



**ความน่าเชื่อถือในการออกแบบระเบิดหิน  
และควบคุมผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม**

**โดย  
ดร.สง่า ตั้งชวาล**

**โครงการวิจัยเลขที่ 52G-MN-2541  
ทูลงงบประมาณแผ่นดินปี 2541**

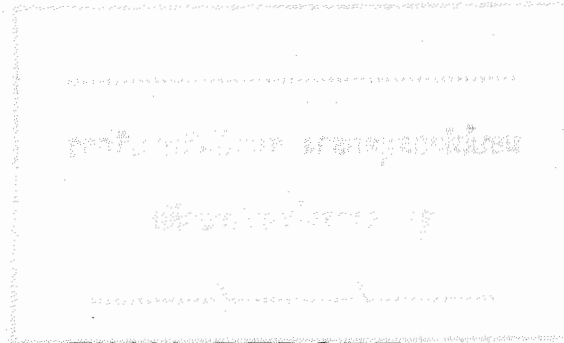
**สถาบันวิจัยและพัฒนาคณะวิศวกรรมศาสตร์  
คณะวิศวกรรมศาสตร์  
จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย  
กรุงเทพฯ**

**มิถุนายน 2543**

สถาบันวิจัยและพัฒนาของ คณะวิศวกรรมศาสตร์ไม่รับผิดชอบ  
ต่อผลเสียใด ๆ อันอาจเกิดจากการนำความคิดเห็นในเอกสาร  
ฉบับนี้ไปใช้ ความคิดเห็นที่ปรากฏในเอกสารเป็นความคิดเห็น  
ของผู้เขียนซึ่งไม่จำเป็นต้องเป็นความคิดเห็นของสถาบัน ฯ



รายงานฉบับสมบูรณ์  
โครงการ เรื่อง "ความน่าเชื่อถือ  
ในการออกแบบระเบิดหิน และการควบคุม  
ผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม"



FINAL REPORT

"RELIABILITY OF ROCK BLASTING  
DESIGN AND ITS CONTROL FOR  
IMPACTS TO ENVIRONMENT"

สำนักนวิเทศนิชากร ดุพาร.....  
๓

มอบให้อสมุคกลาง สตามันวิทยบริการ

จุฬาลงกรณมหาวิทยาลัย

11 / ก.ค. / 43

รายงานฉบับสมบูรณ์

ความน่าเชื่อถือในการ  
ออกแบบระเบิดหิน และควบคุม  
ผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม

RELIABILITY OF ROCK BLASTING  
DESIGN AND ITS CONTROL FOR  
IMPACTS TO ENVIRONMENT

โดย

รองศาสตราจารย์ ดร. สง่า ตั้งชवाल  
วุฒิ Ph. D. (Mining Engineering)

โครงการวิจัยเลขที่ 52G-MN-2541  
ทุนส่งเสริมการวิจัยด้วยงบประมาณแผ่นดิน

สถาบันวิจัยและพัฒนาคณะวิศวกรรมศาสตร์  
คณะวิศวกรรมศาสตร์  
จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย  
กรุงเทพมหานคร

มิถุนายน 2543

024.152

①152①



Project Title: Reliability of Rock Blasting Design and  
Its Control for Impacts to Environment  
Name of Investigator: Associate Professor Dr. Sanga Tangchawal  
Month and Year: June 2000

### ABSTRACT

Blast design methods for bench cutting slope were reviewed. Next step was to induce the distinguished works applying for the field practice in Thailand. Design methods for modelling of rock blasting plan in this project were divided into 2 patterns. Both methods were designed for using appropriate amounts of explosive for a particular rock type, and matching with the geometric pattern of quarry face. The aims are to guarantee the high level of reliability. Required size of fragments from blasting are obtained and impacts are controlled within the standards criteria.

Statistical methods for analyzing the real field data were done by linear regression and probability. These applications were to find the level of damage. There were reliable numerical results suggesting that when one compares the blast variables which having impacts to environment and community, the blast practice in Thailand indicates lower chances of risk to cause such damages.



## คำนำ

รายงานฉบับสมบูรณ์นี้ เป็นงานวิจัยที่ได้ทำการศึกษาที่ต่อเนื่องมาจากงานวิจัยโครงการอื่นที่เกี่ยวข้องเกี่ยวกับการออกแบบหน้าระเบิดและการควบคุมผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม เนื้อหาหลักของรายงานฉบับสมบูรณ์โครงการนี้ แบ่งออกเป็น 2 ส่วนหลัก ส่วนแรก เป็นการวางแผนการออกแบบระเบิดหินอย่างมีประสิทธิภาพ ให้เกิดผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมน้อยที่สุด มีการประยุกต์สูตรเชิงประสภการณ์ร่วมกับ ข้อกำหนดกับเงื่อนไขที่จำเป็น เพื่อเป็นพื้นฐานในการสร้างแบบจำลองพลังงานระเบิดหิน กับโปรแกรมสำเร็จรูปเพื่อออกแบบงานระเบิดหินสำหรับประเทศไทยขึ้น ส่วนที่สอง เป็นการนำค่าข้อมูลการตรวจวัดตัวแปรหลายชนิดที่บันทึกค่าในภาคสนามมาทำการแยกกลุ่มตัวอย่าง แยกชนิดหิน แยกตามขนาดของเหมืองหิน เพื่อทดลองหาค่าผลลัพธ์สุดท้ายจากวิธีการหาค่าเฉลี่ยกับค่าความแปรปรวน กับวิธีการทดสอบหาค่าความน่าจะเป็นในเชิงความเชื่อมั่น จากนั้นทำการเสนอแนะค่าตัวเลขระยะทางความปลอดภัยจากตัวแปรผลกระทบต่อหลายชนิด ให้สามารถใช้เป็นแนวทางกำหนดระยะห่างที่เหมาะสมที่สุดในการระเบิดเพื่อพัฒนาเหมืองหินในขั้นตอนต่อไป

อนึ่งในการจัดทำรายงานฉบับนี้ มีการยกตัวอย่าง และแสดงค่าตัวเลขผลลัพธ์ที่คำนวณได้จากแบบจำลอง เปรียบเทียบกับที่คำนวณได้จากโปรแกรมรวมทั้งมีภาพกราฟิกหน้าเหมืองหินด้วย ผู้อ่านอาจจะสามารถทดสอบโดยสมมุติค่าที่เหมาะสมเอง จากโปรแกรมที่บรรจุในแผ่นดิสก์ที่เก็บไว้ในซองหลังปกของรายงานฉบับนี้

รองศาสตราจารย์ ดร. สง่า ตั้งชวาล  
มิถุนายน 2543

## กิตติกรรมประกาศ

ผู้วิจัยขอขอบคุณ คณะกรรมการเงินทุนอุดหนุนการวิจัย ของสถาบันวิจัยและพัฒนา คณะวิศวกรรมศาสตร์ จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย ที่ให้ความสนับสนุนทางด้านเงินทุนวิจัย และยังขอขอบคุณ คณะกรรมการตรวจสอบและประเมินผลงานที่กรุณาให้คำแนะนำที่ดีและเป็นประโยชน์หลายอย่าง มา ณ ที่นี้ด้วย

รายงานฉบับนี้เป็นรายงานฉบับสมบูรณ์ การนำเสนอส่วนใหญ่เป็นการสร้างแบบจำลองฟังก์ชันระเบิดที่ควบคุมผลกระทบ กับการวิเคราะห์เชิงสถิติสำหรับข้อมูลคิภาคสนาม ตลอดจนมีการวิเคราะห์ระดับขั้นของความเสถียร และการยืนยันผลลัพธ์ของการปฏิบัติงานภาคสนามไว้ด้วย

ผู้วิจัยขอขอบคุณต่อบุคคลเหล่านี้ ที่เป็นทั้งผู้ช่วยวิจัยและเป็นวิศวกร ได้แก่

- นายสุบรรณ ผาเจริญ นายชุม รามศิริ นายประสงค์ เสริมศรีสุวรรณ นายณัฐพล พันธุ์โอภาส นายบวรวิทย์ อัครจันทโชติ ผู้ช่วยวิจัยด้านงานการตรวจวัดกับการบันทึกผลข้อมูลคิภาคสนาม

- นายจิรเดช เกตุปรีชาสวัสดิ์ ผู้ช่วยวิจัยด้านการวิเคราะห์แบบจำลองฟังก์ชันงานระเบิดหิน ตลอดจนกำหนดเงื่อนไขต่าง ๆ ในการควบคุมผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม

- นายสุรัชย์ ลีพิทาเกียรติ ผู้ช่วยวิจัยด้านการสร้างโปรแกรมแบบจำลองของการคำนวณค่าปริมาตรหินกับปริมาณการใช้วัตถุระเบิด

- นายปรารภ ผดุงไทย กับนายจิรเดช เกตุปรีชาสวัสดิ์ ผู้ช่วยวิจัยด้านการวิเคราะห์จากสมการถดถอย กับการวิเคราะห์ค่าผลลัพธ์เชิงความน่าจะเป็น

ผู้วิจัยขอขอบคุณอย่างจริงใจ สำหรับเจ้าหน้าที่กับวิศวกรของเหมืองหินหลายเหมืองที่อำนวยความสะดวกในการทำงานวิจัยภาคสนาม และยังขอขอบคุณนายโสภณ ตั้งกิตติคุณ กับคุณทักษิณี คณยานุสิทธิ์ ที่ช่วยงานพิมพ์กับจัดรูปเล่ม มา ณ ที่นี้ด้วย

## สารบัญ

	หน้า
ปกใน	i
บทคัดย่อภาษาไทย	ii
บทคัดย่อภาษาอังกฤษ	iii
คำนำ	iv
กิตติกรรมประกาศ	v
สารบัญ	vi
รายการตาราง	xii
รายการรูป	xvi
รายการสัญลักษณ์	xxi
รายการแปลงหน่วย	xxviii
บทนำของร่างรายงานฉบับสมบูรณ์	1
บทที่ 2 การออกแบบเพื่อเพิ่มประสิทธิภาพงานระเบิดหิน	2
2.1 การออกแบบทั่วไปสำหรับงานระเบิดหิน	2
2.2 สูตรเชิงประสมการณ์ของการออกแบบ การระเบิดหิน	4
2.2.1 วิธีการของ Ash	5
2.2.2 วิธีการของ Konya	8
2.2.3 วิธีการของ IMM	13
บทที่ 3 แบบจำลองการออกแบบหน้างานระเบิดหิน	20
3.1 ลักษณะทั่วไปในการออกแบบหน้างานระเบิดหิน	20
3.2 ชนิดของรูปแบบจำลองที่ใช้ในการออกแบบ ผนังระเบิด	20
3.3 แบบจำลองการออกแบบผนังระเบิดหินชุดแรก	21
3.3.1 เเงื่อนไขแบบจำลองชุดแรกของผนังงาน ระเบิดหินแบบขั้นบันได	21

	หน้า
3.3.2 สูตรเชิงประสมการณั้แบบจำลองชุดแรก ที่สอดคล้องกับเงื่อนไข	22
3.3.3 ขั้นตอนการวิเคราะห์ค่าตัวแปรของแบบจำลองชุดแรก	25
3.4 ผลเฉลยแบบจำลองชุดแรกสำหรับงานระเบิดหินหน้าอิสระเดี่ยว	27
3.4.1 การเจาะระเบิดค้ค้มจ้ค้ร้ส ใช้การ ถ่วงจ้งหะก้าวหน้า	27
3.4.2 การเจาะระเบิดค้ค้เป็น้ม ใช้การ ถ่วงจ้งหะก้าวหน้า	29
3.4.3 การเจาะระเบิดค้ค้มจ้ค้ร้สจ้ค้รูปก้ล่อง ใช้การ ถ่วงจ้งหะก้าวหน้า	30
3.4.4 การเจาะระเบิดค้ค้มจ้ค้ร้สจ้ค้เป็น้รูปก้ล่อง ใช้การถ่วงจ้งหะแบบสลับ	32
3.5 ผลเฉลยแบบจำลองชุดแรกสำหรับงานระเบิดหิน หน้าอิสระ 2 หน้า	33
3.5.1 การเจาะระเบิดค้ค้มจ้ค้ร้สและใช้การ ถ่วงจ้งหะแบบ echelon	33
3.5.2 การเจาะระเบิดค้ค้เป็น้มและใช้การ ถ่วงจ้งหะแบบ echelon	35
3.5.3 การเจาะระเบิดค้ค้เป็น้มและใช้การ ระเบิดพร้อมกันที่เดี่ยวในแถว	36
3.5.4 การเจาะระเบิดค้ค้เป็น้มและใช้การ ถ่วงจ้งหะก้าวหน้า	38
3.6 ตัวอย่างการคำนวณและการแสดงผลของแบบจำลอง ผังหน้าระเบิดหินชุดแรก	39
3.6.1 การออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระเดี่ยว และใช้ แก๊บไฟฟ้าจ้งหะถ่วง	39
3.6.2 การออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระ 2 หน้า และใช้ แก๊บไฟฟ้าจ้งหะถ่วง	44
3.7 แบบจำลองการออกแบบผังหน้าระเบิดหินชุดสอง	49
3.7.1 เงื่อนไขแบบจำลองชุดสองของผังหน้างาน ระเบิดหินแบบข้้นแดน	49
3.7.2 สูตรเชิงประสมการณั้แบบจำลองชุดสอง ที่สอดคล้องกับเงื่อนไข	49

	หน้า	
3.7.3	ขั้นตอนการวิเคราะห์ค่าตัวแปรของแบบจำลอง ชุดสอง	51
3.8	ผลเฉลยแบบจำลองชุดสองสำหรับงานระเบิดหินหน้าอสิระเดี่ยว	54
3.8.1	การเจาะระเบิดคัตคลุมจตุรัส ใช้การ ถ่วงจังหวะก้าวหน้า	54
3.8.2	การเจาะระเบิดคัตเป็นแฉม ใช้การ ถ่วงจังหวะก้าวหน้า	56
3.8.3	การเจาะระเบิดคัตคลุมฉากรูปกล่อง ใช้การ ถ่วงจังหวะก้าวหน้า	58
3.8.4	การเจาะระเบิดคัตคลุมฉากเป็นรูปกล่อง ใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ	60
3.9	ผลเฉลยแบบจำลองชุดสองสำหรับงานระเบิดหิน หน้าอสิระ 2 หน้า	61
3.9.1	การเจาะระเบิดคัตคลุมจตุรัสและใช้การ ถ่วงจังหวะแบบ echelon	61
3.9.2	การเจาะระเบิดคัตเป็นแฉมและใช้การ ถ่วงจังหวะแบบ echelon	63
3.9.3	การเจาะระเบิดคัตเป็นแฉมและใช้การ ระเบิดพร้อมกันที่เดียวในแถว	64
3.9.4	การเจาะระเบิดคัตเป็นแฉมและใช้การ ถ่วงจังหวะก้าวหน้า	66
3.10	ตัวอย่างการคำนวณและการแสดงผลของแบบจำลอง ผังหน้าระเบิดหินชุดสอง	68
3.10.1	การออกแบบเหมืองหินหน้าอสิระเดี่ยว และใช้กับไฟฟ้าจังหวะถ่วง	68
3.10.2	การออกแบบเหมืองหินหน้าอสิระ 2 หน้า และใช้กับไฟฟ้าจังหวะถ่วง	73
บทที่ 4	โปรแกรมการออกแบบหน้างานระเบิดหิน	76
4.1	ลักษณะทั่วไปของโปรแกรมสำเร็จรูป BLAST DESIGN I	76
4.1.1	รูปแบบหน้าจอของการใส่ข้อมูลเข้า ในเมนู Blast Design I	76
4.1.2	เงื่อนไขกับขั้นตอนที่สำคัญในการคำนวณ	76

4.1.3	การนำเสนอตัวอย่างในโปรแกรม แบบจำลอง Blast Design I	78
4.1.4	การระบุค่าข้อมูลเข้ากับค่าผลลัพธ์ของ แต่ละแบบอย่างผังหน้าระเบิด	78
4.2	ลักษณะทั่วไปของโปรแกรมสำเร็จรูป BLAST DESIGN II	88
4.2.1	รูปแบบหน้าจอของการใส่ข้อมูลเข้า ในเมนู Blast Design II	88
4.2.2	เงื่อนไขกับขั้นตอนที่สำคัญในการคำนวณ	89
4.2.3	การนำเสนอตัวอย่างในโปรแกรม แบบจำลอง Blast Design II	89
4.2.4	การระบุค่าข้อมูลเข้ากับค่าผลลัพธ์ของ แต่ละแบบอย่างผังหน้าระเบิด	89
4.3	ข้อเสนอแนะเพิ่มเติมสำหรับการออกแบบผังหน้างาน ระเบิดหิน	99
บทที่ 5	การประเมินผลกระทบเชิงสถิติของการสั่นสะเทือน	101
5.1	การทบทวนผลการวิเคราะห์ที่ได้จากการตรวจวัด ในต่างประเทศ	101
5.1.1	การสรุปผลเรื่องตัวแปรที่เหมาะสม จะเป็นเกณฑ์ค่าดัชนีของความเสียหาย	101
5.1.2	เกณฑ์ในการกำหนดขีดจำกัดเรื่องความ เสียหายต่อโครงสร้าง	102
5.2	การทบทวนผลการวิเคราะห์ของตัวแปรที่มีต่อ การสั่นสะเทือน	102
5.2.1	วิธีการหลักที่ใช้ในการวิเคราะห์ตัวแปรเชิงสถิติ	104
5.2.2	การจำแนกเขตของตัวแปรงานระเบิดหินที่ก่อให้เกิด เกิดความเสียหาย	104
5.2.3	ชนิดของความเสียหายตามแนวทางของ U.S. Bureau of Mines	105
5.3	วิธีการที่ใช้ในการวิเคราะห์ค่าจากข้อมูลความเสียหาย	105
5.3.1	หลักการทั่วไปในการหาค่าเชิงสถิติ ด้วยวิธี Mean and Variance	105
5.3.2	หลักการทั่วไปในการหาค่าเชิงสถิติของค่า ความน่าจะเป็น	108

