conjunto. Además, si ambos anillos tienen la misma orientación de juntas es igual a tener un anillo sencillo de doble espesor. Si se considera que los factores de reducción  $\eta$  obtenidos en las diferentes combinaciones quedan como valores intermedios entre la posición crítica  $P_2$  y favorable  $P_4$ , se puede decir que el acoplamiento no es un parámetro que afecte la obtención del factor  $\eta$ .
- En el estudio de la geometría de las juntas se empleó un anillo discontinuo en las posiciones crítica  $P_2$  y favorable  $P_4$  con diez diferentes relaciones de espesor, desde  $\beta=0.1$  hasta  $\beta=1.0$ . En las cuales se mantuvo constante el ancho de doveta  $h_d$  y se modificó el ancho de junta  $h_j$  (Sección 3.4). Cabe mencionar que la relación de espesores  $\beta$  ( $h_j/h_d$ ) es un parámetro que modifica el factor de reducción  $\eta$ . Esto debido a que la disminución de la relación de espesores representa la disminución del área de las juntas, con ello se reduce el momento de Inercia  $I$  de los anillos y, por lo tanto, su rigidez a flexión ( $R=EI$ ). También, a mayor relación de espesores  $\beta$ , mayor factor de reducción  $\eta$ . El factor de reducción  $\eta$  obtenido con la relación de espesores  $\beta=0.3$  es 42% menor que el factor  $\eta$  obtenido con  $\beta=0.8$ . Mientras que en la posición favorable, la diferencia es de 38%.
- En el estudio de las propiedades mecánicas de material se utilizó un anillo continuo y uno discontinuo en la posición  $P_1$ . En ambos anillos se emplearon cinco diferentes módulos de Elasticidad  $E$  para la obtención del factor  $\eta$  (Sección 3.5). Se observó que el módulo de Elasticidad y el momento de Inercia modifican la rigidez de los anillos. Sin embargo, al relacionar la rigidez del anillo discontinuo ( $R_{AD}=EI_{AD}$ ) con la rigidez del anillo continuo ( $R_{AC}=EI_{AC}$ ), en cada uno de los cinco casos estudiados, la única propiedad que modifica el factor de reducción de rigidez  $\eta$  es el momento de Inercia de los anillos. Por lo tanto, el módulo de Elasticidad no es un parámetro que influya en la obtención del factor  $\eta$ .

### 3.6.1 Variables involucradas en la formulación propuesta

De los estudios realizados se propone dejar el factor de reducción de rigidez  $\eta$  en función de la relación de espesores  $\beta$ , tanto para la posición crítica como para posición favorable del anillo, con base en lo siguiente:

- Las posiciones crítica y favorable involucran la orientación de las juntas en los anillos. Si se consideran estas posiciones puede desprejarse la influencia de la relación de cargas  $K$ , ya que la diferencia entre el factor  $\eta$  obtenido con  $K=0.3$  y con  $K=0.9$  es menor al 9%. Es importante mencionar que en otras posiciones, la relación de cargas  $K$  tiene una mayor influencia. Sin embargo los factores de reducción  $\eta$  obtenidos con otras posiciones son valores intermedios entre los obtenidos con las posiciones crítica y favorable.
- La relación de espesores  $\beta$  involucra la geometría de las juntas y, simultáneamente, el momento de Inercia  $I$  de los anillos. Con base en la información que se tiene en la literatura (Arnau y Mollins, 2011; Lutikholt, 2007; Peña, 2010), se decidió utilizar un rango de valores para la relación de espesores  $\beta$  que va desde 0.3 hasta 0.8.

### 3.6.2 Procedimiento realizado en la formulación propuesta

Primero se consideró un factor de reducción de rigidez  $\eta$  constante en todas las relaciones de carga  $K$ . El cuál, únicamente depende de la relación de espesores  $\beta$  y de la orientación de las juntas en el anillo (Fig. 3.66). Posteriormente, se graficó el factor de reducción  $\eta$  con respecto a la relación de espesores  $\beta$ . El factor  $\eta$  obtenido en la posición favorable puede ser hasta 32% mayor que el obtenido en la posición crítica (Fig. 3.67b). La curva que mejor representa el factor de reducción de rigidez  $\eta$ , en ambas posiciones, es una parábola (Fig. 3.67a). Con las ecuaciones de las parábolas se determinó la formulación propuesta para la obtención del factor de reducción  $\eta$  de las posiciones crítica (Ec. 3.6) y favorable (Ec. 3.7) de los anillos. Se realizaron pruebas en las cuales se propusieron diferentes ecuaciones para definir el factor de reducción. De las cuales, la curva que tuvo menor error estándar de estimación se obtuvo con un rango un valores para la relación de espesores de  $0.3 < \beta < 0.8$ . Por lo cual, las ecuaciones únicamente son válidas para estos valores. Además, de acuerdo con las geometrías de juntas existentes en la literatura, no existen anillos que rebasen este rango de valores para la relación de espesores  $\beta$ .

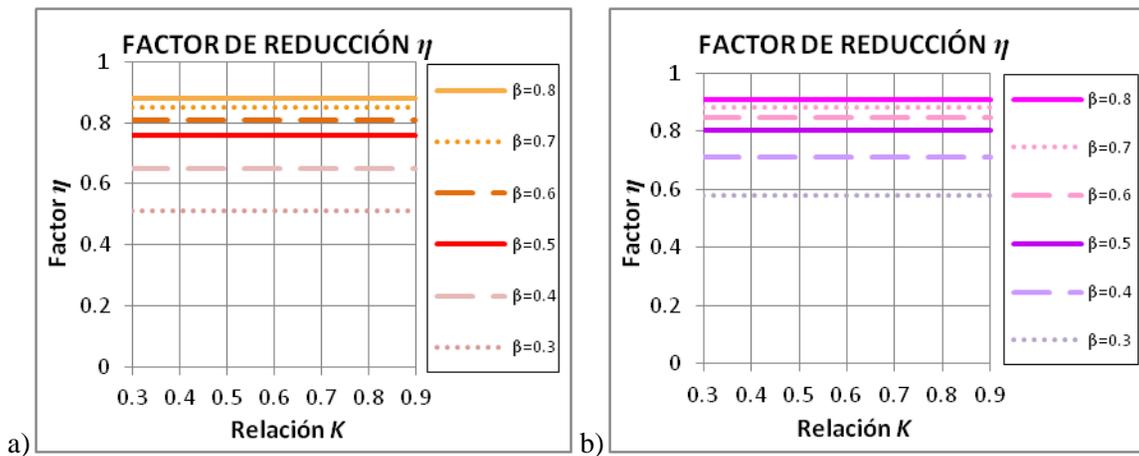


Figura 3.66 Factor de reducción  $\eta$  constante obtenido con diferentes relaciones de espesores ( $0.3 < \beta < 0.8$ ): a) en la posición crítica, b) en la posición favorable

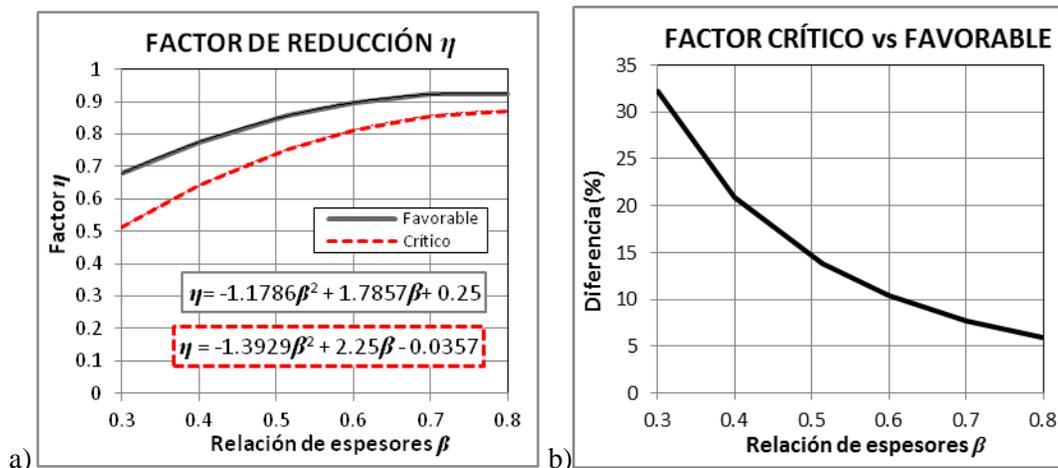


Figura 3.67 Factor de reducción  $\eta$  con respecto a la relación de espesores ( $0.3 < \beta < 0.8$ ): a) curvas para el factor crítico y favorable, b) diferencia entre el factor crítico y favorable

$$\eta_{crítico} = -\frac{1}{28}(39\beta^2 - 63\beta + 1) \quad (3.6)$$

$$\eta_{favorable} = -\frac{1}{28}(33\beta^2 - 50\beta - 7) \quad (3.7)$$

Con el error estándar de estimación  $Se$  se compara el factor obtenido en los modelos  $\eta_{modelo}$  y el factor calculado con las ecuaciones  $\eta_{calculado}$ , al dividir la diferencia de sus cuadrados entre el número de datos  $d$  (Ec. 3.8). El error estándar de estimación para la posición crítica es de 0.0097 y para la posición favorable es de 0.0205. Con ambas ecuaciones se obtuvo una correlación lineal perfecta ( $r = 1$ ). Por lo tanto, las ecuaciones propuestas son adecuadas para obtener el factor de reducción de rigidez  $\eta$ .

$$Se = \frac{\sum (\eta_{modelo} - \eta_{calculado})^2}{d} \quad (3.8)$$

## CAPÍTULO 4

### EJEMPLO DE APLICACIÓN

Para validar las fórmulas propuestas del factor de reducción de rigidez (Sección 3.6), se realizó un ejemplo de aplicación para un caso real de un túnel dovelado. El caso en estudio es el túnel Botlek Railway. Se tomaron en cuenta las deformaciones de pruebas experimentales a gran escala (Luttikholt, 2007). Posteriormente se realizó un modelo de anillo continuo que tuviera la misma geometría y el mismo patrón de carga de los ensayos de laboratorio para poder obtener el factor de reducción de rigidez real de las pruebas experimentales. Finalmente se aplicó el factor de reducción de rigidez con las fórmulas propuestas al modelo de anillo continuo y se compararon los resultados obtenidos entre el factor real y el factor propuesto.