	หน้า
5.3.3 การวิเคราะห์ผลจากข้อมูลดิบของ Bureau of Mines	111
5.3.4 แนวทางการประเมินผลลัพธ์ด้วยวิธี Probability Analysis	119
5.4 ตารางสรุปผลค่าความเร็วอนุภาคสำหรับข้อมูลการตรวจวัดในต่างประเทศ	121
5.5.1 ชนิดของเซตกับค่าข้อมูลดิบการสั่นสะเทือนจากการระเบิดหิน	126
5.5.2 พื้นที่บริเวณที่ตรวจวัดและพจนานุกรมที่ปรากฏในตารางบันทึกผล	126
5.5.3 ตารางบันทึกผลการตรวจวัดค่าความสั่นสะเทือน	126
5.5.4 ผลลัพธ์การวิเคราะห์เชิงสถิติกรณีข้อมูลดิบของประเทศไทย	132
<b>บทที่ 6 การประเมินผลกระทบเชิงสถิติสำหรับความดันเสียงจากการระเบิดหิน</b>	<b>141</b>
6.1 ข้อมูลดิบผลการตรวจสอบค่าระดับความดันเสียงแบบ L - weight	141
6.2 หลักการและวัตถุประสงค์ในการวิเคราะห์ค่าความดันเสียง	146
6.2.1 การประเมินผลระดับความดันเสียงตามสูตรเชิงประสมการณ์	146
6.2.2 การประเมินผลระดับความดันเสียงกับความเร็วอนุภาค	147
6.3 วิธีการและผลลัพธ์จากการประเมินผลเชิงสถิติค่าความดันเสียงของการระเบิดหิน	148
6.3.1 การหาค่าระยะทางความปลอดภัยที่ระดับขึ้นความเชื่อมั่น 95 %	148
6.3.2 การหาสูตรเชิงประสมการณ์ของระยะทางความปลอดภัยเฉพาะชนิดหิน	150
6.3.3 ผลสรุปการประเมินผลของระยะทางจากความดันเสียง	154

	หน้า
บทที่ 7 การประเมินผลกระทบเชิงสถิติสำหรับระยะ หินพลิวกระเด็นจากการระเบิด	155
7.1 ข้อมูลดิบผลการตรวจสอบค่าระยะ พลิวกระเด็นของหิน	155
7.2 สูตรเชิงประสมการณ์ระยะพลิวกระเด็นของหิน	155
7.2.1 สูตรเชิงประสมการณ์จากการระเบิดแบบเครเตอร์	160
7.2.2 สูตรเชิงประสมการณ์จากการระเบิดแบบจั่นมันไค	160
7.3 วิธีการและผลลัพธ์จากการประเมินสถิติระยะ หินพลิวกระเด็น	163
7.3.1 การหาค่าระยะทางความปลอดภัยที่ ระดับชั้นความเชื่อมั่น 95 %	163
7.3.2 การหาสูตรเชิงประสมการณ์ของระยะความปลอดภัย เฉพาะชนิดหิน	165
7.3.3 ตารางสำเร็จรูปของค่าระยะหินพลิวสำหรับ เหมืองหินหลายชนิด	168
7.3.4 ผลสรุปการประมวลผลของระยะทางความ ปลอดภัยจากหินพลิวกระเด็น	175
บทที่ 8 บทสรุปโครงการวิจัย	176
8.1 ความเชื่อถือได้ของการออกแบบระเบิดหิน และการประเมินผล	176
8.2 ความเชื่อถือได้ของการควบคุมผลกระทบการระเบิดหิน และการประเมินผล	177
8.3 แนวทางจัดการความเสี่ยงของการปฏิบัติงาน	177
8.4 การสัมภาษณ์ชุมชนเพื่อปรับปรุงงานระเบิดหิน	179
บรรณานุกรม	181
หลังปก	แผ่นดิสก์โปรแกรม Blast Design I กับแผ่นดิสก์โปรแกรม Blast Design II



## รายการตาราง

		หน้า
ตารางที่ 2.1	ระยะเวลาถ่วงจิ้งหะระหว่างหลุมเจาะระเบิด ที่เสนอแนะสำหรับการระเบิดแบบจ้ำมนัได	11
ตารางที่ 2.2	ระยะเวลาถ่วงจิ้งหะระหว่างแถวของหลุมเจาะระเบิด ที่เสนอแนะสำหรับการระเบิดแบบจ้ำมนัได	12
ตารางที่ 3.1	การประมวลผลหาค่าปริมาตรหินแน่น เมื่อให้ความสูง กับจำนวนหลุมเจาะคงที่ แบบอย่างจตุระเปิดเป็นหน้า อิสระหน้าเดียว แต่รูปแบบการถ่วงจิ้งหะต่างกัน	43
ตารางที่ 3.2	การประมวลผลหาค่าปริมาตรหินแน่น เมื่อให้ความสูง กับจำนวนหลุมเจาะคงที่ แบบอย่างจตุระเปิดเป็นหน้า อิสระ 2 หน้าคัดกันเป็นมุม แต่รูปแบบการถ่วงจิ้งหะต่างกัน	48
ตารางที่ 3.3	ตัวอย่างการหาค่าปริมาตรหินแน่น เมื่อให้ความสูง กับจำนวนหลุมเจาะคงที่ แบบอย่างจตุระเปิดเป็นหน้า อิสระหน้าเดียว แต่รูปแบบการถ่วงจิ้งหะต่างกัน	72
ตารางที่ 3.4	ตัวอย่างการหาค่าปริมาตรหินแน่น เมื่อให้ความสูง กับจำนวนหลุมเจาะคงที่ แบบอย่างจตุระเปิดเป็นหน้า อิสระ 2 หน้าคัดกันเป็นมุม แต่รูปแบบการถ่วงจิ้งหะต่างกัน	75
ตารางที่ 4.1	ผลลัพธ์เฉลี่ยจากการตรวจวัดภาคสนามการสั่นสะเทือน ของเหมืองหินหลายชนิดในประเทศไทยตั้งแต่ปี 2539-2541	99
ตารางที่ 4.2	มาตรฐานความปลอดภัยของการสั่นสะเทือนจากความเร็ว อนุภาคสูงสุด	100
ตารางที่ 4.3	มาตรฐานความปลอดภัยของการสั่นสะเทือนจากการ สเกลรากลากำลังสอง	100
ตารางที่ 5.1	ค่าความชันของเส้นขีดจำกัดความเสียหาย (5 เซต) ที่เป็นการเปรียบเทียบระหว่างค่าการเปลี่ยนตำแหน่ง ของอนุภาคกับค่าความถี่ของคลื่นระเบิด	114
ตารางที่ 5.2	การตรวจสอบหาค่าความน่าจะเป็น ในเชิงความเชื่อมั่น โดยข้อมูลดิบของการตรวจวัดที่ตั้งสมมุติฐานให้มีการ แจกแจงค่าปกติ	116
ตารางที่ 5.3	ตัวอย่างการตรวจสอบหาค่าความน่าจะเป็นในเชิง ความเชื่อมั่น เพื่อหาค่าความเร็วอนุภาคค่าสุด ของข้อมูลดิบภาคสนาม เซต 2	118

	หน้า
ตารางที่ 5.4	ผลสรุปข้อมูลดิบการตรวจสอบภาคสนามความเร็วอนุภาค อนุภาคที่ก่อให้เกิดความเสียหาย โดยใช้วิธีการแนวทาง แรก เป็นการหาค่าเฉลี่ย ค่าความแปรปรวน ตามวิธี ถดถอยเชิงเส้น 122
ตารางที่ 5.5	ผลสรุปข้อมูลดิบการตรวจสอบภาคสนามความเร็วอนุภาค อนุภาคที่ก่อให้เกิดความเสียหาย โดยใช้วิธีการแนวทาง สอง เป็นการหาค่าความน่าจะเป็น ตามทฤษฎีความเป็นไปได้ 123
ตารางที่ 5.6	ข้อมูลดิบเขต 1 ของการตรวจวัดผลกระทบ การสั่นสะเทือนในเมืองหิญาญขนาดใหญ 127-128
ตารางที่ 5.7	ข้อมูลดิบเขต 2 ของการตรวจวัดผลกระทบการสั่นสะเทือน ในเมืองหิญาญขนาดเล็กถึงปานกลาง 129
ตารางที่ 5.8	ข้อมูลดิบเขต 3 ของการตรวจวัดผลกระทบการสั่นสะเทือน ในเมืองหินแกรนิต 130
ตารางที่ 5.9	ข้อมูลดิบเขต 4 ของการตรวจวัดผลกระทบการสั่นสะเทือน ในเมืองหินอะซอลด์ 131
ตารางที่ 5.10	การเปรียบเทียบค่าความชันของเส้นถดถอย ที่ได้จาก แนวทางวิธีแรกที่เป็นการหาค่าเฉลี่ยกับค่าความแปรปรวน เขตข้อมูลดิบ 133
ตารางที่ 5.11	การเปรียบเทียบค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ( $V_{min}$ ) แล้ว ใช้วิธี Mean and variance หาค่าเปอร์เซ็นต์ความ น่าจะเป็นที่ค่า POLL. = 5 % ระหว่างข้อมูลดิบ 2 ชุด 136
ตารางที่ 5.12	ข้อมูลดิบความเร็วอนุภาคที่ตรวจวัดและบันทึก ได้ค่า ความถี่ค่า สำหรับเมืองหิญาญแบบขั้วมันโคขนาดใหญ่ ของประเทศไทย 137
ตารางที่ 5.13	การเปรียบเทียบค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด โดยกำหนดให้ ใช้วิธี Probability เพื่อหาค่าเปอร์เซ็นต์ความ น่าจะเป็นที่เป็นขอบค่าช่วงความเชื่อมั่น (POLL. = 5 %) 138
ตารางที่ 5.14	การเปรียบเทียบค่าจุดสูงสุดความเร็วอนุภาค โดยใช้ วิธี Mean and Variance กับวิธี Probability เพื่อหาค่าเปอร์เซ็นต์ความน่าจะเป็นที่ค่า POLL. = 5 % 139
ตารางที่ 6.1	ผลการตรวจวัดความดั่งเสียงที่ใช้ไมโครโฟนเชิงเส้น สำหรับการระเบิดหินแบบขั้วมันโคของเมืองหิญาญ เป็นข้อมูลดิบเขต 1 สำหรับเมืองหิญาญขนาดใหญ่ 142

ตารางที่ 6.2	ผลการตรวจวัดความดันเสียงที่ใช้ไมโครโฟนเชิงเส้น สำหรับการระเบิดหินแบบจั่นมันโคของเหมืองหินปูน เป็นข้อมูลคิมเซต 2 สำหรับเหมืองหินปูนขนาดเล็กถึงปานกลาง	143
ตารางที่ 6.3	ผลการตรวจวัดความดันเสียงที่ใช้ไมโครโฟนเชิงเส้น สำหรับการระเบิดหินแบบจั่นมันโคของเหมืองหินแกรนิต เป็นข้อมูลคิมเซต 3 สำหรับเหมืองขนาดเล็กถึงปานกลาง	144
ตารางที่ 6.4	ผลการตรวจวัดความดันเสียงที่ใช้ไมโครโฟนเชิงเส้น สำหรับการระเบิดหินแบบจั่นมันโคของเหมืองหินมะซอลด์ เป็นข้อมูลคิมเซต 4 สำหรับเหมืองขนาดเล็กถึงปานกลาง	145
ตารางที่ 6.5	การเปรียบเทียบค่าระยะทางความปลอดภัยที่ประเมินมา จากสองแนวทาง ระหว่างวิธีการหาค่าเฉลี่ยกับความแปรปรวน กับวิธีการหาค่าความน่าจะเป็น ที่ความเชื่อมั่น 95 %	149
ตารางที่ 6.6	ค่าการตรวจวัดภาคสนามของเหมืองหินแกรนิต (ทุกค่าความดันเสียง)	151
ตารางที่ 6.7	สมการการคาดคะเนความดันเสียงที่ระดับความ เชื่อมั่นต่าง ๆ ตามชนิดของเหมืองหิน และตาม ค่าช่วงพิสัยความดันที่กำหนด	153
ตารางที่ 7.1	ระยะการปลิวกระเด็นของการระเบิดในเหมืองหินปูน ขนาดใหญ่ เป็นข้อมูลเซต 1	156
ตารางที่ 7.2	ระยะการปลิวกระเด็นของการระเบิดในเหมืองหินปูน ขนาดเล็กถึงปานกลาง เป็นข้อมูลเซต 2	157
ตารางที่ 7.3	ระยะการปลิวกระเด็นของการระเบิดในเหมืองหินแกรนิต เป็นข้อมูลเซต 3	158
ตารางที่ 7.4	ระยะการปลิวกระเด็นของการระเบิดในเหมืองหินมะซอลด์ เป็นข้อมูลเซต 4	159
ตารางที่ 7.5	ความสัมพันธ์ระหว่างค่า DH กับค่า $0.44 V_d$	160
ตารางที่ 7.6	การเปรียบเทียบค่าระยะความปลอดภัยที่ประเมินมาจาก สองแนวทาง ระหว่างวิธีการหาค่าเฉลี่ยกับความแปรปรวน กับวิธีการหาค่าความน่าจะเป็น ที่ความเชื่อมั่น 95 %	165
ตารางที่ 7.7	ค่าการตรวจวัดภาคสนามของเหมืองหินแกรนิต (ทุกค่าความถี่)	166
ตารางที่ 7.8	สมการการคาดคะเนค่าระยะหินปลิวที่ระดับความ เชื่อมั่นต่าง ๆ ตามชนิดของเหมืองหิน และตาม ค่าอัตราส่วนตัวแปรที่กำหนด	169

	หน้า	
ตารางที่ 7.9	ระยะการคาดคะเนของหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมือง หินปูนทั่วไป	170
ตารางที่ 7.10	ระยะการคาดคะเนของหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมือง หินปูน (เขต 1)	171
ตารางที่ 7.11	ระยะการคาดคะเนของหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมือง หินปูน (เขต 2)	172
ตารางที่ 7.12	ระยะการคาดคะเนของหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมือง หินแกรนิต (เขต 3)	173
ตารางที่ 7.13	ระยะการคาดคะเนของหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมือง หินบะซอลต์ (เขต 4)	174
ตารางที่ 8.1	การวางแผนในการจัดการความเสี่ยงสำหรับ การวิเคราะห์ระบบ	178

## รายการรูป

		หน้า
รูปที่ 2.1	ผังภาพของการออกแบบการระเบิดหลายแบบอย่าง แนวหัวลูกศรเป็นทิศทางเคลื่อนที่ของมวลหิน	3
รูปที่ 2.2	ระยะเฉลี่ยที่เหมาะสมความหนาหน้าระเบิดแถวแรก สำหรับเหมืองหินชั้นมันได	14
รูปที่ 2.3	ตัวอย่างการใช้แก๊สไฟฟ้าจิ้งหะถ่วง ที่มีการออกแบบ จุดระเบิด ตามสภาวะของงานระเบิดหิน	16
รูปที่ 2.4	ความสัมพันธ์ระหว่างค่าปริมาตรวัตถุระเบิดที่ใช้กับคุณสมบัติ ของหินที่อยู่กับที่	18
รูปที่ 2.5	การหาค่ามุมของผิวขรุขระของระนาบรอยแตกในหิน	18
รูปที่ 3.1	ภาพสเก็ตรังการอัดระเบิดในหลุมเจาะเดี่ยว ที่ใช้ในแบบจำลองชุดแรก	23
รูปที่ 3.2	การเจาะระเบิดตัดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัสใช้การ ถ่วงจิ้งหะก้าวหน้า	27
รูปที่ 3.3	ผลเฉลยการเจาะระเบิดตัดหน้าอิสระเป็นมุมจตุรัสใช้การ ถ่วงจิ้งหะก้าวหน้า	28
รูปที่ 3.4	การเจาะระเบิดตัดหน้าอิสระเป็นมุมใช้การถ่วงจิ้งหะก้าวหน้า	29
รูปที่ 3.5	ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การ ถ่วงจิ้งหะก้าวหน้า	29
รูปที่ 3.6	การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การ ถ่วงจิ้งหะก้าวหน้า	31
รูปที่ 3.7	ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การ ถ่วงจิ้งหะก้าวหน้า	31
รูปที่ 3.8	การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การ ถ่วงจิ้งหะแบบสลับ	32
รูปที่ 3.9	ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การ ถ่วงจิ้งหะแบบสลับ	33
รูปที่ 3.10	การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัสใช้การ ถ่วงจิ้งหะ echelon	33
รูปที่ 3.11	ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัส ใช้การถ่วงจิ้งหะ echelon	34