#### 4.1. DESCRIPCIÓN DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES

Se realizaron pruebas a gran escala de anillos dovelados, en el laboratorio Stevin II de la Universidad de Delft entre los años 1999 y 2000 (Blom, 2002a). Los anillos cumplen con la geometría del túnel Botlek Railway, construido desde 1998 hasta el año 2001 en Rotterdam, Holanda. Los anillos fueron probados dentro de un marco de carga (Fig. 4.1a) en dirección axial y en dirección radial, por medio de gatos hidráulicos (Fig. 4.1b).

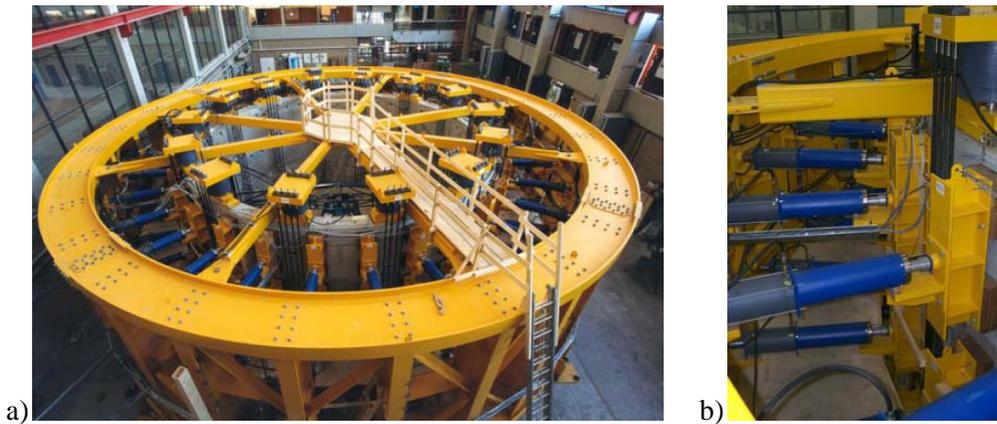


Figura 4.1 Pruebas experimentales a gran escala de la Universidad de Delft: a) vista superior del marco de carga, b) gatos radiales y gatos axiales (Luttikholt, 2007)

La carga axial representa la carga impuesta por los gatos de empuje al túnel para el avance del escudo, la interacción de los anillos depende directamente de esta carga. Por otro lado, la carga radial representa la presión impuesta por el suelo al túnel. Para la carga axial, se colocaron 14 gatos hidráulicos encima del anillo superior. Mientras que para la carga radial, se utilizaron 28 gatos por anillo, dando un total de 84 gatos radiales (Fig.4.2).

##### 4.1.1 Características de los ensayos de laboratorio

El modelo experimental consta de tres anillos (superior, central e inferior). Entre el marco y el piso se colocaron cuatro apoyos tangenciales cuya función era evitar que los anillos se comportaran como un cuerpo rígido. Encima de los apoyos se montó el anillo inferior. Sobre este anillo se colocaron los anillos central y superior. Entre un anillo y otro se utilizó plywood como material de empaque, mientras que entre una junta y otra no se utilizó ningún material intermedio, dejando así un contacto concreto-concreto entre las dovelas.

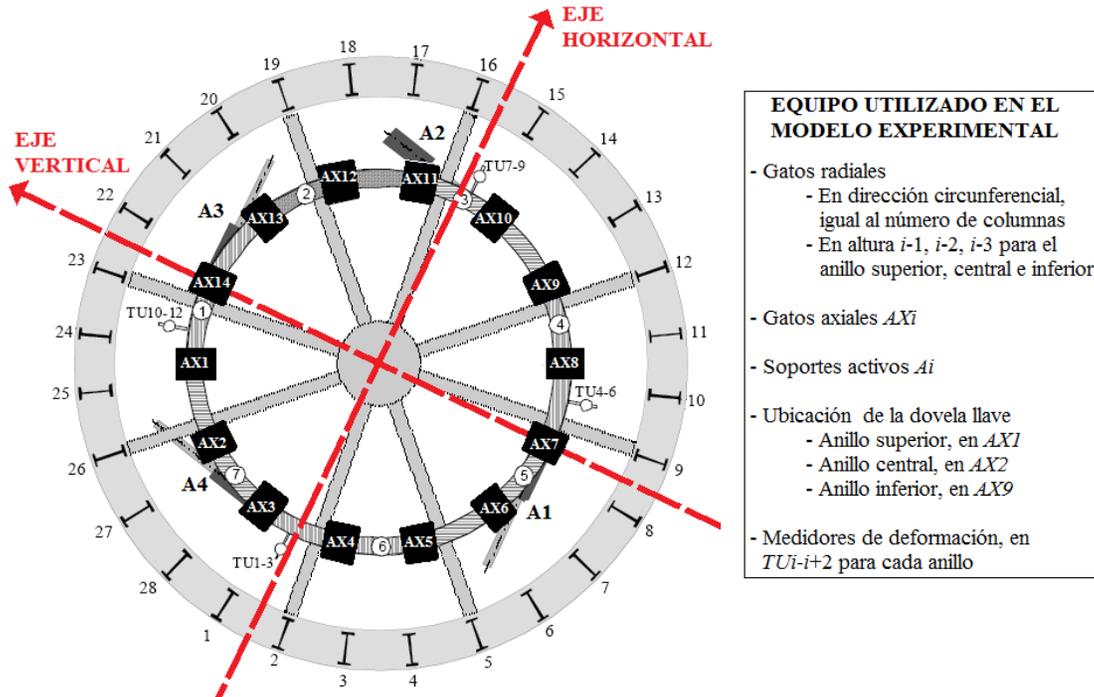


Figura 4.2 Posición de los gatos hidráulicos, soportes, dovela llave y medidores de deformación en el modelo experimental (Luttikholt, 2007)

Cada anillo está formado por siete dovelas más una dovela llave (7+1). El espesor de cada anillo es de 150 cm, el de las dovelas es de 40 cm y el de sus juntas es de 17 cm. El diámetro exterior de cada anillo es de 945 cm, menos los 40 cm de espesor de cada lado, deja un diámetro interior de 865 cm. El concreto utilizado en las dovelas tiene un módulo de Elasticidad  $E$  de 367,097.76 kg/cm<sup>2</sup> y coeficiente de Poisson de 0.2. Los anillos se colocaron de tal forma que las juntas tuvieran un acomodo traslapado (Fig. 4.3)

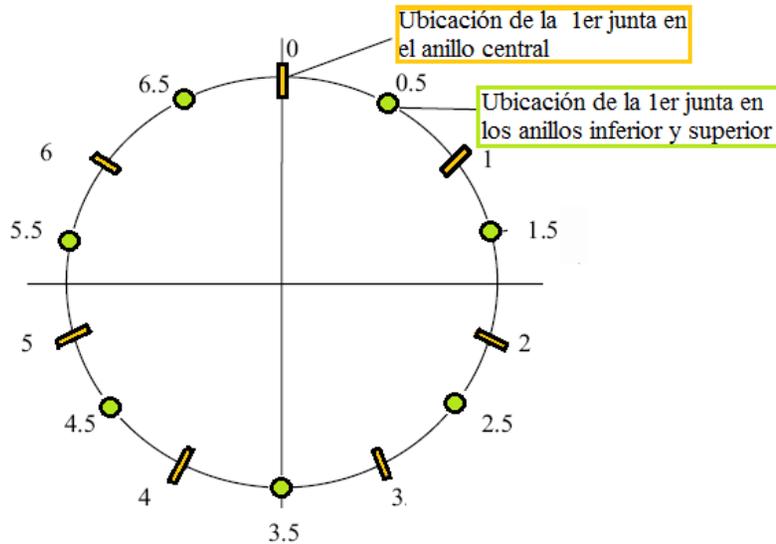


Figura 4.3 Orientación de las juntas en los tres anillos, sin contar la dovela llave (Blom, 2002a)

### 4.1.2 Carga aplicada en los anillos

Se realizaron dos experimentos, uno con una fuerte interacción entre los anillos (C01) y otro con una pobre interacción entre ellos (C02). En el primer experimento se utilizó una carga axial de 800kN/ gato (equivale a la mitad de la fuerza promedio de los gatos de empuje en el túnel Botlek Railway). Mientras que en el segundo experimento se utilizó una carga axial de 100 kN/gato.

En las pruebas experimentales, los anillos se llevaron al estado límite último. El modo de falla en ambos experimentos fue diferente debido a la interacción de los anillos. En el experimento C01 (con fuerte interacción) la falla se dio con el agrietamiento de las dovelas, mientras que en el experimento C02 (con débil interacción) la falla se dio por las rotaciones excesivas de las juntas.

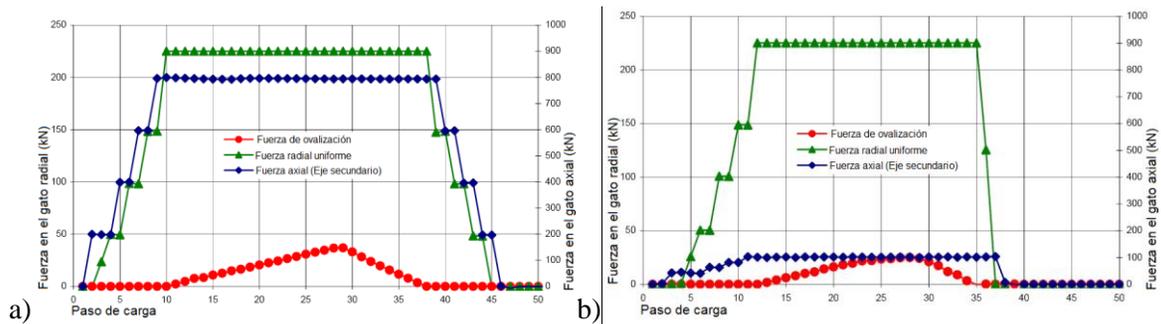


Figura 4.4 Protocolo de carga utilizado en las pruebas experimentales: a) experimento C01, b) experimento C02 (Luttikholt, 2007)

El protocolo de carga consistió en aplicar poco a poco la carga axial y la carga radial uniforme en los primeros pasos de carga. Una vez que éstas se mantuvieron constantes, se aplicó la carga cosenoidal, también conocida como carga de ovalización (Fig. 4.4). Para lograrlo, se incrementó o disminuyó localmente la fuerza de los gatos radiales, siendo mayor en el eje vertical y menor en el eje horizontal (Figs. 4.2; 4.5). De esta forma, se consiguió el ovalamiento de los anillos.

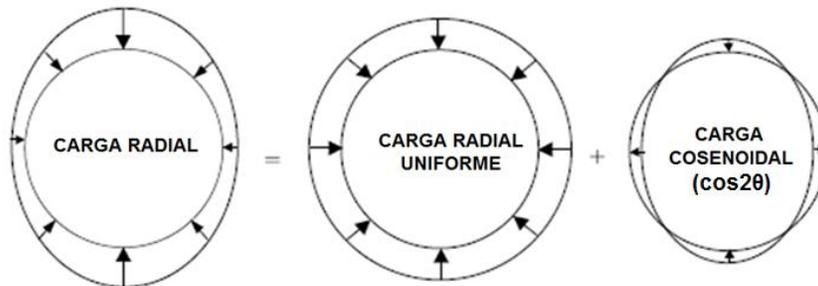


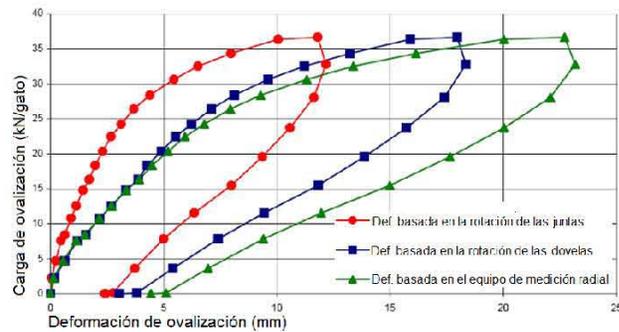
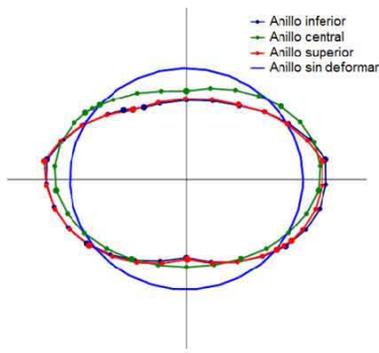
Figura 4.5 Aplicación de la carga radial en los anillos (Blom, 2002a)

### 4.1.3 Deformación de los anillos

En el experimento con fuerte interacción entre los anillos (C01) se tuvo una carga de fluencia de 25 kN/gato y una carga última resistente de 36 kN/gato (Fig. 4.6; Tabla 4.1). Mientras que en el experimento con débil interacción (C02) los efectos no lineales se comienzan a percibir a partir de una carga de 15 kN/gato y la carga última que resiste el anillo es de 24 kN/gato (Fig. 4.7; Tabla 4.2). La máxima deformación que alcanzaron los anillos en el experimento C01 es de 23.998 cm. Mientras que en el experimento C02, la máxima deformación es de 31.746 cm. Los anillos con una pobre interacción pueden deformarse 24% más que los anillos con fuerte interacción.

**Tabla 4.1 Deformación de los anillos ante diferentes cargas de ovalización en el experimento C01 (Luttikholt, 2007)**

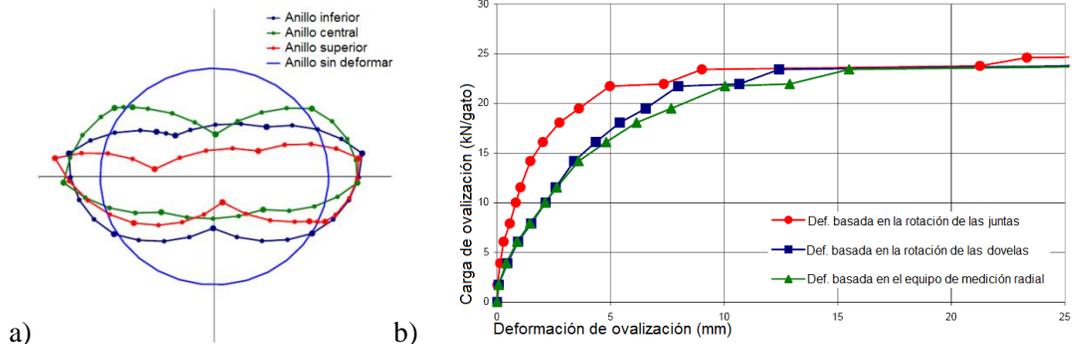
Paso de carga	Carga de ovalización (KN/gato)	Anillo inferior (mm)	Anillo central (mm)	Anillo superior (mm)
0	0	0	0	0
1	4.699	0.572	0.574	0.562
2	7.59	1.12	1.14	1.16
3	8.409	1.496	1.52	1.569
4	10.783	2.097	2.147	2.233
5	12.54	2.622	2.684	2.792
6	14.788	3.25	3.333	3.481
7	16.333	3.797	3.901	4.08
8	18.343	4.339	4.459	4.676
9	20.342	5.012	5.159	5.417
10	22.443	5.727	5.894	6.209
11	24.237	6.535	6.734	7.113
12	26.408	7.627	7.862	8.338
13	28.376	8.893	9.189	9.759
14	30.626	10.844	11.225	11.897
15	32.512	12.799	13.275	14.041
16	34.332	15.468	16.052	16.9
17	36.359	19.203	19.999	20.866
18	36.671	21.283	22.754	23.533
19	32.79	22.285	23.229	23.998
20	28.05	21.185	22.103	22.93
21	23.711	19.18	19.995	20.912
22	19.574	16.867	17.552	18.514
23	15.488	14.308	14.881	15.785
24	11.535	11.409	11.842	12.635
25	7.839	8.963	9.283	9.97
26	3.62	6.621	6.86	7.414
27	0.107	4.84	5.021	5.446



**Figura 4.6 Deformación del revestimiento en el experimento C01: a) deformada de los tres anillos, b) deformación en el anillo inferior causada por la rotación de juntas y dovelas (Luttikholt, 2007)**

**Tabla 4.2 Deformación de los anillos ante diferentes cargas de ovalización en el experimento C02 (Luttikholt, 2007)**

Paso de carga	Carga de ovalización (KN/gato)	Anillo inferior (mm)	Anillo central (mm)	Anillo superior (mm)
0	0	0	0	0
1	1.736	0.071	0.06	0.023
2	3.91	0.41	0.42	0.42
3	6.074	0.891	0.936	0.98
4	7.906	1.451	1.533	1.622
5	10.014	2.126	2.254	2.408
6	11.548	2.631	2.787	2.994
7	14.194	3.595	3.816	4.132
8	16.112	4.808	5.093	5.546
9	18.069	6.141	6.538	7.153
10	19.485	7.667	8.178	8.963
11	21.743	10.033	10.784	11.856
12	21.957	12.89	14.085	15.502
13	23.423	15.501	17.148	18.768
14	23.776	28.946	31.516	31.208
15	24.614	29.838	31.713	31.012
16	24.782	30.551	31.728	30.662
17	24.099	30.566	31.734	30.558
18	20.93	30.55	31.741	30.546
19	17.262	30.55	31.745	30.376
20	11.819	30.307	31.746	30.591
21	8.832	29.975	31.355	30.99
22	3.315	28.431	29.673	29.993
23	-0.176	26.03	27.084	28.156
24	0.194	24.014	24.286	26.327
25	0.054	24.218	25.128	27.147
26	0.064	24.429	25.226	27.267
27	0.156	24.422	25.237	27.281



**Figura 4.7 Deformación del revestimiento en el experimento C02: a) deformada de los tres anillos, b) deformación en el anillo inferior causada por la rotación de juntas y dovelas (Luttikholt, 2007)**

## 4.2. CÁLCULO DEL FACTOR DE REDUCCIÓN DE RIGIDEZ DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES

Fue necesario realizar un modelo de anillo continuo para después compararlo con los ensayos de las pruebas experimentales. Con las deformaciones de ambos se obtuvo la rigidez de los anillos y finalmente, se logró obtener el factor de reducción de rigidez real de las pruebas experimentales.