	หน้า
รูปที่ 3.12 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การ ถ่วงจังหวะ echelon	35
รูปที่ 3.13 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะ echelon	35
รูปที่ 3.14 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม หลุมเจาะ สลับพื้นลาจุดระเบิดพร้อมกัน	36
รูปที่ 3.15 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การจุดระเบิดพร้อมกัน	37
รูปที่ 3.16 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม หลุมเจาะ สลับพื้นลา ถ่วงจังหวะก้าวหน้า	38
รูปที่ 3.17 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะแบบก้าวหน้า	38
รูปที่ 3.18 ภาพสเก็ทซ์การอัดระเบิดในหลุมเจาะเดี่ยว ที่ใช้ในแบบจำลองชุดสอง	50
รูปที่ 3.19 ความสัมพันธ์ระหว่างจุดล่างสุดของตะพัก กับจุดปลายของหลุมเจาะระเบิด	52
รูปที่ 3.20 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจัดรูส์ ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า	55
รูปที่ 3.21 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจัดรูส์ ใช้การถ่วงจังหวะแบบก้าวหน้า	55
รูปที่ 3.22 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะแบบก้าวหน้า	56
รูปที่ 3.23 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะแบบก้าวหน้า	57
รูปที่ 3.24 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่อง ใช้การถ่วงจังหวะแบบก้าวหน้า	58
รูปที่ 3.25 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่อง ใช้การถ่วงจังหวะแบบก้าวหน้า	59
รูปที่ 3.26 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่อง ใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ	60
รูปที่ 3.27 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่อง ใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ	60
รูปที่ 3.28 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจัดรูส์ ใช้การถ่วงจังหวะ echelon	61

	หน้า
รูปที่ 3.29 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะ echelon	62
รูปที่ 3.30 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะ echelon	63
รูปที่ 3.31 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะ echelon	64
รูปที่ 3.32 การเจาะระเบิดหน้าอิสระเป็นมุม หลุมเจาะสลัฟพื้นปลา จตุระเปิดพร้อมกัน	65
รูปที่ 3.33 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระเป็นมุม ใช้การจตุระเปิดพร้อมกัน	65
รูปที่ 3.34 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม หลุมเจาะสลัฟพื้นปลา ถ่วงจังหวะก้าวหน้า	66
รูปที่ 3.35 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า	67
รูปที่ 4.1 หน้าจอแสดงการป้อนข้อมูล เข้าลงในโปรแกรม Blast Design I	77
รูปที่ 4.2 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปตัววี หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมฉาก แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า	79
รูปที่ 4.3 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปตัววี หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมป้าน แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า	80
รูปที่ 4.4 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมฉาก แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า	81
รูปที่ 4.5 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมฉาก แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะแบบสลัฟ	82
รูปที่ 4.6 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมฉาก แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การจตุระเปิดพร้อมกันที่เดียวในแถว	83
รูปที่ 4.7 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การ ระเบิดตัดเป็นมุมฉาก แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วง จังหวะก้าวหน้า	84

	หน้า	
รูปที่ 4.8	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดตัดเป็นมุมป้าน แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วง จังหวะแบบ echelon	85
รูปที่ 4.9	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดตัดเป็นมุมป้าน แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การระเบิด พร้อมกันทีเดียวในแถว	86
รูปที่ 4.10	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดตัดเป็นมุมป้าน แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วง จังหวะก้าวหน้า	87
รูปที่ 4.11	หน้าจอแสดงการป้อนข้อมูล เข้าลงในโปรแกรม Blast Design II	88
รูปที่ 4.12	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียว เป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปตัววี หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมฉาก แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า	90
รูปที่ 4.13	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียว เป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปตัววี หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมป้าน แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า	91
รูปที่ 4.14	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียว เป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมฉาก แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า	92
รูปที่ 4.15	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียว เป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมฉาก แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ	93
รูปที่ 4.16	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียว เป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมฉาก แถวของแก๊บไฟฟ้าจุดระเบิดพร้อมกันทีเดียวในแถว	94
รูปที่ 4.17	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉาก แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon	95
รูปที่ 4.18	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมป้าน แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon	96
รูปที่ 4.19	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมป้าน แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การระเบิดพร้อมกันทีเดียวในแถว	97



รูปที่ 4.20	ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เป็ดใหม่ตัดกัน เป็นมุมป้าน แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจ้งหะก้าวหน้า	98
รูปที่ 5.1	เกดศ์ที่เป็นข้อกำหนดในการจัดอันดับชั้นความเสี่ยงที่เก็ดจาก คลี่ระเบิด เ็ดนทางผ่านพื้นพิวฐานรากของสิ่งก่อสร้าง	103
รูปที่ 5.2	การประมาดหาค่าข้อมูลทีกระจัดกระจายด้วย สมการถดถอยเชิงเส้น	106
รูปที่ 5.3	ผลลัษ์ของการวิเคราะห์ข้อมูลตีความเสียหาย จากข้อมูลเซต 5	112
รูปที่ 5.4	ผลลัษ์ของการวิเคราะห์ข้อมูลตีความเสียหาย จากข้อมูลหลายเซต	113
รูปที่ 5.5	การวิเคราะห์เชิงความน่าจะเป็น ของความเสียหายที่ เก็ดจากความเร็วอนุภาค โดยใช้ข้อมูลเซต 7	120
รูปที่ 5.6	การตรวจวัดภาคสนามสำหรับการระเบิดหินปูน เพื่อใช้เป็น วัตถุตีผลตีปนซีเมนต์ ถ้ายที่ บริษัทปูนซีเมนต์ไทย (แก่งคอบ)	125
รูปที่ 5.7	การทดลองพล็อตตำแหน่งจุดข้อมูลตีผลการตรวจวัดการสันสะ เท็อน ที่รวมเซต 1 กับเซต 2 เป็นค่าข้อมูลตีผลการระเบิดเหม็องหินปูน แบบขั้นมันไคของประเทศไทย ทำการเป็รียบเทียบกับความชัน เส้นถดถอยจิดจากัดความเสี่ยงของข้อมูลเซต 7, R.I. 8507	135
รูปที่ 5.8	การพล็อตค่าความเร็วอนุภาคบนกระดามกราฟการแจกแจง ลอกการตีมปกติ ที่ปรากฏบนหน้าจอคอมพิวเตอร์	138
รูปที่ 6.1	ผลกระทบจากความเร็วอนุภาคในแนวรัศมีกับระดับความดัน เสี่ยงเกินระดับที่เก็ดจากการระเบิด	148
รูปที่ 6.2	กราฟความสัมพันธ์ระหว่างความดั่งเสี่ยงกับค่าการสเกล รากกำลังสาม	152
รูปที่ 7.1	การคำนวณระยะปะลิวกระเด็นไกลสุดแปรผันกับขนาดของ ชิ้นส่วนหิน และเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะระเบิด	161
รูปที่ 7.2	การคำนวณระยะปะลิวกระเด็นในการตัดตะพักแบบขั้นมันไค กำหนดให้หิน เริ่มปะลิวกระเด็นตรงจุดตะพักด้านบน แนวปะลิว ไกลสุดเป็นเส้นไค้งพาราโบลา (Id) มีค่ามากกว่าระยะที่ หิยปะลิวกระเด็นตามแนวระดับตรงจุดยอดตะพักด้านบน (L)	161
รูปที่ 7.3	กราฟความสัมพันธ์ระหว่างระยะทางหิยปะลิวกับค่าอัตราส่วน ตัวแปรหน้าระเบิด	167

## รายการสัญลักษณ์

ในการอธิบายนิยามของสัญลักษณ์ เพื่อเป็นการสะดวกค่าสัญลักษณ์เหล่านี้จะเรียงลำดับอักษรตามการออกเสียงในภาษาอังกฤษ นอกจากนี้ยังมีการแสดงหน่วยประกอบด้วยเท่าที่จำเป็น

A	=	ขนาดแอมพลิจูดของการเปลี่ยนตำแหน่งสูงสุด
	=	เลขจำนวนอันตะค่าใด ๆ
$A_y$	=	ตัวแปรเสริมเชิงมาตราส่วน สำหรับข้อมูลวิเคราะห์ที่มี การแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ
AN-FO	=	สารผสมระเบิดระหว่างแอมโมเนียมไนเตรดกับน้ำมันดีเซล
a	=	ความเร่งของอนุภาคบนพื้นผิว หน่วยเป็น เมตร / วินาที <sup>2</sup> , มิลลิเมตร / วินาที <sup>2</sup> หรือ ฟุต / วินาที <sup>2</sup> , นิ้ว / วินาที <sup>2</sup>
$a_{max}$	=	ความเร่งสูงสุดของอนุภาคบนพื้นผิว
$\alpha$	=	ค่าสัมประสิทธิ์ของสมการถดถอยเชิงเส้นที่ใช้วิธีกำลังสองน้อยที่สุด
B	=	ระยะความหนาแน่นงานระเบิดหรือระยะเบอร์เคน (burden) เป็นระยะห่างระหว่างแถว หรือระยะทางระหว่างหน้าอิสระกับ หลุมเจาะระเบิด (ขนาดมิติชนิดหนึ่งของแบบอย่างการระเบิด) หน่วยเป็น เมตรหรือฟุต
	=	เลขจำนวนอันตะที่มีค่าบวก
BH	=	ความสูงหน้าตะพักหรือชั้นมันไคของเหมืองในแนวตั้ง
$B_1$	=	ระยะความหนาแน่นงานของการระเบิดเพื่อควบคุมผลกระทบ
$B_{cal}$	=	ค่าระยะความหนาแน่นงานระเบิดที่ได้จากการคำนวณตาม สูตรเชิงประสมการณ์ หน่วยที่คำนวณได้เป็นเมตร
$B_m$	=	ค่าเฉลี่ยของระยะความหนาแน่นงานระเบิดแถวแรก
$B_{min}$	=	ระยะเบอร์เคนต่ำสุดของเรื่องการป้องกันหินระเบิด
$B_y$	=	ตัวแปรเสริมเชิงรูปร่าง สำหรับข้อมูลวิเคราะห์ที่มี การแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ
b	=	ระยะทางสั้นที่สุดของเบอร์เคนที่ค้ำจากกับหน้าอิสระดั้งเดิม
	=	ความชันของเส้นถดถอยที่ใช้วิธีกำลังสองน้อยที่สุด

- $\beta$  = ตัวแปรเสริมในการประมาณค่าจากสมการถดถอยเชิงเส้น
- CLL = ช่วงความเชื่อมั่นในข้อมูลที่ทำการวิเคราะห์ เป็นการกำหนดค่าระดับช่วงความเชื่อมั่นเป็นเปอร์เซ็นต์
- $\theta$  = มุมเอียงของหลุมเจาะระเปิด วัดเทียบกับแนวราบ หน่วยเป็นองศา
- D = ระยะทางในแนวราบที่วัดจากจุดระเปิดถึงจุดที่ตั้งเครื่องตรวจวัด หน่วยเป็นเมตร
- DATA NO. = จำนวนข้อมูลดิบที่ระบุไว้ เพื่อนำมาใช้ในการวิเคราะห์เชิงสถิติ
- Date = วัน เดือน ปี ที่ทำการบันทึกผล
- $D_e$  = เส้นผ่านศูนย์กลางของวัดจุดระเปิดในหลุมเจาะ หน่วยเป็นมิลลิเมตรหรือนิ้ว
- $D_s$  = ระยะที่ถูกสเกลหน่วยเมตร / (กก)<sup>1/2</sup> , ฟุต / (ปอนด์)<sup>1/2</sup> หรือหน่วย เมตร / (กก)<sup>1/3</sup> , ฟุต / (ปอนด์)<sup>1/3</sup>
- DISP. = การเปลี่ยนตำแหน่งอนุภาค หน่วยเป็นมิลลิเมตรหรือนิ้ว
- DH = เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะที่อัดระเปิด หน่วยเป็นมิลลิเมตรหรือนิ้ว
- dB = ความดันเสียงเกินระดับ (สเกลเป็นเดซิเบล) ใช้ค่าในเครือข่ายเสียงเชิงเส้นตรง
- $E_i$  = ตัวแปรสุ่มอิสระ ค่าของ  $i = 1, 2, \dots, n$
- $e_i$  = ความคลาดเคลื่อนที่  $i$  ระหว่างค่าของตำแหน่งพิกัดตัวแปรกับค่าบนเส้นถดถอย (วัดเทียบกับแกน  $y$ )
- $Error_{bb}$  = ความคลาดเคลื่อนที่เป็นผลมาจากการคาดคะเนระยะปลิวกระเด็นของหินแบบจั้นมันไค หน่วยเป็น เปอร์เซนต์
- $Error_{cr}$  = ความคลาดเคลื่อนที่เป็นผลมาจากการคาดคะเนระยะปลิวกระเด็นของหินแบบเคร์เตอร์ หน่วยเป็น เปอร์เซนต์
- $F(a)$  = ฟังก์ชันการแจกแจงสะสมสำหรับพจน์อันดับเลขใด ๆ ที่มีการแจกแจงค่าปกติ
- $F(x)$  = ฟังก์ชันการแจกแจงสะสมสำหรับตัวแปรสุ่ม  $X$  ที่มีการแจกแจงค่าปกติ
- $F_x(x)$  = ฟังก์ชันการแจกแจงสะสมสำหรับตัวแปรสุ่ม  $X$  ที่มีการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ
- $f$  = ความถี่ของการเคลื่อนที่ของอนุภาค หน่วยเป็นเฮิรตซ์

$f_s$	=	ความถี่ที่เกิดในโครงสร้าง หน่วยเป็น เฮิรตซ์
$f(x)$	=	ฟังก์ชันความหนาแน่นสำหรับตัวแปรสุ่ม $X$ ที่มีการแจกแจงค่าปกติ
$f_x(x)$	=	ฟังก์ชันความหนาแน่นสำหรับตัวแปรสุ่ม $X$ ที่มีการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ
$f(z)$	=	ฟังก์ชันความหนาแน่นสำหรับตัวแปรสุ่มมาตรฐาน $Z$ ที่มีการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ
$g$	=	ความเร่งเนื่องจากแรงโน้มถ่วง หน่วยเป็น เมตร / วินาที <sup>2</sup> , มิลลิเมตร / วินาที <sup>2</sup> หรือ ฟุต / วินาที <sup>2</sup> , นิ้ว / วินาที <sup>2</sup>
$H$	=	ความยาวทั้งหมดของหลุมเจาะระเบิด หน่วยเป็น เมตร หรือ ฟุต
$i$	=	มุมพิวซุระของระนาบรอยแตกแยก หน่วยเป็นองศา
$J$	=	ระยะที่เจาะต่ำกว่าพื้นเหมือง (ตะพักหรือชั้นชั้นไคด้านล่าง) วัดในแนวตั้ง หน่วยเป็นเมตร
$K_B$	=	อัตราส่วนความหนาหน้าระเบิด ใช้ในการหามิติผังระเบิด
$K_H$	=	อัตราส่วนความยาวหลุมเจาะระเบิด ใช้ในการหามิติผังระเบิด
$K_S$	=	อัตราส่วนระยะห่างของหลุมเจาะ ในแถวใช้ในการหามิติผังระเบิด
$K_T$	=	อัตราส่วนระยะปิดอัดปากหลุมเจาะ ใช้ในการหามิติผังระเบิด
$K_v$	=	ค่าคงที่ (ตรงจุดตัดแกน $y$ ) ของสูตรเชิงประสมการณณ์ที่ขึ้นอยู่กับธรณีวิทยาของพื้นผิวและภูมิประเทศ
$k$	=	น้ำหนักวัตถุระเบิดต่อหลุมเจาะ หน่วยเป็นกิโลกรัม
$L$	=	ระยะการปลิวกระเด็นในแนวราบของหินตรงขอบตะพักหรือชั้นชั้นไคด้านบน หน่วยเป็นเมตรหรือฟุต
	=	ความสูงหน้าเหมืองในแนวตั้ง หน่วยเป็นเมตรหรือฟุต
$L_A$	=	ระยะการปลิวกระเด็นในแนวราบ ที่เป็นค่าที่ได้จากการตรวจวัดจริงในภาคสนาม หน่วยเป็นเมตร
$L_m$	=	ความสูงหน้าเหมืองต่ำสุด หน่วยเป็นเมตร
$l_c$	=	ความหนาแน่นของวัตถุระเบิดที่อัดในหลุมเจาะ หน่วยเป็นกรัมต่อลบ.ซม., กิโลกรัมต่อลบ.ม. หรือ ปอนด์ต่อลบ.ฟุต
$m$	=	มวลของระบบ หน่วยเป็นกิโลกรัม, กรัม หรือปอนด์
	=	ค่าคงที่ (ความลาดชันของกราฟ) ของสูตรเชิงประสมการณณ์ที่ขึ้นอยู่กับสภาพธรณีวิทยาและภูมิประเทศ
Max.value [ ]	=	ค่าสูงสุดในวงเล็บที่จะถูกเลือก
Min.value [ ]	=	ค่าต่ำสุดในวงเล็บที่จะถูกเลือก