### 4.2.1 Modelo de anillo continuo

En el anillo continuo no se modelan las juntas pero se respeta la geometría del anillo y el módulo de Elasticidad utilizados en las pruebas experimentales (Sección 4.1.1). Sin embargo, el material se considera como elástico lineal.

El anillo tiene 28 puntos de aplicación de carga, los cuales representan la carga aplicada en los gatos hidráulicos. Por ejemplo, en el quinto paso de carga del experimento C01 se tiene una carga radial uniforme de 225 kN/gato y una carga de ovalización de 12.54 kN/gato (Tabla 4.1). La carga va modificándose a lo largo del anillo cosenoidalmente, de tal forma que en el eje vertical se tiene una mayor carga que en el eje horizontal (Fig. 4.8). Este procedimiento se realizó en los 18 primeros pasos de carga, para poder reproducir el patrón de cargas empleado en ambos experimentos (Sección 4.1.2).

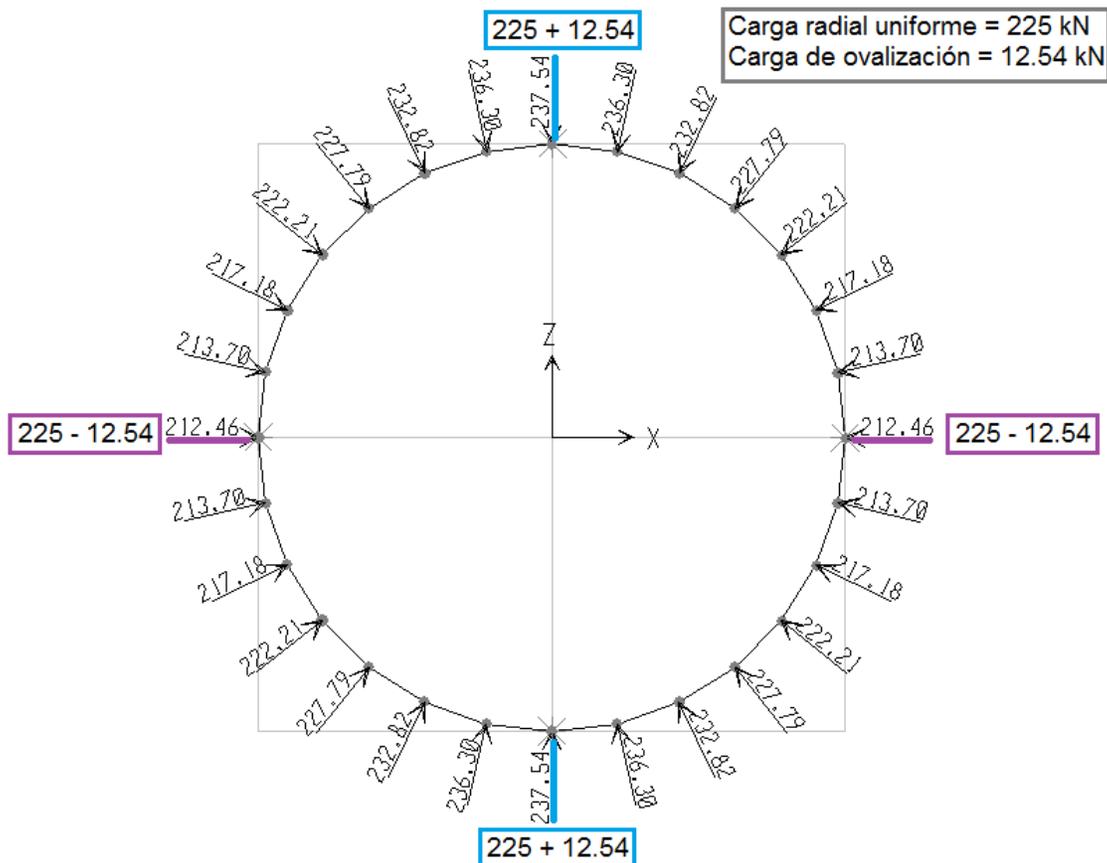


Figura 4.8 Puntos de aplicación de carga en el modelo de anillo continuo y valores de carga empleados en el paso 5 del experimento C01

#### 4.2.2 Deformación de los anillos

Los anillos comienzan a deformarse elásticamente hasta que llegan a la carga de fluencia. En el experimento C02 comienzan a perder rigidez a los 15 kN, antes que en el experimento C01, a los 25 kN. Después, el anillo tiene su rigidez máxima cuando se alcanza la carga última y el anillo comienza a deformarse sin resistir más carga (Fig. 4.9).

Las deformaciones de los ensayos de laboratorio son mayores que las del modelo de anillo continuo (Fig. 4.9) por dos razones fundamentales: el anillo continuo no considera la existencia de juntas y el anillo continuo no considera la no linealidad del material. Se puede comparar las deformaciones de los anillos en dos diferentes casos de carga:

- Cuando los anillos se someten a la carga última resistente, siendo ésta de 36kN para el experimento C01 y de 24kN para el experimento C02 (Luttikholt, 2007). Las deformaciones del ensaye (23.53 mm) son 74.94 % mayores que las del anillo continuo (6 mm) en el experimento C01. Mientras que en el experimento C02, las deformaciones del ensaye (31.74 mm) son 87.33% mayores que las del anillo continuo (4 mm).
- Cuando los anillos se someten a la carga de fluencia, siendo ésta de 25kN para el experimento C01 y de 15kN para el experimento C02 (Luttikholt, 2007). Las deformaciones del ensaye (8.34 mm) son 48.59% mayores que las del anillo continuo (4.29 mm) en el experimento C01. Mientras que en el experimento C02, las deformaciones del ensaye (5.09 mm) son 48.56% mayores que las del anillo continuo (2.62 mm).

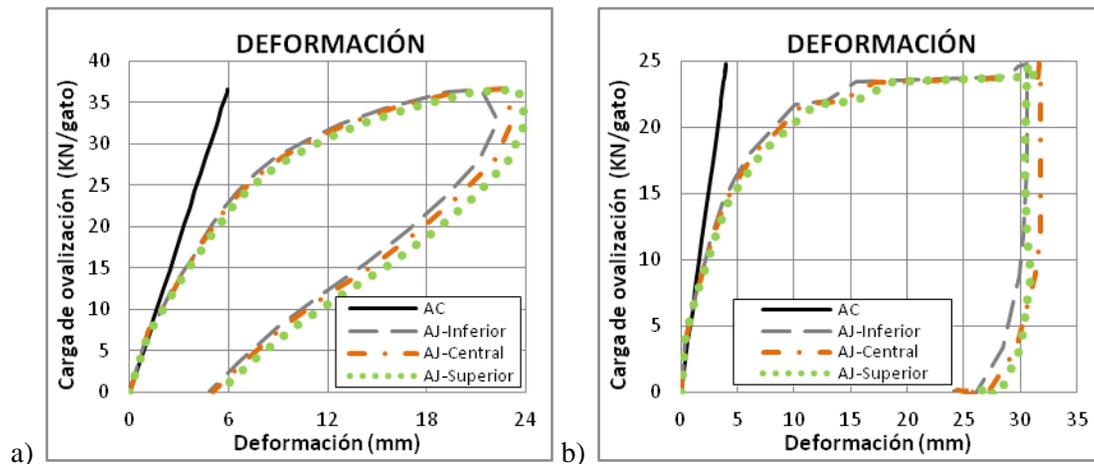


Figura 4.9 Deformación del anillo continuo AC y de los anillos (inferior, central y superior) de las pruebas experimentales AJ: a) experimento C01, b) experimento C02

Puede decirse que los ensayos de laboratorio se deforman 49% más que el modelo anillo continuo, no importando la interacción entre anillos, cuando se tiene un comportamiento lineal en el material.

#### 4.2.3 Factor de reducción de rigidez real

Para facilitar su comprensión, los resultados de rigidez y del factor de reducción se graficaron con respecto a la relación de cargas. Pudo observarse que conforme aumenta la carga de ovalamiento las presiones verticales  $P_v$  y horizontales  $P_h$  perdían similitud. Por lo que, a mayor carga de ovalamiento (Fig. 4.10), menor relación de cargas ( $K=P_h/P_v$ ).

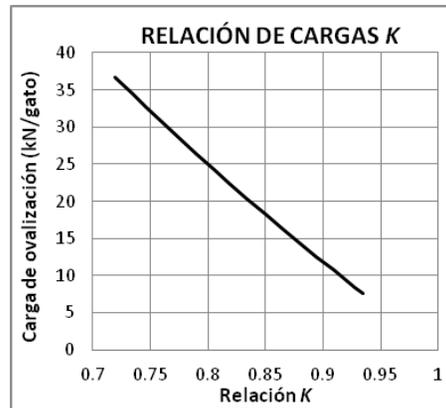


Figura 4.10 Carga de ovalamiento con respecto a la relación de cargas  $K$

Para obtener la rigidez de los anillos, se dividió la carga entre la deformación en cada paso de carga. Posteriormente se obtuvo el factor de reducción de rigidez  $\eta$  con la Ecuación 3.1 (Sección 3.1) al dividir la rigidez del anillo continuo, entre la rigidez del anillo discontinuo. En donde, los anillos de las pruebas experimentales (inferior, central y superior) representan al anillo discontinuo.

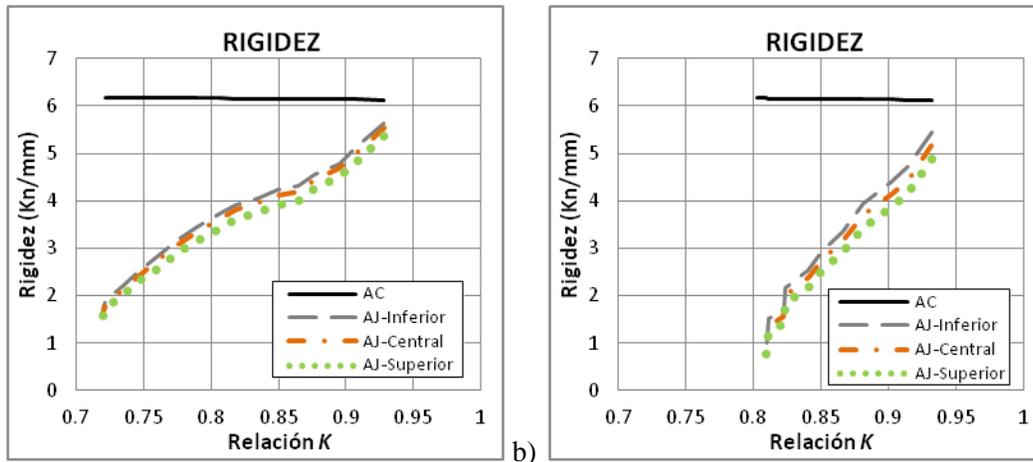


Figura 4.11 Rigidez del anillo continuo AC y de los anillos (inferior, central y superior) de las pruebas experimentales AJ: a) experimento C01, b) experimento C02

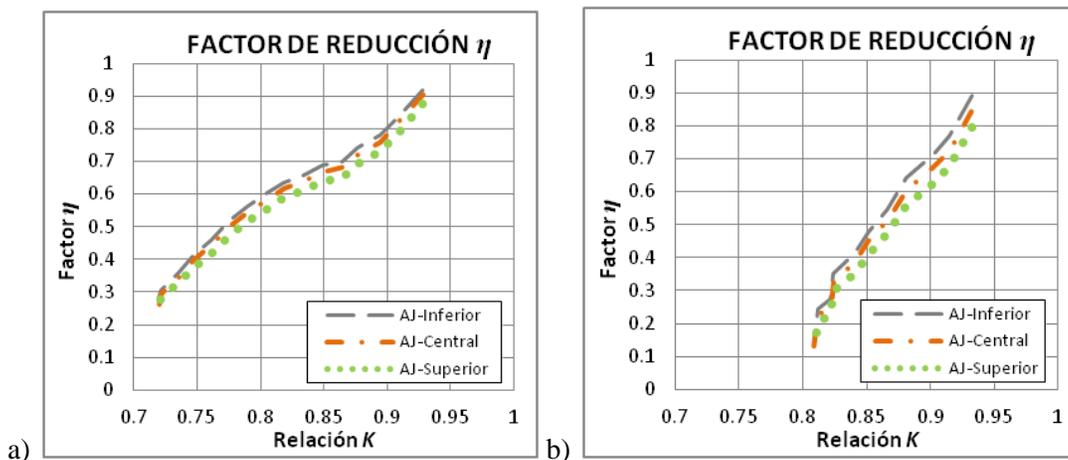


Figura 4.12 Factor de reducción de rigidez de los anillos (inferior, central y superior) de las pruebas experimentales AJ: a) experimento C01, b) experimento C02

De los resultados obtenidos se tiene que:

- El acoplamiento entre anillos modifica la rigidez de los anillos. Los anillos que tienen una fuerte interacción entre sí (Fig. 4.11a) tienen una mayor rigidez que los anillos con débil interacción (Fig. 4.11b).
- En el caso de la carga última resistente, el factor de reducción de rigidez es  $\eta=0.13$  cuando los anillos tienen una débil interacción entre sí (Fig. 4.12b). Mientras que en los anillos con una fuerte interacción, el factor es  $\eta=0.29$  (Fig. 4.12a).
- En el caso de la carga de fluencia, el factor de reducción de rigidez es  $\eta=0.51$  en ambos casos, con una débil o fuerte interacción entre sí.

### 4.3. FACTOR DE REDUCCIÓN DE LAS FÓRMULAS PROPUESTAS

Finalmente se obtuvo el factor de reducción con las fórmulas propuestas (Sección 3.6) y se aplicó al modelo de anillo continuo para poder ver el comportamiento de los anillos.

#### 4.3.1 Obtención del factor de reducción de rigidez

El túnel Botlek Railway tiene juntas de 17 cm de espesor y el ancho de las dovelas es de 40 cm, por lo que su relación de espesores es de 0.425 (Ec. 4.1). Si se sustituye la relación de espesores  $\beta$  en las fórmulas propuestas (Sección 3.6) se tiene un factor de reducción  $\eta$  crítico de 0.669 (Ec.4.2) y favorable de 0.796 (Ec. 4.3).

$$\beta = \frac{h_j}{h_d} = \frac{17}{40} = 0.425 \quad (4.1)$$

$$\eta_{crítico} = -\frac{1}{28} \left( 39(0.425)^2 - 63(0.425) + 1 \right) = 0.669 \quad (4.2)$$

$$\eta_{favorable} = -\frac{1}{28} \left( 33(0.425)^2 - 50(0.425) - 7 \right) = 0.796 \quad (4.3)$$

Además de utilizar las fórmulas propuestas en este trabajo, se obtuvieron los factores de reducción con las fórmulas propuestas por otros autores (Tabla 4.3) y se compararon con el factor de reducción real obtenido con los modelos (Figs. 4.13 y 4.14). Los factores propuestos por Hefny y Chua (HC) subestiman el factor real. Esto se debe a que su formulación considera únicamente el número de juntas y deja aún lado otros efectos estructurales que también afectan la rigidez de los anillos. Los factores propuestos por Rodríguez y Salmón (RS) son los único que consideran la relación de cargas  $K$  en su obtención. Por lo cual, se utilizaron diferentes valores del factor de reducción  $\eta$ , en cada uno de los pasos de carga, dependiendo de la relación  $K$  (Fig. 4.10).

Cabe mencionar que, Rodríguez y Salmón utilizaron dovelas metálicas con conexiones mecánicas en la obtención del factor  $\eta$ . Mientras que, los anillos aquí analizados son de dovelas de concreto sin conexiones mecánicas. Al comparar el factor de RS con el experimento C01 (cuando los anillos tienen una fuerte interacción entre sí), se subestima el valor del factor de reducción. Sin embargo, cuando se compara con el experimento C02 (cuando los anillos tienen una pobre interacción entre sí), el factor coincide cuando el anillo se somete a la carga última resistente.

El factor propuesto por Muir Wood (MW) considera el número de juntas, el momento de Inercia del anillo y el momento de Inercia de las juntas. Si se compara el factor de MW con el obtenido en el experimento C01, puede observarse que coincide con el factor real ante carga última resistente. Empero si se compara con el experimento C02, el factor de MW queda dentro del comportamiento inelástico de las dovelas (entre la carga de fluencia y la carga última resistente).

Los demás factores quedan dentro del comportamiento lineal del anillo. El factor de Blom (B) tiene un gran parecido con el factor crítico de Peña y Basurto (PB). Esto se debe a que ambos factores consideran las características de las juntas (geometría y orientación) en sus formulaciones. La diferencia es que la formulación de Blom incluye la geometría de la sección (radio del anillo). Por otro lado, el factor propuesto por Lee y Ge (LG) tiene un mayor parecido con el factor favorable de Peña y Basurto (PB). Esto se debe a Lee y Gee también considera las características de las juntas pero en lugar de considerar la geometría de las juntas, consideran su rigidez rotacional. Además Lee y Ge consideran otras variables como: la geometría de la sección (radio del anillo) y las propiedades mecánicas del material (módulo de Elasticidad  $E$  y Momento de inercia  $I$ ).

Con base en lo anterior, puede decirse que:

- El factor propuesto por MW representa el factor real ante la carga resistente cuando los anillos tienen una fuerte interacción entre sí. Si los anillos tienen una débil interacción entre sí, el factor de MW queda dentro del comportamiento inelástico del material.
- El factor propuesto por RS se obtuvo con un sistema de dovelas diferente (dovelas metálicas con pernos) al que se estudió en este trabajo (dovelas de concreto sin conexiones mecánicas). Sin embargo, el factor de RS puede representar la deformación ante la carga última resistente, cuando los anillos tienen una débil interacción entre sí.
- El factor propuesto por HC no representa el comportamiento real del anillo porque subestima sus valores comparados con el factor real.
- Los factores propuestos por LG, B y PB representan únicamente el comportamiento elástico-lineal de los anillos.