MLX	=	ค่าเฉลี่ยของผลรวม $\log X$ ที่หาจากสมการถดถอยเชิงเส้น
MLY	=	ค่าเฉลี่ยของผลรวม $\log Y$ ที่หาจากสมการถดถอยเชิงเส้น
N	=	จำนวนหลุมเจาะในการระเบิดเพื่อพัฒนาหน้างานเหมืองหิน
$N_{\max}$	=	จำนวนหลุมเจาะมากที่สุดในการระเบิดเพื่อพัฒนาหน้างานเหมืองหิน
$N_{\min}$	=	จำนวนหลุมเจาะน้อยสุดในการระเบิดเพื่อพัฒนาหน้างานเหมืองหิน
NCLL	=	เปอร์เซ็นต์ค่าความน่าจะเป็นในช่วงความเชื่อมั่นที่กำหนด
$NL_{\max}$	=	ระยะความปลอดภัยสูงสุดที่มีผลมาจากระดับความดั่งเสี่ยงของการระเบิดหิน หน่วยเป็นเมตรหรือฟุต
$NL_{\min}$	=	ระยะความปลอดภัยต่ำสุดที่มีผลมาจากระดับความดั่งเสี่ยงของการระเบิดหิน หน่วยเป็นเมตรหรือฟุต
NSD	=	จำนวนตัวเลขผลคูณค่าเบี่ยงเบนมาตรฐานที่มีการดั่งสมมุติฐานให้ตัวแปรสุ่มมีการแจกแจงค่าแบบปกติ
n	=	ค่าคงที่ของสูตรเชิงประสภารณ์ที่ขึ้นอยู่กับคุณสมบัติของหินและความไม่ต่อเนื่องในเวลหิน
	=	จำนวนของจุดพิคที่ค้องการในการเคลื่อนที่เชิงพลศาสตร์
	=	จำนวนตัวแปรในกลุ่มตัวอย่าง
O	=	จุดกำเนิดในระบบคาร์ทีเซียน
P	=	ความดันของคลื่นระเบิดในเวลาจริง หน่วยเป็นกิโลพาสคัล หรือ ปอนด์ต่อตร.นิ้ว
P.F.	=	ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์ เป็นค่า อัตราส่วน [น้ำหนักวัตถุระเบิดที่ใช้ทั้งหมดต่อจังหวะถ่วง] / [ปริมาตรของหินที่แตกหัก] หน่วยเป็น กิโลกรัม/ลบ.เมตร หรือ ปอนด์/ลบ.ฟุต
$(P.F.)_{\max}$	=	ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์สูงสุด เป็นค่าที่ได้จากการคำนวณ
$(P.F.)_{\min}$	=	ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์ต่ำสุด เป็นค่าที่ได้จากการคำนวณ
POLL	=	เปอร์เซ็นต์ความน่าจะเป็น ที่อยู่นอกขอบค่าของช่วงความเชื่อมั่นระดับนั้น ๆ
PVS	=	ผลลัพธ์เชิงเวกเตอร์ของจุดสูงสุดความเร็วอนุภาค 3 แกน หน่วย มิลลิเมตร/วินาที, เมตร/วินาที, ฟุต/วินาที
$\phi$	=	เส้นผ่านศูนย์กลางเฉลี่ยของหินที่ปลิวกระเด็น หน่วยเป็นเมตรหรือนิ้ว

$\phi$	=	มุมเสียดทานภายในมวลสาร หน่วยเป็นองศา
$\Phi(z)$	=	พจน์ตัวแปรแทนค่าฟังก์ชันการแจกแจงปกติสำหรับ ตัวแปรสุ่มมาตรฐาน
$q$	=	ค่าพาเคอร์แฟกเตอร์ (powder factor) หรือ เป็นค่าจำนวนวัตต์ระเบิดเฉพาะ (specific charge) หน่วยเป็น กิโลกรัมต่อลบ.ม., ปอนด์ต่อลบ.ฟุต
$QN$	=	ชื่อของเหมืองหินที่มีการตรวจวัดผลกระทบจากการระเบิด
$R$	=	ระยะครึ่งหนึ่งของการปลิวกระเด็นของชิ้นส่วนหินในแนวราบ ที่มีแนววิถีแบบไฮเพอร์โบล่า หน่วยเป็นเมตรหรือฟุต
$r$	=	ระยะห่างจากผู้สังเกตการณ์หรือจุดตรวจวัดถึงจุดกำเนิด การระเบิด หน่วยเป็นเมตรหรือฟุต
$\rho$	=	ความหนาแน่นมวลสาร หน่วยเป็น กิโลกรัม / ลบ.เมตร หรือ ปอนด์ / ลบ.ฟุต
$\rho_E$	=	ความหนาแน่นวัตต์ระเบิด หน่วยเป็น กิโลกรัม / ลบ.เมตร หรือ ปอนด์ / ลบ.ฟุต
$S$	=	ระยะห่างระหว่างหลุมเจาะระเบิดในแถวหรือระยะสเปซซิง (ขนาดมิติชนิดหนึ่งของแบบอย่างการระเบิด) หน่วยเป็นเมตรหรือฟุต
$S^2$	=	ค่าประมาณที่ไม่ลำเอียงของความแปรปรวน ( $\sigma^2$ ) ที่ระดับ ชั้นเสรี $n - 2$ กรณีที่มีกลุ่มตัวอย่าง $n$ ค่า
Scaled D.	=	ค่าการสเกลระยะทาง (ใช้อัตราส่วนของระยะทางกับ น้ำหนักวัตต์ระเบิดสูงสุดต่อจันทะถ่วง) หน่วยเป็น เมตรต่อ (กิโลกรัม) <sup>1/2</sup> , ฟุต ต่อ (ปอนด์) <sup>1/2</sup> หรือ เมตรต่อ (กิโลกรัม) <sup>1/3</sup> , ฟุต ต่อ (ปอนด์) <sup>1/3</sup>
$SD$	=	ค่าเบี่ยงเบนมาตรฐานของกลุ่มข้อมูลตัวแปรเชิงสุ่มที่วิเคราะห์
$SEI$	=	เซตข้อมูลดิบที่ได้จากการตรวจวัดภาคสนาม
$SSE$	=	ผลบวกกำลังสองของความคลาดเคลื่อน จากวิธีกำลังสองน้อยที่สุด
$S_1$	=	ระยะห่างของหลุมเจาะในแถวสำหรับการระเบิดเพื่อความคุม
$SG_E$	=	ความถ่วงจำเพาะของวัตต์ระเบิด
$SG_R$	=	ความถ่วงจำเพาะของมวลหิน
$\sigma^2$	=	ค่าความแปรปรวนจากการวิเคราะห์เชิงความเชื่อมั่น

$T$	=	ความยาวในแนวตั้งระยะบดอัดด้วยเศษหิน/ดิน ในหลุมเจาะ หรือเรียกระยะสเคมมิง (stemming) (ขนาดมิติชนิดหนึ่งของแบบอย่างการระเบิด) หน่วยเป็น เมตรหรือฟุต
$t$	=	เวลาจริง หน่วยเป็นวินาที หรือเศษส่วนของพันต่อวินาที
$T_d$	=	ระยะการปลิวกระเด็นในแนวราบ ในการคำนวณการระเบิดแบบเครเตอร์ หน่วยเป็น เมตรหรือฟุต
$T_H$	=	ค่าคงที่ของการถ่วงจังหวะระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ หน่วยเป็น เศษหนึ่งส่วนพันวินาที ต่อ เมตร
$t_h$	=	เวลาจังหวะถ่วงระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ หน่วยเป็น เศษหนึ่งส่วนพันวินาที
$T_R$	=	ค่าคงที่ของการถ่วงจังหวะระหว่างแถวต่อแถวของหน้าระเบิด หน่วยเป็น เศษหนึ่งส่วนพันวินาที ต่อ เมตร
$t_r$	=	เวลาจังหวะถ่วงระหว่างแถวต่อแถวของหน้าระเบิด หน่วยเป็น เศษหนึ่งส่วนพันวินาที
$V$	=	ความเร็วของอนุภาคบนพื้นผิว (ค่าผลลัพธ์เวกเตอร์ความเร็ว)
$V_d$	=	ความเร็วของคลื่นระเบิด หน่วยเป็น เมตรต่อวินาที หรือ ฟุตต่อวินาที
$V_R$	=	ปริมาณของหินแน่นสำหรับการระเบิด เพื่อการพัฒนาหน้างาน หน่วยเป็น ลบ.เมตร หรือ ลบ.ฟุต
$(V_R)_{\max}$	=	ปริมาณหินแน่นสูงสุดของการระเบิด เพื่อการพัฒนาหน้างาน
$(V_R)_{\min}$	=	ปริมาณหินแน่นต่ำสุดของการระเบิด เพื่อการพัฒนาหน้างาน
$(V_R)_N$	=	ปริมาณของหินแน่นสำหรับการเจาะระเบิด $N$ หลุม
$V_r$	=	ความเร็วของอนุภาคบนพื้นผิวในแนวรัศมี
$V_{\text{req}}$	=	ปริมาณหินแน่นที่วางแผนสำหรับความต้องการไว้ล่วงหน้า
$\% V$	=	เกณฑ์ที่กำหนดสำหรับปริมาณหินแน่น เป็นความแตกต่างระหว่างค่าที่ต้องการ กับค่าที่คำนวณได้
$W$	=	น้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อจังหวะถ่วง ที่คำนวณจากผังหน้าระเบิด หน่วยเป็น กิโลกรัม หรือ ปอนด์
$W_c$	=	น้ำหนักวัตถุระเบิดที่บรรจุอัดในหลุมเจาะ หน่วยเป็น กิโลกรัม หรือ ปอนด์
$X$	=	ตัวแปรสุ่มอิสระที่ไม่พึ่งพิง
$X_i$	=	ตัวแปรสุ่มอิสระที่ค่า $i$ ค่า $i = 1, 2, \dots, n$

$X_{op}$	=	ขนาดของชิ้นส่วนที่แตกหักที่เหมาะสมที่สุด หน่วยเป็น มิลลิเมตร
$x$	=	แกนหนึ่ง ในระบบพิกัดคาร์ทีเซียน
	=	ค่าระยะความหนาของหน้าระเบิดแถวแรก (เป็นค่าผลเฉลย) หน่วยเป็นเมตร
$x_i$	=	พิกัดของตัวแปรสุ่มอิสระที่ค่า $i$
$Y$	=	ตัวแปรสุ่มที่พึ่งพิง
$Y_i$	=	ค่าประมาณของตัวแปรที่พึ่งพิงสำหรับค่าที่ $i$
$y$	=	แกนหนึ่ง ในระบบคาร์ทีเซียน
$\hat{y}$	=	ค่าทั่วไปของตัวแปรที่พึ่งพิงที่หาจากสมการถดถอยเชิงเส้น
$y_i$	=	พิกัดจริงของตัวแปรที่พึ่งพิงสำหรับค่าที่ $i$
$\hat{y}_i$	=	พิกัดบนเส้นถดถอยของตัวแปรที่พึ่งพิงสำหรับค่าที่ $i$
$Z$	=	ตัวแปรสุ่มมาตรฐาน
$ZC$	=	ความถี่ที่เป็นจุดสูงสุดของความเร็วอนุภาค หน่วยเป็น เฮิรตซ์
$z$	=	แกนหนึ่ง ในระบบคาร์ทีเซียน
	=	ตัวแปรเชิงสุ่ม



## รายการแปลงหน่วย

รายการแปลงหน่วยนี้ แปลงจากระบบ S.I. เป็น Imperial หรือกลับกัน

	S.I.	Equal to Imperial	Imperial	Equal to S.I.
Length	1 km.	0.6214 mile	1 mile	1.609 km.
	1 m.	3.2808 ft.	1 ft.	0.3048 m.
	1 mm.	0.0394 in.	1 in.	25.4 mm.
Area	1 km <sup>2</sup>	0.3861 mile <sup>2</sup>	1 mile <sup>2</sup>	2.59 km <sup>2</sup>
	1 m <sup>2</sup>	0.0002 acre	1 acre	4046.9 m <sup>2</sup>
	1 m <sup>2</sup>	10.7639 ft <sup>2</sup>	1 ft <sup>2</sup>	0.0929 m <sup>2</sup>
	1 mm <sup>2</sup>	15.50 in <sup>2</sup>	1 in <sup>2</sup>	645.16 mm <sup>2</sup>
Volume	1 m <sup>3</sup>	1.3079 yd <sup>3</sup>	1 yd <sup>3</sup>	0.7646 m <sup>3</sup>
	1 m <sup>3</sup>	35.3147 ft <sup>3</sup>	1 ft <sup>3</sup>	0.0283 m <sup>3</sup>
	1 mm <sup>3</sup>	$2.2 \times 10^{-7}$ Imperial gallon	1 Imperial gallon	$4.546 \times 10^6$ mm <sup>3</sup>
	1 mm <sup>3</sup>	$2.6 \times 10^{-7}$ U.S. gallon	1 U.S. gallon	$3.785 \times 10^6$ mm <sup>3</sup>
	1 mm <sup>3</sup>	$6.10 \times 10^{-5}$ in <sup>3</sup>	1 in <sup>3</sup>	$1.639 \times 10^4$ mm <sup>3</sup>
Mass	1 ton.(metric)	0.9842 ton. (long)	1 ton. (long)	1.016 ton.(metric)
	1 kg.	2.2046 lb.	1 lb.	0.4536 kg.
	1 gm.	0.0353 oz.	1 oz.	28.349 gm.
Density	1 kg/m <sup>3</sup>	0.0624 lb/ft <sup>3</sup>	1 lb/ft <sup>3</sup>	16.018 kg/m <sup>3</sup>
Unit Weight	1 kN/m <sup>3</sup>	6.3654 lb f/ft <sup>3</sup>	1 lb f/ft <sup>3</sup>	0.1571 kN/m <sup>3</sup>
Force	1 kN.	0.1004 ton f. (long)	1 ton f. (long)	9.964 kN.
	1 N.	0.2248 lb f.	1 lb f.	4.448 N.
Pressure or Stress	1 Mpa.	0.0648 ton f/in. <sup>2</sup>	1 ton f/in. <sup>2</sup>	15.44 MPa.
	1 kPa.	0.0093 ton f/ft. <sup>2</sup>	1 ton f/ft. <sup>2</sup>	107.3 kPa.
	1 kPa.	0.1450 lb f/in. <sup>2</sup>	1 lb f/in. <sup>2</sup>	6.895 kPa.
	1 kPa.	20.8854 lb f/ft. <sup>2</sup>	1 lb f/ft. <sup>2</sup>	0.04788 kPa.
	1 kPa.	0.0102 standard atmosphere	1 standard atmosphere	98.07 kPa.
	1 bar (0.987 atm.)	14.5038 lb f/in. <sup>2</sup>	1 lb f/in. <sup>2</sup>	0.06895 bar
	1 kPa.	0.3346 ft. water	1 ft. water	2.989 kPa.
	1 kPa.	0.2953 in. mercury	1 in. mercury	3.386 kPa.
Square root scaling	1 m/kg. <sup>1/2</sup>	2.2096 ft/lb. <sup>1/2</sup>	1 ft/lb. <sup>1/2</sup>	0.4526 m/kg. <sup>1/2</sup>
Cube root scaling	1 m/kg. <sup>1/3</sup>	2.5208 ft/lb. <sup>1/3</sup>	1 ft/lb. <sup>1/3</sup>	0.3957 m/kg. <sup>1/3</sup>
Moment	1 Nm.	0.7376 lbf ft.	1 lbf ft.	1.3558 Nm.
Energy	1 J.	0.7376 ft lb.f.	1 ft lb.f.	1.3558 J.
Frequency	1 Hz.	1 cycle/sec.	1 cycle/sec.	1 Hz.



## บทที่ 1

### บทนำของรายงานฉบับสมบูรณ์

ในรายงานการศึกษาฉบับสมบูรณ์นี้ ได้แบ่งการนำเสนอออกเป็น 2 ส่วนหลัก โดยเป็นไปในทำนองเดียวกับรายงานฉบับที่หนึ่งกับฉบับที่สอง ในส่วนแรกของรายงานฉบับสมบูรณ์นี้เป็นการนำเสนอปัญหาในด้านที่เกี่ยวกับการปฏิบัติงานภาคสนาม โดยมีการแก้ปัญหาที่เกี่ยวข้องกับการระเบิดหินและผลกระทบ ซึ่งเป็นจุดวิกฤตในการตัดสินใจทางด้านความปลอดภัย และหาทางเพิ่มประสิทธิภาพของงานระเบิดหิน เช่นมีการประยุกต์สูตรเชิงประสพการณ์ในการคำนวณกับการนำเสนอแบบจำลองเป็นโปรแกรมคอมพิวเตอร์ที่ช่วยในการออกแบบให้การแตกหักของหินมีผลการแตกหักที่ดีได้ขนาดตามที่ต้องการ รวมทั้งควบคุมผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมกับลดความเสี่ยงในการปฏิบัติงาน

ในส่วนที่สองของรายงานฉบับสมบูรณ์นี้ เป็นการประเมินผลการวิเคราะห์เชิงสถิติสำหรับผลกระทบและความเป็นไปได้ของงานระเบิดหิน ซึ่งใช้แนวทางของประเทศที่พัฒนาแล้วเป็นแนวทางของการวิเคราะห์ผลเชิงสถิติ กับนำข้อมูลดิบการตรวจวัดภาคสนามของประเทศไทยมาวิเคราะห์ผลในรูปแบบเดียวกัน โดยมีเป้าหมายที่จะให้ได้ข้อสรุปที่เชื่อถือได้ว่าการปฏิบัติงานระเบิดหินที่กระทำในประเทศ มีการจำกัดผลกระทบต่ออยู่ในเกณฑ์ที่รับได้หรือไม่เกิดผลกระทบอย่างกว้างขวางที่แก้ไขไม่ได้ มีความเสี่ยงน้อยในการปฏิบัติงานทั้งด้านความปลอดภัยระหว่างทำการระเบิดหิน และด้านความคุ้มทุน

ในรายงานฉบับที่สามนี้หรือเป็นฉบับสุดท้ายของโครงการ นอกจากจะมีการเสนอแนะเพิ่มเติมมากขึ้นจากรายงานฉบับที่หนึ่งกับฉบับที่สอง ยังมีการแสดงผลหน้าจอกับแสดงการคำนวณด้วยโปรแกรมสำเร็จรูป โดยผู้ใช้โปรแกรมแบบจำลองสามารถเลือกรูปแบบพลังงานระเบิดหินได้หลายแบบ สำหรับในการประเมินเชิงความเป็นไปได้ของงานการระเบิดหินมีการวิเคราะห์เพิ่มเติมมากกว่าที่ได้ทำไว้ในรายงานฉบับก่อนหลายวิธี เพื่อเปรียบเทียบและพิจารณาแนวทางวิเคราะห์ที่เหมาะสมที่สุดกับการระเบิดหินในประเทศไทย กับลดความเสี่ยงของการปฏิบัติงานระเบิดหินในสภาวะปัจจุบันให้ความเสี่ยงอยู่ในระดับต่ำสุด