**Tabla 4.3 Factores de reducción obtenidos con diferentes autores (Sección 2.2.2)**

Autor	Clave	Factor de reducción $\eta$
Muir Wood	MW	0.292
Rodríguez y Salmón	RS	Depende de la relación de cargas, desde 0.13 hasta 0.18 para $0.72 > K > 0.96$
Lee y Ge	LG	0.864
Blom	B	0.680
Hefny y Chua	HC (máx)	0.030
	HC (mín)	0.011
Peña y Basurto	PB (fav)	0.796
	PB (crít)	0.669

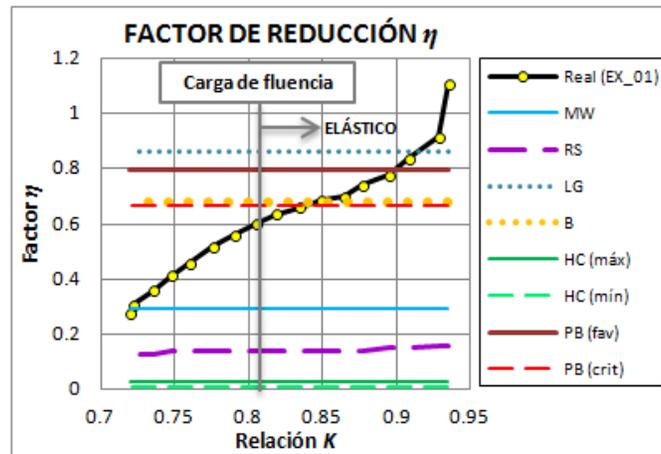


Figura 4.13 Factor de reducción de rigidez  $\eta$  real (obtenido en el anillo inferior del experimento C01) comparado con los factores de diferentes autores (Tabla 4.3)

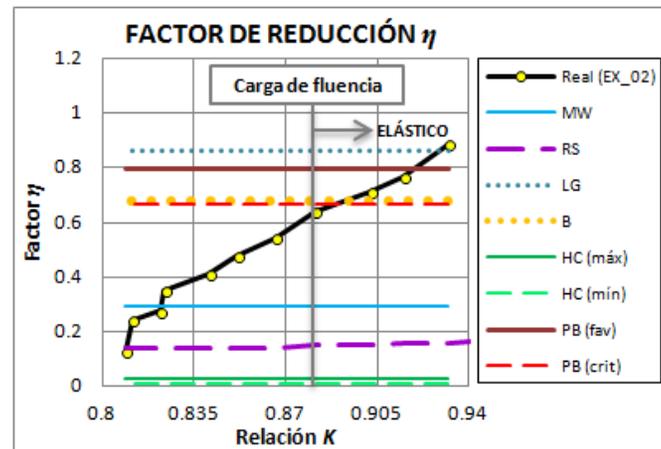


Figura 4.14 Factor de reducción de rigidez  $\eta$  real (obtenido en el anillo inferior del experimento C02) comparado con los factores de diferentes autores (Tabla 4.3)

### 4.3.2 Aplicación del factor en el modelo de anillo continuo con rigidez reducida

Se aplicaron todos los factores de reducción de rigidez  $\eta$  en el modelo de anillo continuo (Sección 4.2.1). Del comportamiento global de los anillos, se observan algunos anillos con rigidez reducida que representan el comportamiento elástico de los anillos (LG, B y PB) subestiman las deformaciones reales de los anillos (Fig. 4.15 y 4.16). Esto se debe a dos razones fundamentales:

- El comportamiento real del material es no lineal, a diferencia del modelo de anillo continuo que considera el material como elástico lineal. Además, los anillos de las pruebas experimentales se llevaron a la falla, por lo tanto, existe un momento en el que el anillo ya no soporta carga y sigue deformándose.
- En las fórmulas propuestas no se consideró el comportamiento real de las juntas (no lineal) sino que se modelaron con una rigidez rotacional elástica.

Con el factor de Muir Wood se alcanza la deformación ante la carga última cuando los anillos tienen una fuerte interacción entre sí (Fig. 4.15). Mientras que con el factor de Salmón y Rodríguez representa este mismo comportamiento, pero cuando los anillos tienen una débil interacción entre sí (Fig. 4.16). Con la propuesta de Hefny y Chua se sobreestiman las deformaciones de los anillos (Figs. 4.15 y 4.16) porque se subestimó el factor de reducción (Figs. 4.13 y 4.14).

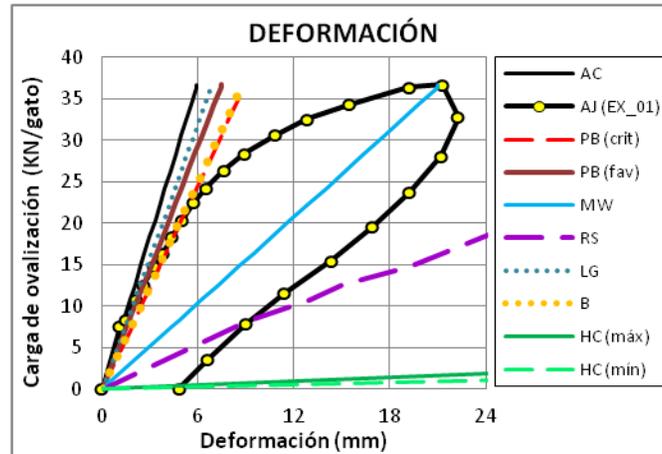


Figura 4.15 Deformación del anillo continuo sin reducir (AC) y el anillo continuo con rigidez reducida (con las fórmulas de diversos autores, Tabla 4.3) comparados con la deformación del anillo inferior del experimento C01

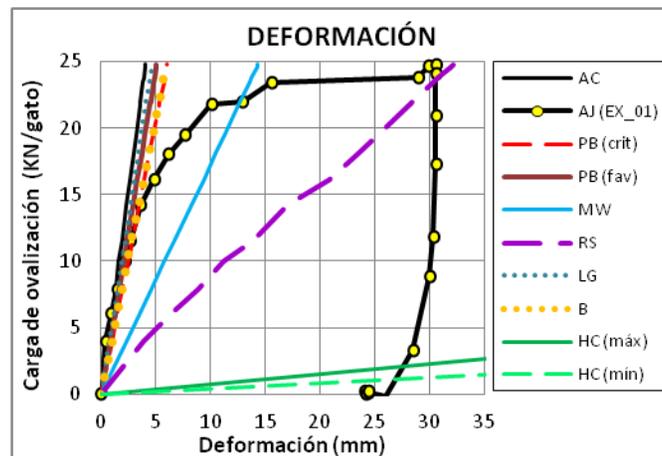


Figura 4.16 Deformación del anillo continuo sin reducir (AC) y el anillo continuo con rigidez reducida (con las fórmulas de diversos autores, Tabla 4.3) comparados con la deformación del anillo inferior del experimento C02

Si se comparan únicamente los factores que representan el comportamiento elástico-lineal de los anillos, puede observarse que la deformación de los anillos ante la carga de fluencia tiene un mayor parecido con el factor crítico propuesto en este trabajo (PB) y el factor de Blom (B).

En el experimento C01 (Fig. 4.17) la deformación de fluencia es de 6.54 mm, con la rigidez reducida de Blom es de 5.82 mm. Mientras que con la rigidez reducida de Peña y Basurto, la deformación del anillo es de 5.92 mm. La diferencia entre las deformaciones del anillo dovelado y del anillo continuo con rigidez reducida es 12% menor si se utiliza la fórmula de Blom y 10% menor si se utilizan las fórmulas propuestas.

Ahora bien, si se comparan las deformaciones de los anillos en el experimento C02 (Fig. 4.18) se tiene que la deformación del anillo dovelado es de 3.6 mm, del anillo con la rigidez reducida de Blom es de 3.42 mm y con las fórmulas aquí propuestas es de 3.47 mm. La diferencia de deformaciones es de 5% si se emplea la fórmula de Blom y de 3% si se emplea la fórmula de Peña y Basurto. En ambos casos (Experimento C01 y C02) las fórmulas aquí propuestas son más aproximadas la fórmula de Blom. De acuerdo con lo anterior, se puede recomendar el uso del factor de reducción de rigidez crítico para obtener fácilmente las deformaciones de fluencia de un anillo dovelado (al aplicar dicho factor en un modelo simplificado de anillo continuo con rigidez reducida). La ventaja que presenta la formulación propuesta es que únicamente se necesita conocer la geometría de la junta para resolver las ecuaciones. Mientras que, si se desea conocer la deformación última de los anillos, se recomienda usar los factores de MW (cuando los anillos tienen una fuerte interacción entre sí) y RS (cuando la interacción entre anillos es débil).

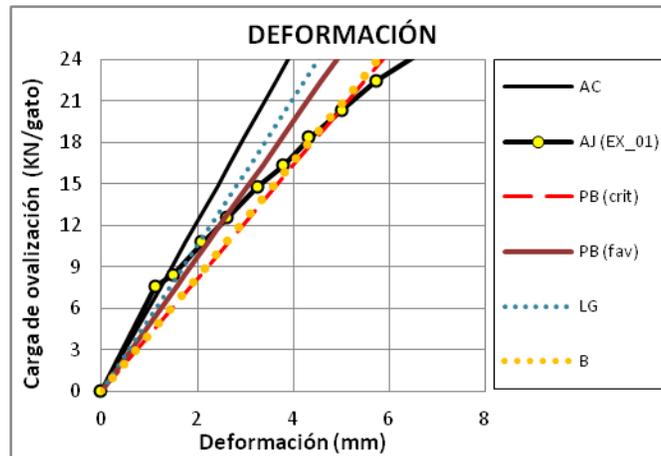


Figura 4.17 Deformación del anillo continuo sin reducir (AC) y el anillo continuo con rigidez reducida (con las fórmulas de diversos autores, Tabla 4.3) comparados con la deformación del anillo inferior del experimento C01 hasta la carga de fluencia (24 kN/gato)

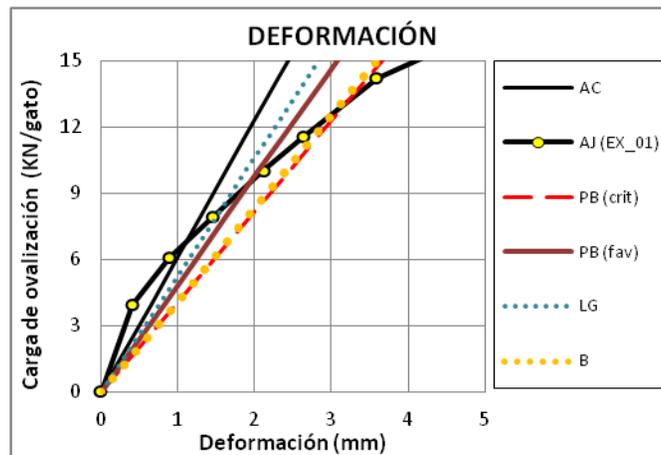


Figura 4.18 Deformación del anillo continuo sin reducir (AC) y el anillo continuo con rigidez reducida (con las fórmulas de diversos autores, Tabla 4.3) comparados con la deformación del anillo inferior del experimento C02 hasta la carga de fluencia (15 kN/gato)

## CONCLUSIONES

El método del escudo o TBM es el más empleado en la actualidad para la construcción de túneles en suelo blando, ya que presenta superioridad frente a otros métodos constructivos en cuanto a seguridad y eficiencia. A diferencia de otros métodos constructivos, el método del escudo coloca anillos formados con dovelas como soporte inicial del túnel. Siendo así, un anillo dovelado no puede considerarse como una sección continua debido a la existencia de las juntas entre dovelas y entre anillos. Con base en la literatura, se puede resumir lo siguiente acerca de los anillos dovelados:

- El comportamiento mecánico de las juntas entre dovelas rige el comportamiento global del anillo dovelado. Puede utilizarse una curva momento-rotación para definir el comportamiento mecánico de las juntas entre dovelas.
- Se pueden analizar los anillos dovelados con modelos simplificados: el modelo de anillo continuo, el modelo de anillo continuo con rigidez reducida, el modelo con articulaciones y el modelo con rigidez en las juntas. La diferencia entre los cuatro radica en la consideración de las juntas presentes en el anillo dovelado.
- Existen parámetros que pueden modificar la rigidez de los anillos, tales como: la profundidad del túnel, las propiedades del suelo, las propiedades del material que forma las dovelas, la relación de cargas, la geometría del túnel, la geometría de las juntas, la relación de espesores, el número de juntas, la orientación de las juntas, la rigidez de las juntas.

De los parámetros estudiados se puede concluir lo siguiente:

- La relación de cargas  $K$  ( $P_h/P_v$ ) nos permite observar el comportamiento del anillo bajo diferentes niveles de confinamiento. Entre más confinado este el anillo, el anillo es más rígido y se deforma menos. La deformación de un anillo con bajo confinamiento ( $K=0.3$ ) puede ser hasta 90% mayor que la de un anillo con alto confinamiento ( $K=0.9$ ). Además, conforme aumenta el confinamiento, se tiene: mayor fuerza axial, menor cortante y menor momento. Esto se debe a que el tener una relación de cargas  $K=1$  se asemeja a tener una carga radial uniforme y el anillo trabaja a compresión pura.
- La posición de los anillos nos permite observar que el anillo tendrá un diferente comportamiento si las juntas tienen una diferente orientación con respecto a las cargas. La deformación de un anillo en la posición crítica puede llegar a ser hasta 10.9% mayor que un anillo en la posición favorable. Las fuerzas internas obtenidas alrededor de los anillos son independientes de la orientación de las juntas, sin embargo, el valor de fuerzas internas obtenidas en cada junta depende de su ubicación en el anillo. Si se considerara la no-linealidad de las juntas, debería existir una reducción de momento justo en la zona donde se ubican las juntas.
- Las combinaciones de anillos al estar acoplados pueden aumentar o reducir las deformaciones de los anillos acoplados. La existencia de planos débiles provoca que los anillos se deformen más. Las menores deformaciones se alcanzaron cuando se combinaba un anillo en alguna posición con otro anillo que estuviera en la posición favorable. Además, cuando se tiene una fuerte interacción entre los anillos, estos trabajan en conjunto y son más rígidos que los anillos con débil interacción. Cuando los anillos tienen una pobre interacción, éstos trabajan como si estuvieran aislados y sus deformaciones son mayores.

- La relación de espesores  $\beta$  ( $h_j/h_d$ ) nos permite observar el comportamiento de los anillos cuando se modifica la geometría de las juntas. La disminución de la relación de espesores  $\beta$  representa una disminución en el área de las juntas y, por lo tanto, disminuye la inercia del anillo discontinuo  $I_{A_j}$ . Por lo que, a menor relación de espesor  $\beta$  menor rigidez en el anillo discontinuo y mayores deformaciones. Las deformaciones obtenidas con  $\beta=0.3$  son 43.05% mayores que con  $\beta=1.0$ . Además se observó que a pesar de que el ancho de dovela  $h_d$  y de juntas  $h_j$  sea igual ( $\beta=1.0$ ), el anillo discontinuo presenta deformaciones hasta 7.82% mayores al anillo continuo por la existencia de las juntas. A menor relación de espesor  $\beta$  se obtienen los mismos momentos pero mayores rotaciones.
- Conforme aumenta el módulo de Elasticidad  $E$  de los anillos, aumenta la rigidez en ellos y disminuyen sus deformaciones. La deformación de un anillo con bajo módulo de Elasticidad ( $E=232,164 \text{ kg/cm}^2$ ) es 45% mayor que con una alto módulo de elasticidad ( $E=335,708 \text{ kg/cm}^2$ ). Este porcentaje corresponde a la diferencia entre ambos módulos de Elasticidad. Además, si se compara un anillo continuo y uno discontinuo se tiene que un anillo continuo con bajo módulo de Elasticidad ( $E=232,164 \text{ kg/cm}^2$ ) puede deformarse 19% más que un anillo discontinuo con alto módulo de Elasticidad ( $E=335,708 \text{ kg/cm}^2$ ).

De acuerdo con la aplicación del factor de reducción de rigidez  $\eta$  se puede concluir lo siguiente:

- Es posible determinar las deformaciones de fluencia con el factor propuesto en el presente trabajo al aplicarse en un modelo de anillo continuo con rigidez reducida sin tener que modelar las juntas.
- Pudo observarse que el considerar las características de juntas favorece en la aproximación de la obtención del factor de reducción. Esto se debe a que el comportamiento mecánico de las juntas rige el comportamiento global de los anillos dovelados.
- La ventaja de la fórmula propuesta es que es una fórmula sencilla de una sola variable, en la cual sólo se necesita conocer la geometría de las juntas para determinar el factor de reducción de rigidez. A diferencia de otros autores que presentan formulaciones más complejas.
- La desventaja es que con las fórmulas propuestas únicamente se describe el comportamiento elástico-lineal. Si se desea conocer la deformación última de los anillos, se recomienda usar los factores de Muir Wood (cuando los anillos tienen una fuerte interacción entre sí) o Rodríguez y Salmón (cuando la interacción entre anillos es débil).

Para estudios posteriores se recomienda incluir otros parámetros, tales como: la no linealidad de las juntas, la no linealidad del material, la fuerza axial entre anillos y el número de juntas.

## AGRADECIMIENTOS

A Dios por otorgarme una nueva oportunidad para vivir y por permitirme disfrutarla en compañía de mis seres queridos. Gracias por ser mi Padre, Amigo y Consolador en todo tiempo. Por cada instante vivido, tanto las alegrías como los momentos de angustia y soledad. Por permitirme hallar gracia delante de tus ojos y de los hombres, cada logro de mi vida es por Ti y para Ti.

A mi familia por ser el mayor regalo que Dios me dio en esta Tierra. A mi padre, Edgar Basurto Badillo por su amor, por cubrir mis necesidades y por enseñarme que aunque las cosas van y vienen siempre puedes volver a empezar. A mi madre Mónica Scott Mejía por su amor incondicional, por los sabios consejos y por ser una mujer excepcional. A mi hermana Ana Karen Basurto Scott por ser mi mejor amiga y mi cómplice en cada aventura de mi vida. A mis abuelos, tíos y primos que siempre han tenido un lugar muy especial en mi corazón, los amo a todos.

A la Universidad Nacional Autónoma de México por ser parte de mi formación personal y académica. En ella quedarán los recuerdos de vivencias con mis profesores, compañeros y amigos.

Al Instituto de Ingeniería de la UNAM por la beca otorgada y las facilidades proporcionadas para la realización de este trabajo, el cual formó parte de los estudios realizados en el proyecto 2542 “Estudios sobre el análisis y diseño de túneles dovelados”.

A la CONAGUA por haber financiado el proyecto de investigación, a través del proyecto maestro “Estudios para proyecto y construcción del Túnel Emisor Oriente”.

Al Dr. Fernando Peña Mondragón por su paciencia, consejos y dedicación. Gracias por el tiempo invertido en la realización de este trabajo y en mi desarrollo personal. Su apoyo, confianza y amistad que me dieron luz en este camino. Gracias por mirar más allá de los ojos.

Al Ing. Carlos Arce León por ser de los pocos profesores que se preocupan por la formación personal y académica de los alumnos. Gracias por su interés, apoyo, consejos, entrega y por todo lo que nos enseñó en este tiempo.

Al Dr. Darío Rivera Vargas por dedicar tiempo en la revisión de este trabajo y los comentarios al respecto. Admiro su tenacidad y su capacidad de optimizar el tiempo para ser un excelente profesor sin dejar a un lado su responsabilidad ante su trabajo en la FES.

Al Dr. Hugo Hernández Barrios y al Ing. Martín Sánchez Muñoz por los conocimientos brindados en favor de mi crecimiento académico y por el apoyo otorgado para la conclusión de este trabajo.

Al Mtro. Luis Núñez Quiroz por sus valiosos comentarios, correcciones y consejos para mejorar la edición de esta tesis, y por el tiempo e interés para concluirla a la brevedad.

Al Dr. Arturo Galván Chávez por su disponibilidad, ayuda y asesoría en la realización de este trabajo; así como por facilitarme información que permitió el correcto desarrollo de éste.