## บทที่ 2

### การออกแบบเพื่อเพิ่ม ประสิทธิภาพงานระเบิดหิน

หลักการของการปฏิบัติงานระเบิดหินที่ดีก็คือ การที่สามารถควบคุมให้มีผลลัพธ์ของการแตกหักให้อยู่ในเกณฑ์กับมีใช้ปริมาณวัตถุระเบิดอย่างเหมาะสม ไม่ให้เกิดผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมกับชุมชนข้างเคียงที่ได้รับผลกระทบจนเป็นที่ยอมรับไม่ได้

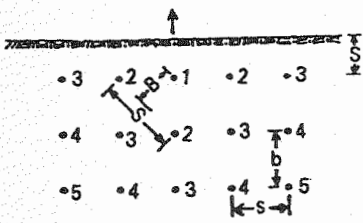
#### 2.1 การออกแบบทั่วไปสำหรับงานระเบิดหิน

งานการระเบิดหินแบบขั้วบันไดส่วนใหญ่ จะออกแบบให้ทิศทางของมวลหินที่แตกหักมีการเคลื่อนที่ในแนวตั้งฉากกับหน้าอิสระ (free face) นอกจากนี้ยังไม่นิยมให้มีจำนวนแถวของรูเจาะมากกว่า 4 แถว เนื่องจากอาจมีผลกระทบในด้านกลิ่นสะเทือนก่อให้เกิดรอยแตกร้าวบริเวณแถวหลุมเจาะด้านหลัง หรือการสั่นสะเทือนอย่างรุนแรงก่อให้เกิดการยกตัวของมวลหิน

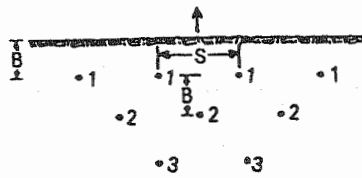
ในบางกรณีทิศทางการเคลื่อนที่ของมวลหินกระเด็นไม่อยู่ในแนวตั้งฉากกับหน้าอิสระ จำเป็นต้องใช้แนวการเจาะกับรูปแบบของการถ่วงจังหวะเป็นกรณีพิเศษ ตามปกติขนาดหลุมเจาะที่ใหญ่ช่วยลดค่าใช้จ่ายในการเจาะและทำให้การใช้วัตถุระเบิดลดน้อยลง รูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าพังระเบิดที่สำคัญที่สุด คือระยะห่างในแนวฉากระหว่างแถวแรกของหลุมเจาะระเบิดกับหน้าอิสระ เพราะเป็นระยะที่สั้นที่สุดที่ใช้เวลาในการจุดระเบิดและเกิดการเคลื่อนย้ายของชิ้นส่วนมวลหิน และยังเป็นขนาดมิติพื้นฐานที่ใช้คำนวณระยะมิติอื่น

ในรูปที่ 2.1 เป็นการมองผังภาพ (plan view) สำหรับการออกแบบการระเบิดทั่วไปหลายรูปแบบ แบ่งออกเป็นผัง (plan) A, B, C, D, E, F, G แต่ละผังจะมีชื่อเฉพาะที่ใช้เรียก สำหรับงานระเบิดของหน้าเหมืองเปิด (แสดงชื่อไว้ในรูป 2.1) ตัวเลขอาระบิกในรูปเป็นหมายเลขกำกับช่วงเวลาของการระเบิด หมายเลขค่าของกำกับมีผลทำให้เกิดการระเบิดก่อน หมายเลขสูงจะเกิดการระเบิดทีหลัง

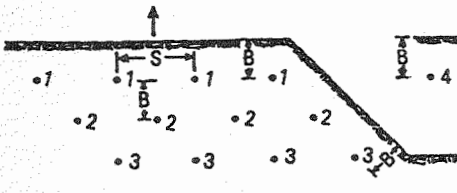
คำอธิบายนิยามและสัญลักษณ์ต่าง ๆ ในรูปที่ 2.1 หน้า 3 ได้รวบรวมแสดงไว้ในหน้า 4 เพื่อความสะดวกและทำให้เข้าใจง่าย ดังนี้



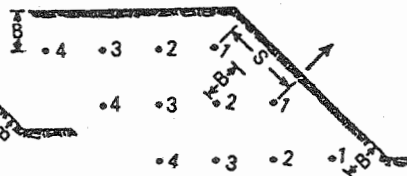
ผัง A ตัดหน้าแบบอย่างกล่อง ขยายแนวตัววี  
Box cut, expanding V



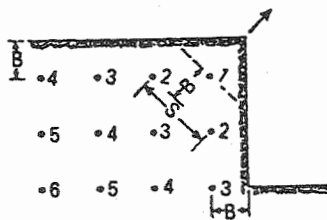
ผัง B ตัดหน้าแบบอย่างกล่อง ขยายแนวราบด้านล่างตัววี  
Box cut, expanding V flat bottomed V



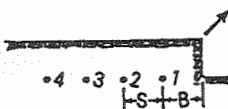
ผัง C ตัดด้านข้าง แบบอย่างสลับฟันปลา  
Corner cut, echelon



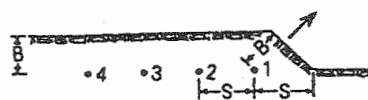
ผัง D ตัดมุม แบบอย่างสลับฟันปลา  
Corner cut, echelon



ผัง E ตัดมุมสองด้าน แบบอย่างสลับฟันปลา  
Corner cut, echelon



ผัง F ตัดมุม แบบอย่างสลับฟันปลาแถวเดียว  
Corner cut, echelon  
Single row,  $S = B$



ผัง G ตัดมุม แบบอย่างสลับฟันปลาแถวเดียว  
Corner cut, echelon  
Single row,  $S = 1.4B$

รูปที่ 2.1 ผังภาพ (plan view) ของการออกแบบการระเบิดหลายแบบอย่างแนวหัวลูกศรเป็นทิศทางการเคลื่อนที่ของมวลหินภายหลังการระเบิด

- B = ระยะความหนาหน้าระเบิด (burden) เป็นระยะที่วัดจากจุดศูนย์กลางของหลุมเจาะระเบิดถึงระยะที่ใกล้ที่สุดของหน้าอิสระ ระยะความหนาหน้าระเบิดนี้เป็นแนวที่มีการเปลี่ยนตำแหน่ง (displacement) ของอนุภาคเกิดขึ้นในช่วงเวลาที่จุดระเบิด
- b = เป็นระยะตั้งฉากกับหน้าอิสระดั้งเดิม วัดระหว่างแถวของหลุมเจาะระเบิด
- $D_E$  = เส้นผ่านศูนย์กลางของวัตถุระเบิด ในหลุมเจาะระเบิด
- H = ความยาวทั้งหมดของหลุมเจาะระเบิด
- J = ความยาวของระยะหลุมเจาะที่เจาะลึกลงไปใต้พื้นเหมืองหินเรียกว่า ระยะเจาะต่ำกว่าพื้นเหมือง (subdrilling)
- L = ความสูงในแนวตั้งของหน้าเหมือง
- S = ระยะห่างระหว่างหลุมเจาะในแถว (spacing) เป็นระยะห่างระหว่างหลุมเจาะสองหลุม ค่าระยะห่างนี้จะต้องวัดตั้งฉากกับระยะความหนาหน้าระเบิด
- s = ระยะห่างระหว่างหลุมข้างเคียงในแถวเดียวกัน (คู่มือ A รูปที่ 2.1)
- T = ระยะที่ปลอดภัยจากวัตถุระเบิดเป็นส่วนที่กลมอัดหลุมเจาะด้วยดิน/เศษหิน เรียกว่า ระยะปิดอัดปากหลุมเจาะ (stemming)

ตามปกติคนงานในภาคสนามจะใช้พจน์ b และ s เพื่อความสะดวกในการอธิบายแบบอย่างการระเบิดเฉพาะบางแบบ เช่น พัง A ที่เป็นแบบกริดสี่เหลี่ยมจัตุรัส (square grid) นิยามของพจน์ b ไม่ใช่ ระยะ B และพจน์ s ก็ไม่ใช่ระยะ S

## 2.2 สูตรเชิงประสพการณ์ของการออกแบบการระเบิดหิน

การนำเสนอสูตรเชิงประสพการณ์ (empirical formulas) ที่มีผู้เชี่ยวชาญหลายท่านได้แนะนำไว้ ส่วนใหญ่จะเป็นผลงานวิจัยดั้งเดิมมาก่อน ภายหลังจึงได้นำมาเผยแพร่สิ่งที่ประสพเป็นปัญหาเสมอในเรื่องการปฏิบัติงานภาคสนาม ได้แก่ สูตรเชิงประสพการณ์สำหรับงานระเบิด แบบอย่าง (pattern) หนึ่งอาจเหมาะสำหรับงานระเบิดภาคสนามอีกแห่งหนึ่ง แต่ไม่เหมาะกับงานระเบิดภาคสนามอีกแห่งหนึ่ง ทั้งนี้เพราะว่า ธรณีวิทยาของบริเวณ สภาพของภูมิประเทศ และสภาวะของสิ่งแวดล้อมข้างเคียงสำหรับแต่ละแหล่งไม่เหมือนกัน และความแตกต่างนี้เมื่อเปรียบเทียบกับกันในกรณีก็ค่อนข้างมาก

อย่างไรก็ตามเพื่อเป็นแนวทางในการปฏิบัติงานภาคสนาม ผู้ศึกษาวิจัยได้รวบรวมสูตรเชิงประสมการณที่มีผู้นำเสนอและนิยมใช้กันมากในหลายประเทศ มาทั้งหมด 3 วิธี โดยที่แต่ละวิธีมีความแตกต่างกันบ้าง ในเรื่องรายละเอียดของการออกแบบหน้าเหมืองหิน

### 2.2.1 วิธีการของ Ash

สูตรเชิงประสมการณวิธีแรกที่ถูกต้องเลือกมาคือ วิธีการจัดรูปแบบเชิงเรขาคณิตตามข้อเสนอแนะของ Richard L. Ash ซึ่งได้ตีพิมพ์ในวารสาร Pit and Quarry และเป็นวิทยานิพนธ์ระดับปริญญาเอกของ University of Minnesota

คณะทำงาน U.S. Bureau of Mines (Pugliese, 1972; Dick et al., 1973) ได้ทดลองนำสูตรเชิงประสมการณนี้มาใช้ในเหมืองหินปูนและเหมืองหินไดโลไมต์หลายแห่ง ปรากฏว่าได้ผลดีสำหรับหินตะกอนที่มีการตกตะกอนเชิงเคมี และมีรอยแตกรอยแยกบ้างในโครงสร้าง

Dr. Ash ได้เสนอสูตรในการคำนวณ แบ่งเป็นการออกแบบตามประเภทอัตราส่วนของรูปแบบเชิงเรขาคณิตหลุมเจาะ ช่วงระยะการบรรจุอัตราระเบิดไว้ 5 อัตราส่วน ซึ่งเป็นการหาค่าของมิติที่ไม่ทราบค่า (unknown dimension)

#### 1. การหาค่าของมิติที่ไม่ทราบค่า

เมื่อเริ่มต้นการออกแบบในงานระเบิดหิน มีขนาดมิติของงานระเบิดหลายค่า ที่ผู้ปฏิบัติงานภาคสนามไม่ทราบ จำเป็นต้องเริ่มต้นด้วยสูตรเชิงประสมการณ ดังต่อไปนี้

#### ก. หาค่าอัตราส่วนของความหนาหน้าระเบิด

การหามิติต่าง ๆ (หน่วยระบบอังกฤษ) ทั้ง 5 ค่ามีดังนี้

$$B = K_B [D_E / 12] \quad (2.1)$$

โดยที่  $K_B$  = อัตราส่วนความหนาหน้าระเบิด

หน่วยของเส้นผ่านศูนย์กลางวัตถุระเบิด,  $D_E$  เป็นนิ้ว หน่วยของ  $B$  เป็นฟุต

#### ข. หาค่าอัตราส่วนของระยะห่างระหว่างหลุมเจาะในแถว

$$S = K_S B \quad (2.2)$$

โดยที่  $K_S$  = อัตราส่วนระยะห่างหลุมเจาะในแถว หน่วยของ  $S$  เป็น ฟุต

ค. หาค่าอัตราส่วนของความยาวหลุมเจาะระเบิด

$$H = K_H B \quad (2.3)$$

โดยที่  $K_H$  = อัตราส่วนความยาวหลุมเจาะระเบิด หน่วยของ H เป็น ฟุต

ง. หาค่าอัตราส่วนของระยะเจาะต่ำกว่าพื้น

$$J = K_J B \quad (2.4)$$

โดยที่  $K_J$  = อัตราส่วนระยะเจาะต่ำกว่าพื้น หน่วยของ J เป็น ฟุต

จ. หาค่าอัตราส่วนของระยะปิดอัดด้วยวัสดุในหลุมเจาะ

$$T = K_T B \quad (2.5)$$

โดยที่  $K_T$  = อัตราส่วนระยะปิดอัดปากหลุมเจาะ หน่วยของ T เป็น ฟุต

2. ข้อกำหนดในรายละเอียดของการออกแบบตามวิธีของ Ash

สูตรเชิงประสพการณ์ของ Ash ที่นำเสนอมานี้ ใช้สำหรับการเจาะระเบิดในแนวตั้ง ความลึกของหลุมเจาะตั้งแต่ 5 - 260 ฟุต (1.5 - 80 เมตร) เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะมีขนาด ตั้งแต่ 1-5/8 นิ้ว ถึง 10-5/8 นิ้ว (40 - 270 มม.) และใช้ได้กับวัตถุระเบิดทุกชนิด ข้อกำหนดในรายละเอียดสำหรับสมการที่ 2.1-2.5 ดังต่อไปนี้

ก. การคำนวณหาค่าของความหนาหน้าระเบิด

เมื่อใช้สมการที่ 2.1 เพื่อหาระยะความหนาหน้าระเบิดนั้น มักจะกำหนดให้ความหนาแน่นของมวลหินเท่ากับ 2.7 กรัม/ลบ.ซม. (เป็นค่าความหนาแน่นเฉลี่ยของปูนและหินโคโลไมต์) และใช้ค่า  $K_B$  ดังนี้

ให้ $K_B$	=	30	เป็นค่าเฉลี่ยในกรณีทั่วไป
$K_B$	=	25	ถ้าหากใช้วัตถุระเบิดที่มีความหนาแน่นต่ำ เช่น AN-FO
$K_B$	=	35	ถ้าหากใช้วัตถุระเบิดที่มีความหนาแน่นสูง เช่น Gelatin

ถ้าหากหินมีค่าความหนาแน่นสูงกว่า 2.7 กรัม/ลบ.ซม. ก็ให้ใช้ค่า  $K_B$  ค่า ใน  
 ทำนองเดียวกัน ถ้าหินมีความหนาแน่นต่ำกว่า 2.7 กรัม/ลบ.ซม. ก็ใช้ค่า  $K_B$  สูง

ข. การคำนวณหาค่าของระยะห่างของหลุมเจาะในแถวเดียวกัน

ในกรณีที่จะหาระยะห่างของหลุมเจาะ ควรใช้สมการที่ 2.6 ข้างล่างนี้ ซึ่งกำหนด  
 ให้ค่า  $K_s = 1.8-2.0$  เพื่อใช้คำนวณกับการจุดระเบิดแบบระเบิดพร้อมกันทีเดียว  
 (simultaneously initiation) ของหลุมเจาะในแนวเดียวกัน การเคลื่อนที่ของหิน  
 เนื่องจากการระเบิดมักตั้งฉากกับแนวตั้งเดิมของหน้าอิสระ จากประสบการณ์ในภาคสนาม  
 ที่ทีมงาน Dr. Ash ได้เสนอการปรับปรุง วิธีการหาระยะห่างหลุมเจาะในแถว เมื่อมี  
 สภาวะใหม่ ดังนี้

$$S \approx (B \times H)^{1/2} \quad (2.6)$$

โดยที่  $2B \leq H < 4B$

$$S \approx 2B \quad (2.7)$$

โดยที่  $4B \leq H$

สมการ (2.2), (2.6), (2.7) ต้องใช้กับการระเบิดแบบจุดระเบิดพร้อมกัน  
 ที่เดียว (simultaneously initiation) แต่ถ้าแบบอย่างการเจาะเป็นรูปสี่เหลี่ยม  
 จตุรัสแล้วมีการจุดระเบิดแบบต่างเวลาต่อเนื่อง (sequence delays) การเคลื่อนที่  
 ของหินในการระเบิดแบบนี้จะอยู่ในแนวทิศทางประมาณ 45 องศา กับแนวตั้งเดิมของ  
 หน้าอิสระ ให้ใช้ค่า  $K_s = 1-1.2$  ซึ่งควรเปลี่ยนค่าของ  $b$  เป็นระยะห่างของหลุม  
 เจาะระหว่างแถวเดียวกัน นั่นคือ  $b = 1.4 B$  ดังนั้นจะได้สูตรประสบการณ์ใหม่ คือ

$$S = K_s \times b = K_s (1.4B) \quad (2.8)$$

โดยที่  $K_s = 1-1.2$

ค. การคำนวณหาค่าความยาวหลุมเจาะในแถวเดียวกัน

ในเชิงปฏิบัติการ ค่า  $K_H$  มีพิสัยอยู่ระหว่าง 1.5-4.0 โดยที่ค่าตัวเลข 2.6 นิยม  
 ใช้มากที่สุด ความปกติระยะลึก (ความยาว) หลุมเจาะระเบิดไม่เคยเจาะลึกน้อยกว่าระยะ