A mis amigos y compañeros en la Universidad, quienes compartieron conmigo estos cuatro años y medio. En especial a: María Laura Robles Avilés, Luis Alberto González Cervantes, Alan Perdomo Sánchez y Rodrigo Martín Sánchez Flores, quienes me apoyaron hasta la recta final. También agradezco a los que me acompañaron en mi estancia en el Instituto de Ingeniería: Miguelito, Miguelote, Carlos, Julio, Arturo, Néstor, Poly, Claudia y Víctor.

## REFERENCIAS

- Arnau O y Mollins C (2011). "Experimental and analytical study of the structural response of segmental tunnel linings based on an in situ loading test. Part 2: Numerical simulation". *Tunnelling and Underground Space Technology*, No 26, pp. 778-788.
- Baker KJ (2003). "Structural design of linings for bored tunnels in soft ground". *Heron*, Vol 48, No. 1, pp. 33-63.
- Blom CBM (2002a). "Design philosophy of concrete linings for tunnels in soft soils". Tesis de Doctorado, Universidad Tecnológica de Delft.
- Blom CBM (2002b). "Background document, Lining behavior-analytical solutions of coupled segmented rings in soil". Suplemento de la Tesis de Doctorado de Blom CBM, Universidad Tecnológica de Delft.
- BTS (2004). "Tunnel lining design guide". The British Tunnelling Society and The Institution of Civil Engineers. Thomas Telford Ltd, London.
- COMISSA (2010). "Concepto revestimiento de dovelas: división de anillos, posiciones de montaje de anillo, secciones, desarrollos (Tramo 1 y 2)". Plano del proyecto ejecutivo para la construcción del Túnel Emisor Oriente en el Distrito Federal, clave TEO-1/2-T-DO-01.
- CSI (2009). "Analysis Reference Manual for SAP2000". CSI, California.
- Ding WQ, Yue ZQ, Tham LG, Zhu HH, Lee CF, Hashimoto T (2004). "Analysis of shield tunnel". *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*, No. 28, pp. 57-91.
- Forns CI (2009). "Desenvolupament d'un procediment d'auscultació per a obres subterrànies urbanes. 706-TES-CA-4164". Tesina de especialidad, Escuela Técnica Superior de Ingeniería de Caminos, Canales y Puertos de Barcelona, Universidad Politécnica de Catalunya, pp. 1-9.
- Galván A (2013). "Comportamiento estructural de túneles con dovelas prefabricadas en suelo blando". Tesis de Doctorado, Universidad Nacional Autónoma de México.
- González L y Ferrer M (2011). "Geological Engineering". CRC Press Balkema, Taylor and Francis Group, London, UK, pp.17-122; 452-499.
- Graux D y Sanz JJ (1975). "Fundamentos de mecánica del suelo, proyecto de muros y cimentaciones", Editores técnicos asociados, Barcelona, pp. 1-21. Disponible en: <http://bit.ly/VFriJX>
- Groeneweg TW (2007). "Shield driven tunnels in ultra high strength concrete. Reduction of the tunnel lining thickness". Tesis de Maestría, Universidad Tecnológica de Delft.
- Hefny AM, Tan FC y Macalevey NF (2004). "Numerical study on the behavior of jointed tunnel lining". *Journal of The Institution of Engineers, Singapore*, Vol. 44, No. 1, pp. 108-118.
- Hefny AM y Chua HC (2005). "Effect of joint number and distribution on moment induced in tunnel lining". *Civil Engineering Research, School of Civil and Environmental Engineering, Nanyang Technological University*, No. 18, pp. 70-72.

Hefny AM y Chua HC (2006). “An investigation into the behavior of jointed tunnel lining”. Civil Engineering Research, School of Civil and Environmental Engineering, Nanyang Technological University.

Herrenknecht AG (2012). “Herrenknecht Tunnelling Systems”. Disponible en: <http://bit.ly/TvSLsz>

Hu X, Zhang Z y Teng L (2009). “An analytical method for internal forces in DOT shield-driven tunnel”. Tunnelling and Underground Space Technology, No 24, pp. 675-688.

Iftimie T (1994). “Prefabricated lining, conceptual analysis and comparative studies for optimal solution”. Tunnelling and Underground Conditions, Balkema, Rotterdam, pp. 339-346.

ITA (1998). “Guidelines for the design of tunnels”. International Tunnelling Association Working Group on General Approaches to the design of tunnels, Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 3, No. 3, pp. 237-249.

ITA (1999). “Guidelines for design of shield tunnel lining” International Tunnelling Association Working Group Research. Disponible en: <http://bit.ly/RHJHVn>

ITA (2000). “Guidelines for the design of shield tunnel lining”. Official report of the International Tunnelling Association Working Group No. 2, Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 15, No. 3, pp. 303-331.

Juárez Badillo E y Rico Rodríguez A (2005). “Mecánica de suelos Tomo I, Fundamentos de la mecánica de suelos”, Editorial Limusa, México pp. 33-37; 97-102; 149-163.

Lee KM y Ge XW (2001). “The equivalence of a jointed shield-driven tunnel lining to a continuous ring structure”. Canadian Geotechnical Journal, Vol. 38, No.3, pp. 461-483.

Lee KM, Hou XY, Ge XW y Tang Y (2001). “An analytical solution for a jointed shield-driven tunnel lining”. International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics, Vol. 25, pp. 365-390.

Luttikholt A (2007). “Ultimate limit state analysis of a segmented tunnel lining – Results of full scale tests compared to finite elements analysis -”. Facultad de Ingeniería Civil y Geociencias, Universidad Tecnológica de Delft.

Maidl B, Herrenknecht M, Maidl U, Wehrmeyer G (2011). “Mechanised Shield Tunnelling, 2<sup>nd</sup> Edition”. Ernst & Sohn, Berlín.

Massound P y Mohamad MM (2008). “Design of lining of tunnels excavated in soil and soft rock”. Electronic Journal of Geotechnical engineering, Vol. 13, pp. 1-15.

Mollins C y Arnau O (2011). “Experimental and analytical study of the structural response of segmental tunnel linings based on an in situ loading test. Part 1: Test configuration and execution”. Tunnelling and Underground Space Technology, No 26, pp. 764-777.

Muir Wood AM (1975). “The circular tunnel in elastic ground”. Geotechnique, Vol. 25, No.1, pp.115-127.

NTC-C (2004), “Normas técnicas Complementarias para Diseño y Construcción de Estructuras de Concreto”, Normas Técnicas Complementarias del Reglamento de Construcción para el Distrito Federal, Gaceta Oficial del Distrito Federal, Gaceta Oficial del Distrito Federal, tomo I, no. 103-Bis, México.

Oteo Mazo C (2010). “Algunas ideas para seleccionar el proceso constructivo de túneles”. Obras Urbanas, No. 19, pp. 26-34.

Peck RB, Hendron AJ y Mohraz B (1972). “State of the art of soft ground tunneling”. Rapid Excavation and Tunnelling Conference Proceedings, Vol. 1, pp. 259-286.

Peña F (2009). “Comportamiento estructural de las juntas entre dovelas del Túnel Emisor Oriente”. Informe realizado para la Comisión Nacional del Agua, Instituto de Ingeniería, Universidad Nacional Autónoma de México, México.

Peña F (2010). “Evaluación de modelos simplificados para el análisis estructural de túneles dovelados”. Memorias del XVII Congreso Nacional de Ingeniería Estructural, León, Guanajuato.

Peña F, Galván A y Meli R (2010). “Relación teórica momento – rotación de juntas entre dovelas de túneles”. Memorias del XVII Congreso Nacional de Ingeniería Estructural, León, Guanajuato.

Peña F, Galván A y Meli R (2012). “Comportamiento estructural de juntas entre dovelas de concreto prefabricado para túneles”. Concreto y Cemento, Investigación y Desarrollo, Instituto Mexicano del Cemento y del Concreto, A.C., Vol. 3, No. 2, pp.2-18.

Puertas HJ (2010). “Estimación de coste y plazo en proyectos de túneles ejecutados mediante excavación convencional y voladura”. Tesina de especialidad, Escuela Técnica Superior de Ingeniería de Caminos, Canales y Puertos de Barcelona, Universidad Politécnica de Catalunya, pp. 10-26.

Rodríguez M y Salmón R (1987). “Comportamiento estructural de dovelas para revestimiento de túneles. Segunda parte: Ensayos en laboratorio”, Informe elaborado para la Dirección General de Construcción y Operación Hidráulica del Departamento de Distrito Federal. Instituto de Ingeniería, UNAM.

Shakeel Siddiqui Y (2011). “Surface settlement induced by tunneling”. The University of Nottingham Malaysia Campus. Disponible en:  
<http://bit.ly/YSdGMW>

Schmitter JJ y Cravioto JL (2008). “Construcción de túneles en los suelos arcillosos del Valle de México”, Ingeniería Civil, Colegio de Ingenieros Civiles de México, No. 474, pp. 30-34.

Scrigroup (2012) “Métodos mecanizados”. Disponible en:  
<http://bit.ly/SVZIXG>

Scrigroup (2012) “Métodos mecanizados”. Disponible en:  
<http://bit.ly/SVZIXG>

Trabada Guijarro JM y Diez Rubio F (2011). “Los métodos constructivos y la instrumentación a disponer en las obras realizadas por MINTRA en las diversas ampliaciones del Metro de Madrid”, Obras Urbanas, No. 25, pp. 26-34.

---

Van der Vliet C (2006). “Langsvoeggedrag op basis van de elasticiteitstheorie, Een aanscherping van de Janssen - relatie”. Bouwdienst Rijkswaterstaat.

Xiaochun Z, Wei Z, Zhengrong H, Yuewang H (2006). “Effect of joint structure on stiffness for shield tunnel lining”. Tunnelling and Underground Technology, No. 21, pp. 406-407.