ของความหนาหน้าระเบิด หรือทำให้ค่า  $K_H$  น้อยกว่า 1 (หนึ่ง) ถ้าหากใช้ค่าของ  $K_H$  น้อยกว่า 1 อาจให้ผลลัพธ์การระเบิดมีประสิทธิภาพไม่ตีเกิดแตกร้าด้านหลังแนวระเบิด หรือทำให้เกิดหลุมครีเตอร์ชเจอร์ (cratering) แต่ถ้าให้เลขอัตราส่วน  $K_H$  มีค่ามากกว่า 4 ก่อให้เกิดปัญหาทางด้านพื้นล่างสุดของความลาดเอียง (toe) เมื่อใช้โคนาไมด์ที่เป็นตัวไพรมเมอร์ (primer) เดียว ในการจุดระเบิด

ถ้าหากใช้โคนาไมด์ทำไพรมเมอร์หลายแห่ง (multiple priming) สำหรับหลุมเจาะเดี่ยว ความลึกของหลุมเจาะจะมีค่า  $K_H$  เฉลี่ยที่ 2.6 หรือบางครั้งค่า  $K_H$  เกิน 4.0

#### ง. การคำนวณค่าระยะเจาะต่ำกว่าพื้นเหมือง

ค่า  $K_J$  ในการคำนวณหาระยะความลึกของระยะเจาะต่ำกว่าพื้นเหมือง ไม่ควรใช้ น้อยกว่า 0.2 ปกตินิยมใช้ตัวเลข 0.3 เพื่อให้ประสิทธิภาพของการระเบิดตลอดหน้าเหมืองดี และพื้นเหมืองหินถูกระเบิดได้เรียบตลอดพื้น (even floor) แต่ถ้าหากมีรอยแตกรอยแยกตามพื้นหน้าเหมืองสูงก็ไม่จำเป็นต้องทำการเจาะต่ำกว่าระดับพื้น นั่นคือค่าของ  $K_J$  เท่ากับ 0 (ศูนย์)

ประโยชน์ของการเจาะต่ำกว่าระดับพื้น เพื่อป้องกันการสูญเสียก๊าซของการระเบิด (ถ้ามีรอยแตกของชั้นหินที่บริเวณตะพักส่วนล่างสุด - toe) ถ้าหากหินในบริเวณเป็นหินเนื้อแน่นไม่มีรอยแตกรอยแยก ค่า  $K_J$  จะกำหนดไว้สูงที่ค่า 0.4 ถึง 0.45 แต่ก็จะไม่เกิน 0.5 ถ้าค่า  $K_J$  สูงกว่า 0.5 เป็นการสิ้นเปลืองในการเจาะโดยเปล่าประโยชน์

#### จ. การคำนวณค่าระเบิดอัดปากหลุมเจาะ

ระยะของการปิดอัดเป็นส่วนที่มีการใช้ชิ้นส่วนของดิน/หินปิดอัด บริเวณปากหลุมเจาะระเบิด เพื่อช่วยให้หลุมเจาะอยู่ในสภาพปิดอัด (confined) และลดผลกระทบทางด้านระดับความดั่งเสียงที่เกิดจากความดันของคลื่นระเบิด (air blast) ก๊าซของการจุดระเบิดเมื่อถูกปิดอัดก็จะมีพลังงานเหลือในการช่วยดันมวลหินให้เคลื่อนที่ ค่า  $K_T$  ที่กำหนดค่อนข้างสูงที่ 0.7 ช่วยลดผลกระทบด้านเสียงดั่งกับหินปลิวและการแตกร้าหลังแนวระเบิด

### 2.2.2 วิธีการของ Konya

Konya (1995) ได้เสนอแนะในตำรา Blast Design ซึ่งใช้การออกแบบให้เหมาะสมกับรูปแบบเชิงเรขาคณิตสำหรับหน้าเหมืองหินเฉพาะแห่ง กับการเสนอแนะสูตรเชิงประสบการณ์ในการออกแบบลดผลกระทบ วิธีการของ Konya มีผู้นิยมใช้มากกว่าวิธีแรกทั้งนี้เพราะมีการปรับปรุงให้ใกล้เคียงกับสถานะความเป็นจริงมากกว่า

### 1. การออกแบบเชิงเรขาคณิตทั่วไปตามวิธีของ Konya

การออกแบบการระเบิดแนวททางแรกของ Konya เป็นการใช้ลักษณะตัวแปรหลักของรูปแบบเชิงเรขาคณิตหน้าเหมืองเป็นต้นแบบ เช่น ระยะความหนาหน้าระเบิด ระยะปิดอ็คปากหลุมเจาะ และระยะมิติอื่น ๆ ที่เกี่ยวข้อง หน่วยทั้งหมดในหัวข้อย่อที่จะแสดงต่อไปนี้เป็นหน่วยในระบบเมตริก

#### ก. ระยะของความหนาหน้าระเบิด

เมื่อมีการตัดสินใจครั้งแรกในการดำเนินการเจาะระเบิด สิ่งแรกที่ต้องเลือกคือระยะความหนาหน้าระเบิด (B) มีสูตรเชิงประสภการณ์ที่จะคำนวณหาระยะเบอร์เคน คือ

$$B = 0.012 \left[ \frac{2SG_E}{SG_R} + 1.5 \right] D_E \quad (2.9)$$

ค่าของ B และ  $D_E$  มีหน่วยเป็นเมตร และมิลลิเมตร ตามลำดับ ส่วนค่าความหนาแน่นวัตถุระเบิดกับความหนาแน่นหิน หน่วยเป็น กรัม/ลบ.ซม. ส่วนพจน์  $SG_E$  กับ  $SG_R$  เป็นค่าความถ่วงจำเพาะของวัตถุระเบิดกับมวลหิน ตามลำดับ

ปกติวัตถุระเบิดที่ใ้ซ้มักเป็น AN-FO กำหนดให้ม้ค่าพลังงานกำลังการระเบิดสัมพัทธ์ที่ค่าระดับ 100 แต่ถ้าหากใช้วัตถุระเบิดอื่นก็อาจหาค่าพลังงานกำลังการระเบิดสัมพัทธ์ได้

$$B = 8 \times 10^{-3} D_E \left[ \frac{S_{IV}}{SG_R} \right]^{1/3} \quad (2.10)$$

ค่าของ  $S_{IV}$  เป็นค่าพลังงานกำลังการระเบิดสัมพัทธ์เชิงปริมาตร (relative volume strength) ตัวอย่าง AN-FO (gravity loaded) = 100, AN-FO (pressure loaded) = 109, gelatine dynamite = 195 เป็นต้น

#### ข. ระยะปิดอ็คปากหลุมเจาะ

ความสัมพันธ์ระหว่างค่าระยะที่ปิดอ็คด้วยวัสดุปากหลุมเจาะ (T) กับค่าระยะความหนาหน้าระเบิด (B) คือ

$$T = 0.7 \times B \quad (2.11)$$

กรณีที่มีโอกาสจะเลือกขนาดวัสดุมาปิดอัดปากหลุมเจาะระเปิดได้ Konya เสนอว่าขนาดของอนุภาคที่เหมาะสมที่สุด (optimum size) ได้แก่

$$X_{op} = \frac{DH}{20} \quad (2.12)$$

หน่วยของเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ, DH และขนาดของอนุภาคที่เหมาะสมที่สุด,  $X_{op}$  มีค่าเป็นมิลลิเมตร

ค. ระยะเจาะต่ำกว่าพื้น

ความสัมพันธ์ระหว่างค่าระยะที่เจาะลึกต่ำกว่าพื้นเหมือง (J) กับค่าระยะความหนาหน้าระเปิด (B) คือ

$$J = 0.3 \times B \quad (2.13)$$

ง. ระยะความสูงหน้าตะพักเหมืองต่ำสุด

ค่าความสูงหน้าตะพักเหมืองต่ำสุด (minimum bench height,  $L_m$ ) สามารถหาจากสูตรเชิงประสมการณ์เมื่อเทียบกับเส้นผ่านศูนย์กลางวัตถุระเปิด ( $D_E$ )

$$L_m = 60 \left\{ \frac{D_E}{1000} \right\} \quad (2.14)$$

หน่วยของความสูงหน้าตะพักเหมืองต่ำสุดเป็นเมตร ส่วนหน่วยของเส้นผ่านศูนย์กลางวัตถุระเปิดเป็นมิลลิเมตร

จ. ระยะห่างของเวลาที่ใช้ในการถ่วงจิ้งหะ

การหาระยะเวลาที่เหมาะสมในการจุดระเปิด จะช่วยให้ประสิทธิภาพของการแตกหักดี และลดผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมภายหลังการระเปิด สูตรเชิงประสมการณ์ที่นำมาใช้มี 2 แบบ คือ

แบบแรก เวลาจิ้งหะถ่วงระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ

$$t_h = T_H \times S \quad (2.15)$$

นิยามของพจน์ในสมการที่ 2.15 หน้า 10 คือ

- $t_h$  = เวลาถ่วงจังหวะระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ (hole-to-hole delay) มีหน่วยเป็น เศษหนึ่งส่วนพันวินาที (milliseconds, ms)
- $T_H$  = ค่าคงที่การถ่วงจังหวะ (delay constant) ระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ ซึ่งมีค่าตั้งแต่ 3.5–6.5 ms/m (ดูรายละเอียดในตารางที่ 2.1 ข้างล่าง)
- $S$  = ค่าระยะห่างระหว่างหลุมเจาะในแถว มีหน่วยเป็นเมตร (m)

แบบสอง เวลาจังหวะถ่วงระหว่างแถวต่อแถวของหน้าระเบิด

$$t_x = T_R \times B \quad (2.16)$$

นิยามของพจน์ในสมการที่ 2.16 ข้างบน คือ

- $t_x$  = เวลาจังหวะถ่วงระหว่างแถวของหน้าระเบิด หน่วยเป็น เศษหนึ่งส่วนพันวินาที (ms)
- $T_R$  = ค่าคงที่การถ่วงจังหวะระหว่างแถวของหลุมเจาะหน้าระเบิด ซึ่งมีค่าตั้งแต่ 6.5–16.5 ms/m (ดูในตารางที่ 2.2 หน้าถัดไป)
- $B$  = ระยะความหนาหน้าระเบิดแต่ละแถว หน่วยเป็นเมตร (m)

ตารางที่ 2.1 ระยะเวลากล่วงจังหวะระหว่างหลุมเจาะระเบิด  
ที่เสนอแนะสำหรับการระเบิดแบบจั่นบันได

ชนิดของหิน	ค่าคงที่ $T_H$ (ms/m)
หินทราย หินมาร์ล ถ่านหิน	6.5
หินปูน หินโดโลไมต์ หินดินดานแข็ง	5.5
หินปูนแข็งซิลิกา หินแปรหลายชนิด (หินควอร์ตไซต์ หินอ่อน)	4.5
หินอัคนีหลายชนิด (หินแกรนิต หินบะซอลต์ หินแกบโบร)	3.5
หินอัคนีแข็งเนื้อแน่น (หินไดอะเบส หินพอฟไฟรี)	3.5
หินแปรเนื้อแน่น (หินเม็ดหยาบไบส์ หินไมกาชีสต์)	

ตารางที่ 2.2 ระยะเวลากว้างจิงหวะระหว่างแถวของหลุมเจาะระเบิด  
ที่เสนอแนะสำหรับการระเบิดแบบขั้นบันได

ค่าคงที่ $T_R$ (ms/m)	ผลของการจุดระเบิดเมื่ออยู่ในช่วงระยะกว้างจิงหวะ
6.5	ระเบิดรุนแรง มีเสียงดังเกินขีดจำกัดมาตรฐาน หินแตกร้าวด้านหลังการระเบิด
8.0	มีกองวัสดุสูงมากมาทับถมใกล้กับหน้าเหมือง เสียงดังปานกลาง หินแตกร้าวด้านหลังการระเบิดปานกลาง
11.5	มีกองวัสดุปานกลาง ค่าความดังและการแตกร้าวด้านหลังปานกลาง
16.5	กองวัสดุเกิดหลายกองกระจัดกระจาย แต่มีการแตกร้าวด้านหลังการระเบิดต่ำ

2. สูตรเชิงประสพการณ์ของการออกแบบเฉพาะหน้าเหมืองหินโดยวิธีของ Konya

การปฏิบัติงานที่ให้ผลลัพธ์งานระเบิดมีประสิทธิภาพสูง จำเป็นต้องนำรูปแบบเชิงเรขาคณิตของเหมืองแบบขั้นบันไดมาวิเคราะห์ในภาพรวมทั้งหมด ระยะห่างระหว่างหลุมเจาะในแถวเดียวกัน (spacing) เป็นองค์ประกอบหนึ่งที่พึ่งพิง (dependent) กับค่าตัวแปรที่สำคัญ 2 ตัวแปร คือ เวลาของการจุดระเบิด (initiation timing) ที่เกิดระหว่างหลุมเจาะข้างเคียง กับค่าอัตราส่วนความแข็งแรงดึงของมวลสาร (ใช้เป็นค่าอัตราส่วน  $L/B$ )

สิ่งที่สังเกตได้ชัดเจน ก็คือ ถ้าค่า  $S$  ค่าเกินไปเกินไป ระยะห่างหลุมเจาะใกล้กันมากจะมีแนวแตกหักของหินสูงมาก แต่ถ้าค่า  $S$  สูงเกินไปจะมีแนวแตกหักของหินขรุขระ

ในการกำหนดค่า ระยะห่างระหว่างหลุมเจาะในแถวที่เหมาะสมที่สุด (optimum spacing) มีวิธีการคำนวณออกเป็น 2 แบบ ขึ้นอยู่กับวิธีการจุดระเบิดที่ใช้

แบบแรก การจุดระเบิดพร้อมกันทีเดียว

ถ้าหากเป็นการจุดระเบิดพร้อมกันทันทีทันใด (instantaneous initiation) สำหรับเหมืองหินที่มีความสูงของค้ำก้นไม่มาก (low bench) หรือค้ำก้นมีระยะค่าเฉลี่ยในแนวตั้งต่ำกว่า 10 เมตร ให้ใช้สูตรเชิงประสพการณ์

$$S = \frac{L + 2B}{3} \quad (2.17)$$

แต่ถ้าหน้าเหมืองมีความสูงมากกว่า 10 เมตร จัดเป็นประเภทตะพักสูง (high bench) กำหนดให้

$$S = 2 B \quad (2.18)$$

### แบบที่สอง การจคระเปิดโดยใช้การถ่วงจังหวะเวลาในการระเบิด

ในกรณีของเหมืองเป็นประเภทตะพักต่ำ (low bench) ค่าอัตราส่วนของ L/B อยู่ระหว่างค่า 1-4 มีการใช้แก๊บไฟฟ้าจังหวะถ่วงระหว่างหลุมให้ใช้สูตรเชิงประสมการณ์ใหม่ ดังนี้

$$S = \frac{L + 7 B}{8} \quad (2.19)$$

แต่หน้าเหมืองเป็นประเภทตะพักสูง ค่าอัตราส่วนของ L/B มากกว่า 4 ดังนั้นกำหนดให้หลุมเจาะระหว่างแถวมีการใช้แก๊บไฟฟ้าจังหวะถ่วง

$$S = 1.4 B \quad (2.20)$$

### 2.2.3 วิธีการของ IMM

Hoek and Bray (1981) ได้ใช้ข้อเสนอแนะวิธีการที่ทาง Institution of Mining and Metallurgy (IMM), London มาบรรยายไว้ในบทที่เกี่ยวข้องกับการระเบิดหิน (Chapter 11 in Rock Slope Engineering) โดยเน้นในเรื่องของผลกระทบและความเสียหายจากการระเบิด

แนวทางที่ IMM, London ได้ศึกษาไว้คือ การควบคุมรูปแบบของการระเบิด และการหาปริมาณวัตถุระเบิดที่เหมาะสม รายละเอียดมีในหัวข้อย่อยข้างล่างนี้

#### 1. การควบคุมรูปแบบของการระเบิด

รูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมืองแบบขั้นบันได ตลอดจนการประยุกต์ใช้แก๊บถ่วงเวลา เป็นสิ่งที่สามารถทำการวางแผนล่วงหน้าก่อนทำการพัฒนาหน้าเหมืองได้ ดังนั้นจึงมีการกำหนดค่าอัตราส่วนของขนาดระยะมิติเชิงเรขาคณิตของผังหน้าเหมือง กับความสัมพันธ์ของมุมเอียงเทของการเจาะหลุมระเบิด ความยาวหลุมเจาะทั้งหมด ระยะที่อัดวัตถุระเบิด กับระยะที่ปิดอัดวัสดุอื่นที่ไม่ใช่วัตถุระเบิด เป็นต้น

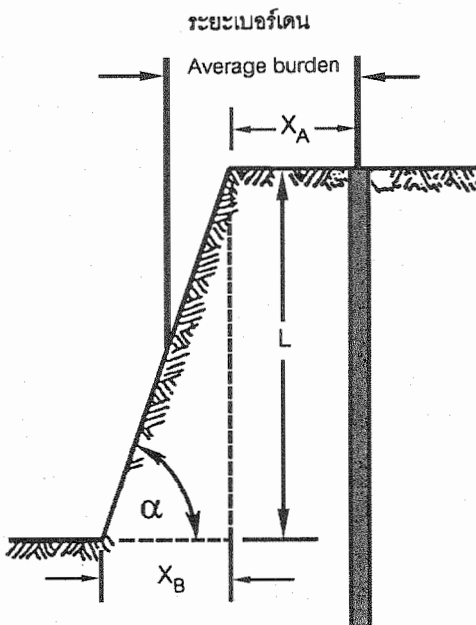
ก. อัตราส่วนของระยะห่างระหว่างหลุมเจาะ/ความหนาหน้าระเบิด

แบบอย่างหรือแพทเทิร์นของการออกแบบหน้าเหมืองเปิดโดยใช้วัตถุระเบิด ตามปกติจะเป็นแบบสี่เหลี่ยมจัตุรัส หรือแบบสลับฟันปลา อัตราส่วนของ  $S/B$  ที่นิยม มีค่า  $S/B = 1:1$  จนถึงค่า  $S/B = 2:1$  ถ้าหากมวลหินที่จะทำการระเบิดมีความหนาแน่นสูง ก็เลือกใช้ค่าของ  $S/B$  ค่า ผลเสียของการใช้  $S/B$  ค่า ก็คือ ก่อให้เกิดรอยแตกแนวรัศมี (radial cracks) ขยายตัวไปยังหน้าอิสระได้ง่าย มีเสียงดังจากการระเบิดมาก และโอกาสที่หินปลิวกระเด็นไปไกลมีสูง

นักวิจัยชาวสวีเดน (Kihlstrom, 1973) ได้ทดลองทำการระเบิดแบบพัฒนาจริงเต็มหน้าเหมือง (full scale test) ในหินแกรนิตและหินปูน พบว่า ถ้าหากขยายระยะห่างหลุมเจาะของแบบอย่างสลับฟันปลาให้กว้างขึ้นกว่าปกติ จนได้ค่าของ  $S/B$  ไม่ต่ำกว่า 4 ประสิทธิภาพการระเบิดดีขึ้น ค่าใช้จ่ายโดยรวมทั้งหมด (total cost) ลดลงมากกว่าการใช้  $S/B$  น้อยกว่า 4 แต่ข้อด้อยคือการแตกหักของหินอาจจะไม่ดีเท่าที่ควร

ข. ระยะเฉลี่ยที่เหมาะสมของระยะความหนาหน้าระเบิดแถวแรก

การเริ่มต้นหาค่าระยะเฉลี่ยของความหนาหน้าระเบิดแถวแรก ควรกำหนดให้แปรผันไปตามรูปหน้าตัดเหมืองเปิด มุมเอียงเทของความลาด (slope angle) และความสูงของตะพัก (ดูรูปที่ 2.2)



รูปที่ 2.2 ระยะเฉลี่ยที่เหมาะสมความหนาหน้าระเบิดแถวแรกสำหรับเหมืองหินชั้นแบนโค

สมการที่ใช้ในการคำนวณจากรูปที่ 2.2 หน้า 14 คือ

$$B_m = X_A + 1/2 (X_B) = X_A + 1/2(L \cot \alpha) \quad (2.21)$$

- โดย  $B_m$  = ระยะเฉลี่ยของเบอร์เคนแถวแรก  
 $X_A$  = ระยะทางในแนวราบจุดยอดความลาดเอียง (crest of slope) จนถึงจุดศูนย์กลางหลุมเจาะ  
 $X_B$  = ระยะทางในแนวราบจากจุดล่างสุดของความลาดเอียง (toe of slope) จนถึงแนวการฉาย (projection) ของจุดยอดความลาดเอียง  
 $\alpha$  = มุมเอียงเทของความลาดชัน  
 $L$  = ความสูงในแนวตั้งของตะพัก

### ค. มุมเอียงเทของหลุมเจาะ

จากผลงานวิจัยหลายแห่งมีผลสรุปว่า การเจาะระเบิดแบบรูเอียง จะมีช่วยลดผลกระทบทางด้าน การแตกหักหลังแนวระเบิด (back break) หินจะมีการแตกหักดีขึ้น การเคลื่อนย้ายมวลหินภายหลังการระเบิดสามารถทำได้ง่ายขึ้น มุมเอียงเทจากแนวตั้งที่เหมาะสมควรมีค่าอยู่ระหว่าง 10-30 องศา (หรือเท่ากับมุมลาดเอียงของหน้าเหมือง ประมาณ 60-80 องศา)

### ง. ระยะความลึกของหลุมเจาะที่ต่ำกว่าพื้น

ระยะที่เจาะต่ำกว่าพื้นโดยทั่วไป กำหนดให้มีค่าประมาณ 0.2 B - 0.3 B ทั้งนี้ เพื่อให้เกิดแนวแตกใต้พื้น เป็นมุมแตกกับแนวราบประมาณ 15-25 องศา มีผลทำให้รถขุด รถตัก ทำงานได้สะดวกในการขนย้ายหิน

### จ. ระยะที่ปิดอัดด้วยวัสดุ

วิธีลดผลกระทบของหินปลิวที่ดีวิธีหนึ่งคือ การทำการปิดอัดวัสดุหน้าปากหลุมเจาะ ให้แน่น และให้ระยะความลึกของการปิดอัดเพียงพอ กำหนดให้ไม่สั้นกว่า  $2/3 B$  ระยะที่เหมาะสมควรเป็น 0.7 B - 1.4 B

### ฉ. แก๊สไฟฟ้าจั้งหวะถ่วงและระยะถ่วงจั้งหวะ

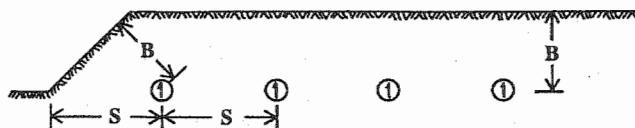
มวลหินหน้าเหมือง เมื่อถูกทำให้มีการจุดระเบิดชุดหนึ่งพร้อมกันที่เดียว ก่อให้เกิดความเร่งสูงในมวลหิน ซึ่งมีผลต่อการไถลเลื่อน (sliding) ของมวลหินหน้าเหมืองได้



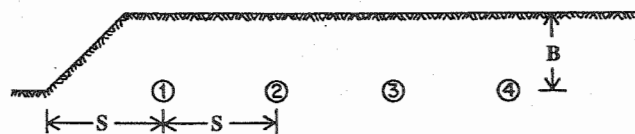
แนวทางปฏิบัติที่ดีคือ ควรใช้แก๊บไฟฟ้าจังหวะถ่วงช่วยในการระเบิดช่วงเวลาถ่วงจังหวะ (delay interval) ระหว่างแถวรูเจาะที่ถัดไปควรมีค่าประมาณ 3-6 เศษหนึ่งส่วนพัน วินาทีต่อเมตร ในการระเบิดครั้งหนึ่ง ก็ไม่ควรมีแถวของหน้าระเบิดเกิน 4 แถว เพื่อลดผลกระทบเรื่องการสั่นสะเทือนและการยกตัวของมวลสาร

สูตรเชิงประสภการณ์ที่ IMM แนะนำได้แก่ เมื่อให้ระยะห่างของแถวหน้าระเบิดเท่ากับ 8 เมตร ควรกำหนดให้ใช้แก๊บถ่วงจังหวะไฟฟ้าตามช่วงถ่วงจังหวะ ดังนี้

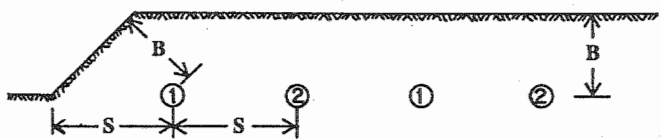
- แถวแรก - จูกระเบิดทันที (instantaneous)
- แถวสอง - แก๊บถ่วงเวลา 35 เศษหนึ่งส่วนพันวินาที
- แถวสาม - แก๊บถ่วงเวลา 75 เศษหนึ่งส่วนพันวินาที
- แถวสี่ - แก๊บถ่วงเวลา 105 เศษหนึ่งส่วนพันวินาที



ก. การจู่ระเบิดพร้อมกันทีเดียว (simultaneous firing)



ข. การจู่ระเบิดต่อเนื่องแต่เว้นระยะ (progressive firing)



ค. การจู่ระเบิดต่อเนื่องแต่สลับเวลาในแถว (alternate firing)

รูปที่ 2.3 ตัวอย่างของการใช้แก๊บไฟฟ้าจังหวะถ่วง ที่มีการออกแบบการจู่ระเบิด (firing) ความสภาวะของงานระเบิดหินหน้าเหมืองเปิด ทุกกรณีกำหนดให้  $S = 1.414 B$

ตัวอย่างของการออกแบบใช้เบอร์กับไฟฟ้าดวงจิ้งหะ สำหรับหน้างานระเบิดที่มีสภาวะในการขุดเจาะแตกต่างกันได้แสดงไว้ในรูปที่ 2.3 หน้า 16

## 2. ปริมาณวัตถุระเบิดที่เหมาะสม

ชนิดและคุณสมบัติของวัตถุระเบิด เป็นสิ่งจำเป็นเบื้องต้นที่ผู้นำวัตถุระเบิดไปใช้ต้องทำการศึกษาย่างละเอียดก่อนนำไปใช้ การคำนวณให้ปริมาณน้ำหนักวัตถุระเบิดเหมาะสมกับปริมาตรของหินหน้างานระเบิดช่วยให้การระเบิดมีประสิทธิภาพสูงและประหยัดค่าใช้จ่าย

### ก. การเลือกสัดส่วนของเพาเตอร์แฟกเตอร์

วิธีการโดยตรงในการหาค่า อัตราส่วนของน้ำหนักวัตถุระเบิดต่อปริมาตรหินแน่น [เรียกว่า powder factor หรือ specific charge] เป็นการเลือกใช้ปริมาณวัตถุระเบิดเพื่อผลิตหินจริง ให้เหมาะสมสำหรับหินและโครงสร้างแต่ละชนิดในบริเวณที่ทำการระเบิด

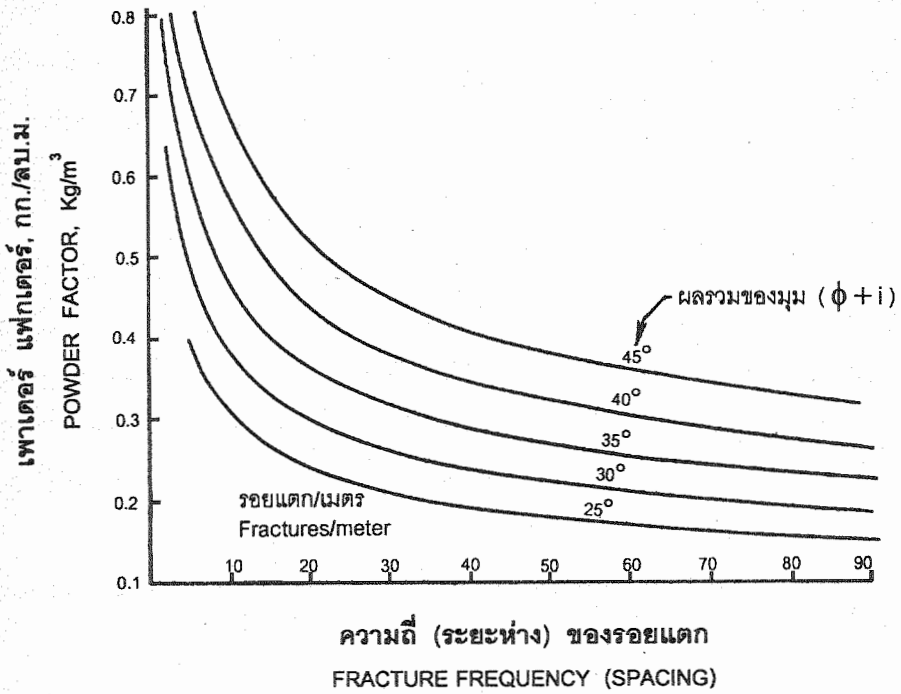
Ashby (1979) ซึ่งเป็นวิศวกรของเหมืองแร่ทองแดงบริษัท Bougainville Copper ในประเทศ Papua New Guinea เป็นผู้เสนอแนะแนวทางที่ควรนำค่าคุณสมบัติของมวลหินมาใช้ในการคำนวณน้ำหนักวัตถุระเบิด (ค่าเพาเตอร์แฟกเตอร์) โดยมีการทดลองนำค่าคุณสมบัติความไม่ต่อเนื่องของมวลหิน ณ จุดหน้าเหมืองหินที่ทำการระเบิดมาใช้ประกอบในการคำนวณหาค่าปริมาณของวัตถุระเบิด

Ashby ทดลองพล็อตกราฟ (รูปที่ 2.4 หน้า 18) หาค่าความสัมพันธ์ของค่ามุมเสียดทานประสิทธิภาพ (effective friction angle) กับระยะห่าง (ความถี่) ที่เป็นรอยแตกแยกในหิน (fracture spacing or frequency) มาใช้ในการคำนวณค่าเพาเตอร์แฟกเตอร์

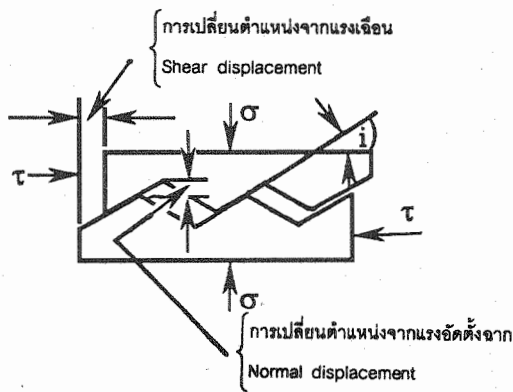
สูตรเชิงประสมการณ์ สำหรับการหาค่าเพาเตอร์แฟกเตอร์ของวัตถุระเบิด ที่เป็น AN-FO ดังนี้

$$[\text{เพาเตอร์แฟกเตอร์, } q]_{\text{AN-FO}} = \frac{1,400 \tan(\phi + i)}{(\text{fractures/meter})^{1/3}} \quad (2.22)$$

ค่าเพาเตอร์แฟกเตอร์ ( $q$ ) ในสมการข้างบนมีหน่วยเป็น กก./ลบ.ม. ( $\text{kg/m}^3$ ) ค่า  $\phi$  เป็นค่ามุมเสียดทานภายใน (angle of internal friction) ค่า  $i$  เป็นค่าของมุมของความขรุขระ (roughness angle) ที่เป็นพื้นผิวขรุขระบนของรอยแตก



รูปที่ 2.4 ความสัมพันธ์ระหว่างค่าปริมาณวัตถุระเบิดที่ใช้กับคุณสมบัติของหินที่อยู่กับที่ (in situ rock mass) กราฟความสัมพันธ์นี้มาจากสมการที่ 2.22



ค่ามุมเอียงของพื้นผิวที่ขรุขระ ค่า  $i$  ในรูปนี้  
 คือ มุมผิวขรุขระ (roughness angle)

รูปที่ 2.5 การหาค่ามุมของผิวขรุขระของระนาบรอยแตกในหิน

รอยแยกในหิน (joint roughness) ที่อยู่ในแนวทิศทางของระนาบเฉือน (shear plane) ผลรวมของ ค่าความเสียดทาน กับ ค่าความขรุขระ ได้แก่  $(\phi + i)$  ซึ่งเป็น ค่าของมุมเสียดทานประสิทธิผล (effective friction angle) ตามทฤษฎีการแตกหักของหินที่เสนอโดย Mohr-Coulomb

ค่าของมุมผิวขรุขระ (roughness angle) สามารถวัดได้โดยตรงตามรูปที่สี่ที่แสดงข้างล่างในรูปที่ 2.5 (มุม  $i$  ในรูปหน้า 18)

#### ข. น้ำหนักวัตถุระเบิดและปริมาตรหิน

ประเด็นที่สำคัญที่สุด ในการควบคุมผลกระทบจากการระเบิดหินคือ การกำหนดน้ำหนักวัตถุระเบิดระเบิดต่อหนึ่งหน่วยของปริมาตรหินแน่นที่ต้องการให้เกิดการแตกหัก

สูตรเชิงประสมการณ์ในการหาความสัมพันธ์ ระหว่างน้ำหนักวัตถุระเบิดที่เหมาะสมที่สุด (optimum charge) กับปริมาตรของหินที่แตกหัก ได้แก่

$$\text{Optimum charge} = \text{powder factor} \times \text{burden volume} \quad (2.23)$$

กำหนดให้ ปริมาตรหินหน้าระเบิด (burden volume) เป็น

$$\text{Burden volume} = \text{burden} \times \text{spacing} \times \text{bench height} \quad (2.24)$$

ในเหมืองหินทั่วไป ความสูงของหน้าเหมืองถูกกำหนดจากขนาดมิติของเครื่องจักรกลที่ใช้ในการขุดและขนย้ายหิน ทำนองเดียวกัน ขนาดของเส้นผ่านศูนย์กลางของหลุมเจาะระเบิดถูกกำหนดโดยเครื่องเจาะที่มีอยู่ในเหมือง ส่วนข้อกำหนดอื่นที่เหลือ ได้แก่ แบบของการระเบิด ระยะเจาะต่ำกว่าพื้น กับ ระยะปิดอัดปากหลุมเจาะ ก็ถูกกำหนดโดยค่าการแตกหักของหิน (fragmentation value) ที่ต้องการ ดังนั้นจึงต้องกำหนดค่าขึ้นมาใหม่เรียกว่า ค่าปริมาตรหลุมเจาะระเบิด (blasthole volume) ซึ่งเป็นค่าปริมาตรของหินตามขนาดของหลุมเจาะระเบิด (DH) ที่มีเส้นผ่านศูนย์กลางที่กำหนด

$$\text{Blasthole volume} = 1/4 \pi (DH)^2 \times [\text{bench height} + \text{subdrilling} - \text{stemming}] \quad (2.25)$$

ถ้าหากคำนวณค่าปริมาตรของหลุมเจาะระเบิด (blasthole volume) ได้ไม่สอดคล้องกับค่าน้ำหนักวัตถุระเบิด ก็ทำการตัดแปลงค่าระยะความหนาหน้าระเบิดกับระยะของหลุมเจาะในแถวของสมการ (2.24) ใหม่

### บทที่ 3

## แบบจำลองการออกแบบ หน้างานระเบิดหิน



ในงานวิจัยโครงการนี้ มีจุดประสงค์หลักในการหาความเชื่อถือได้และลดความเสี่ยงของการปฏิบัติงานระเบิดหิน จึงได้มีการเสนอแนะหลักการที่ใช้ในการออกแบบจำลองผังหน้างานระเบิดในเหมืองหินแบบตัดตะพักเป็นขั้นบันไดขึ้น โดยพยายามให้ครอบคลุมการระเบิดหินได้หลายแบบอย่าง สามารถใช้งานได้กับเหมืองหินที่มีขนาดกลางที่มีกำลังการผลิตหินเพื่อนำไปบดย่อยหินได้ปริมาณปานกลางประมาณ 5 แสนตันต่อปี

#### 3.1 ลักษณะทั่วไปในการการออกแบบหน้างานระเบิดหิน

หลักการที่ใช้ในการออกแบบจำลองที่นำเสนอในบทนี้ ใช้เป็นต้นแบบของการเขียนโปรแกรมสำเร็จรูปสำหรับการออกแบบหน้างานระเบิดหิน ที่มีการตัดเนินเขาแบบตัดตะพักเป็นขั้นบันได โดยขึ้นอยู่กับรูปแบบเชิงเรขาคณิตกับขนาดมิติของหน้าเหมือง หรือตัวเลขนี้สำคัญอื่น สูตรเชิงประสมการณ์ที่ระบุในการออกแบบจำลอง ได้ดัดแปลงตามวิธีการของนักวิจัยหลายท่านที่ระบุในบทที่ 2 ข้อหัว 2.2 (Ash, Konya, IMM)

การออกแบบงานระเบิดหินของโครงการนี้ ประยุกต์กับงานระเบิดจริงในภาคสนามเงื่อนไขต่าง ๆ พยายามกำหนดให้สอดคล้องกับความต้องการจริงในการพัฒนางานเพื่อเปิดหน้าเหมืองหินที่มีความสูงปกติ ประมาณ 10-20 เมตร

#### 3.2 ชนิดของรูปแบบจำลองที่ใช้ในการออกแบบผังหน้าระเบิด

แบบจำลองที่นำเสนอในรายงานฉบับสมบูรณ์นี้ ได้ปรับปรุงให้เหมาะสมหรือทันสมัยมากกว่าแบบจำลองเดิมที่ได้นำเสนอในรายงานฉบับที่สอง ทั้งนี้ทีมงานผู้วิจัยได้พัฒนาออกเป็นแบบจำลองจำนวน 2 แบบ ซึ่งจะมีชื่อเรียกเหมือนกันตลอดรายงานฉบับสมบูรณ์นี้เป็น

ก. แบบจำลองการออกแบบงานระเบิดชุดแรก หรือชื่อเรียกเป็นภาษาอังกฤษว่า Blast Design I

ข. แบบจำลองการออกแบบงานระเบิดชุดที่สอง หรือชื่อเรียกเป็นภาษาอังกฤษว่า Blast Design II

ความแตกต่างของแบบจำลองทั้งสอง มีรายละเอียดค่อนข้างมาก ซึ่งจะระบุเงื่อนไข สูตรการคำนวณ และตัวอย่างของการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขไว้ในหัวข้อ 3.3 (สำหรับแบบจำลองชุดแรก) และหัวข้อ 3.4 (สำหรับแบบจำลองชุดที่สอง)

### 3.3 แบบจำลองการออกแบบผนังระเบิดหินชุดแรก

แบบจำลองในหัวข้อนี้ ได้มีการนำเสนอไว้แล้วในบทที่ 3 ของรายงานฉบับที่สองซึ่งมีการแก้ไขข้อบกพร่องเล็กน้อย แต่หลักการที่สำคัญยังคงไว้เหมือนเดิม เงื่อนไขของการออกแบบ สูตรที่ใช้คำนวณ กับตัวอย่างที่แสดงวิธีการคำนวณค่าระยะมิติที่สำคัญ มีดังต่อไปนี้

#### 3.3.1 เงื่อนไขแบบจำลองชุดแรกของผนังงานระเบิดหินแบบขั้นบันได

จุดประสงค์หลักได้ระบุมาแล้วว่า ต้องการทำการระเบิดหินโดยมีการใช้วัตถุระเบิดอย่างเหมาะสม มวลหินหน้าระเบิดเกิดการแตกหักได้ขนาดที่พอดีตามต้องการ และยังไม่ต้องการให้เกิดผลกระทบสูงต่อสิ่งแวดล้อม จึงกำหนดเงื่อนไขหลักไว้ดังนี้

1. เงื่อนไขประการแรกควรกำหนดปริมาตรหินที่จะทำการระเบิด ตามปริมาณความต้องการที่มีสัญญาณซื้อขายหินกับโรงโม่ หรือระเบิดหินให้ได้พอดีกับความสามารถในการบดย่อยหินของปากโม่ เช่นต้องการระเบิดประมาณ 15,000 ลบ.ม./ครั้ง (หมายเหตุ: ปริมาตรหินที่ใช้ในการคำนวณเป็นปริมาตรหินแน่นที่ยังไม่เกิดการแตกหัก)

นอกจากนี้ยังต้องคำนึงถึงว่าเครื่องจักรกลที่ใช้ในการขนย้าย หรือเคลื่อนที่ขึ้นส่วนหินมีความสามารถจำกัดในการปฏิบัติงาน ถ้าระเบิดครั้งเดียวไม่ได้ปริมาณพอดี เช่นได้ปริมาณหินน้อยหรือมากเกินไปก็จะเป็นอุปสรรคของการดำเนินงานขั้นตอนต่อไป

2. เมื่อกำหนดค่าปริมาตรหินแน่นตั้งต้นไว้แล้ว แนวทางที่ใช้คำนวณต่อไปจะให้ความแตกต่างของผลลัพธ์ปริมาตรหินแน่นที่มีการระเบิดจริง มีค่าไม่เกิน  $\pm 10\%$  ของปริมาตรหินแน่นตั้งต้น (ใช้สัญลักษณ์แทนว่า  $\%V$ )

3. กำหนดค่าความถ่วงจำเพาะของมวลหินและของวัตถุระเบิดที่ใช้ ตามปกติ งานระเบิดหินมักเป็นหินปูน (ค่า ถ.พ. = 2.65-2.70) วัตถุระเบิดที่ใช้มักเป็น Ammonium Nitrate - Fuel Oil ที่ใช้การบรรจุอัดลงในรูเจาะแบบอาศัยแรงโน้มถ่วง (gravity load) มีค่า ถ.พ. = 0.82

4. คิวเลขค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดต่อปริมาตรหินแน่น (หรือค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์) ใช้เป็นเงื่อนไขในแบบจำลอง กำหนดช่วงพิสัยค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์ ระหว่าง 0.45-0.55 กิโลกรัม/ลบ.ม. ปกติตัวเลขในพิสัยนี้เหมาะสำหรับหินปูนหรือหินแกรนิต

5. ในเชิงการปฏิบัติงานช่างเจาะจะเลือกค่าระยะห่างระหว่างแถวหน้าระเบิดของหลุมเจาะ (ระยะ B) พร้อมกับค่าระยะห่างระหว่างหลุมเจาะในแถว (ระยะ S) ค่ามิติเชิงเรขาคณิตอื่นก็จะกำหนดตามมาในภายหลัง ทำให้ได้แบบอย่างของการระเบิดหินเบื้องต้น (initial rock blasting pattern)

จากการศึกษาวิจัยพบว่า ถ้ามีจำนวนแถวของหน้าระเบิดมากเกินไปก็เกิดผลกระทบคือสิ่งแวดล้อมสูง ดังนั้นจึงมีเงื่อนไขในแบบจำลองการออกแบบหน้าระเบิดกำหนดให้มีจำนวนแถวของการระเบิดเพียง 3 แถว

6. จากเงื่อนไขที่เป็นข้อกำหนดในหัวข้อ 5 ข้างบนจึงกำหนดให้มีจำนวนหลุมเจาะ (ใช้สัญลักษณ์ว่า N) มีค่า  $N \geq 9$  เพื่อที่จะให้เหมาะสมกับจำนวนแถวรวมทั้งเป็นสมมาตรกับจำนวนแถว และเลข 3 ทารลงตัว

7. การออกแบบปกติของการระเบิดหิน สามารถใช้ได้กับการพัฒนาหน้าเหมืองหินที่มีการเจาะระเบิดรูเอียงในแนวนานกับมุมลาดเทของตะพักหน้าเหมือง แต่ถ้าต้องการให้มีการเจาะรูแนวตั้งก็เลือกกำหนดค่าให้หลุมเจาะมีมุมเอียงเทเท่ากับ 90 องศา

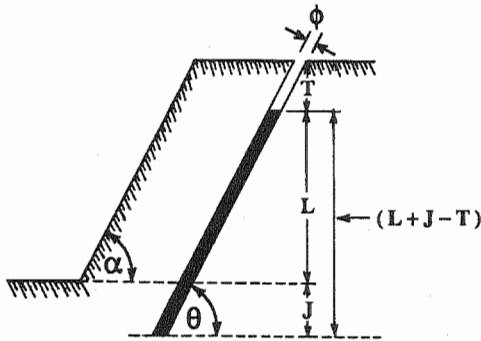
### 3.3.2 สูตรเชิงประสพการณ์แบบจำลองชุดแรกที่สอดคล้องกับเงื่อนไข

แนวทางการหาสูตรเชิงประสพการณ์ของแบบจำลองชุดแรก ที่สอดคล้องกับเงื่อนไขกับหัวข้อ 3.3.1 ได้มีการแสดงไว้ในหัวข้อนี้ จากนิยามของเพาเคอร์แฟกเตอร์ (ใช้สัญลักษณ์เป็น P.F.) กำหนดให้เป็น อัตราส่วนระหว่างน้ำหนักวัตถุระเบิด ( $W_E$ ) ต่อปริมาตรแน่นของหิน ( $V_R$ ) ดังนั้นถ้าให้ N เป็นจำนวนหลุมเจาะในการระเบิดต่อครั้ง กับ k เป็นน้ำหนักวัตถุระเบิดต่อหลุมเจาะ

$$P.F. = \frac{W_E}{V_R} = \left[ \frac{\left\{ \frac{W_E}{N} \times N \right\}}{V_R} \right] = \frac{kN}{V_R} \quad (3.1)$$

การหาค่าตัวแปร k ที่มีความสัมพันธ์กับขนาดระยะหรือมิติอื่นของแบบอย่างการระเบิดหน้าเหมือง ผู้วิจัยได้สกัดรูปที่เป็นหลุมเจาะเดี่ยวไว้ในรูป 3.1 หน้าถัดไป

ความสัมพันธ์เชิงเรขาคณิตของรูปที่ 3.1 เมื่อค่า k เป็นเลขจำนวนเต็มของน้ำหนักวัตถุระเบิดต่อหลุม (ตรวจวัดได้ค่าแม่นยำ  $\pm 1$  กก.) และค่า  $\phi$  เป็นเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ ค่า  $\rho_E$  เป็นความหนาแน่นวัตถุระเบิด และค่า  $\theta$  เป็นมุมเอียงเทของหลุมเจาะ



รูปที่ 3.1 ภาพสเก็ทการอัศจรรย์เปิดในหลุมเจาะเดี่ยวที่ใช้ในแบบจำลองชุดแรก

$$\begin{aligned}
 k &= (\text{พื้นที่หน้าตัดหลุมเจาะ}) (\text{ความยาวหลุมเจาะ}) (\text{ความหนาแน่นวัตถุระเบิด, } \rho_E) \\
 &= \left[ \frac{\pi \phi^2}{4} \right] \times \left[ \frac{L+J-T}{\sin \theta} \right] \times \rho_E \quad (3.2)
 \end{aligned}$$

จากสมการที่ 3.1 หน้า 22 หาค่าความสัมพันธ์ของ N ได้

$$N = \frac{(P.F.) (V_R)}{k} \quad (3.3)$$

เนื่องจากทั้งค่า P.F. กับค่า  $V_R$  ไม่ได้เป็นเลขค่าเดียว แต่ถูกกำหนดไว้โดยเงื่อนไขข้อ 3.3.1 เป็นช่วงพิสัย (range) หรือเขียนนิพจน์ (expression) สำหรับค่า P.F. กับ  $V_R$  เป็น

$$(P.F.)_{\min} \leq P.F. \leq (P.F.)_{\max}$$

$$\left( 1 - \frac{\%V}{100} \right) V_{\text{req}} \leq V_R \leq \left( 1 + \frac{\%V}{100} \right) V_{\text{req}}$$

คำอธิบายความหมายของนิพจน์ข้างบนทั้ง 2 ชุด คือ คำน้อย min กับ max เป็นค่าต่ำสุดกับค่าสูงสุดตามลำดับ ส่วนค่าน้อย req เป็นค่าที่ต้องการ ปกติ %V กำหนดให้เท่ากับ 10%



ในกรณีที่จะทำให้ค่า  $N$  มีค่าสูงสุด ก็คือ ได้ค่า P.F. สูงสุด  $[(P.F.)_{max}]$  และค่า  $V_R$  มีค่าสูงสุด  $[(V_R)_{max}]$

ในทำนองกลับกัน กรณีที่จะทำให้ค่า  $N$  มีค่าต่ำสุด ก็คือ ได้ค่า P.F. ต่ำสุด  $[(P.F.)_{min}]$  และค่า  $V_R$  มีค่าต่ำสุด  $[(V_R)_{min}]$

จากเหตุผลของเงื่อนไขดังกล่าวข้างต้น ทำให้สามารถเขียนสมการของค่า  $N_{max}$  กับค่า  $N_{min}$  ถ้าหาก  $N_{min} \leq N \leq N_{max}$

$$N_{max} = \frac{[(P.F.)_{max}] [1 + (\%V/100)] V_{req}}{k} \quad (3.4)$$

$$N_{min} = \frac{[(P.F.)_{min}] [1 - (\%V/100)] V_{req}}{k} \quad (3.5)$$

เมื่อได้ค่า  $N_{max}$  และ  $N_{min}$  แล้ว ตามเงื่อนไขต้องใช้ค่า  $N \geq 9$  เพื่อที่จะให้ตัวเลข 3 ซึ่งเป็นจำนวนแถวหารค่า  $N$  ได้ลงตัวพอดี เมื่อเป็นดังนี้จึงพบว่า  $N$  มีโอกาสเป็นได้หลายค่า ปัญหาที่เกิดขึ้นตามมาก็คือ ค่า  $N$  แต่ละค่าอาจจะไม่ได้ผลลัพธ์ของขอบเขตพิสัยของ  $V_R$  ตามที่กำหนดไว้ ( $\pm 10\%V$ ) ดังนั้นจึงต้องหาขอบเขตพิสัยของ  $V_R$  สำหรับแต่ละค่าของ  $N$  ตามนิพจน์ของความสัมพันธ์ใหม่เชิงครกศาสตร์

$$\text{Max value} \left[ \left[ \frac{kN}{(P.F.)_{max}} \right], \left\{ 1 - \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{req} \right] \leq [V_R]_N \quad (3.6)$$

$$\text{และ} \quad [V_R]_N \leq \text{Min value} \left[ \left[ \frac{kN}{(P.F.)_{min}} \right], \left\{ 1 + \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{req} \right] \quad (3.7)$$

ในการเลือกชนิดของแบบอย่าง (pattern) ฟังหน้าระเบิด ผู้วิจัยได้เลือกตำรา Blast Design ของ C. J. Konya (1995) ที่มีรายละเอียดอธิบายในบทที่ 6-7 หน้า 68-138 และใช้แบบอย่างฟังหน้าระเบิด 3 แถว ที่แสดงไว้ในหน้า 122-125 (สำหรับหน้าเหมืองความสูงปกติ) ดังนั้นถ้าหากได้ผลลัพธ์ของการคำนวณค่า  $V_R$  ที่อยู่ในขอบเขตและสอดคล้องกับแบบอย่างฟังหน้างานระเบิดที่เสนอไว้ในตำราของ Konya ก็ให้ฟังของแบบอย่างหน้าระเบิดนั้นเป็นผลเฉลย (solution)

### 3.3.3 ขั้นตอนการวิเคราะห์ค่าตัวแปรของแบบจำลองชุดแรก

หัวข้อย่อยนี้ เป็นการอธิบายขั้นตอนที่ใช้สูตรเชิงประสมการณ์ ซึ่งมี 4 ขั้นตอนหลัก และในบางขั้นตอนหลักอาจมีขั้นตอนย่อยอีก เพื่อให้ผู้อ่านเข้าใจได้ง่ายจึงมีการลำดับขั้นตอนหลักและย่อยในหัวข้อย่อยที่แสดงต่อไปนี้ เป็นการเลือกใช้วิธีการคำนวณจากการกำหนดค่าระยะหรือมิติต่าง ๆ เพื่อหาค่าตัวแปรของการออกแบบหน้างานระเบิด

ขั้นตอนหลักที่ 1 ทำการหาระยะความหนาหน้าระเบิด (B) โดยใช้สูตรเชิงประสมการณ์ที่ถูกเสนอแนะโดย Konya ในตำรา Blast Design หน้า 70 (หรือเป็นสมการที่ 2.9 ของรายงานฉบับนี้) ค่าระยะ B นี้ ถือว่าเป็นค่าเชิงทฤษฎี ให้ใช้สัญลักษณ์ใหม่เป็น  $B_{cal}$

$$B_{cal} = 0.012 \left[ \frac{2SG_E}{SG_R} + 1.5 \right] D_E$$

ขั้นตอนหลักที่ 2 ทำการเลือกใช้ระยะ B จำนวน 2 ค่า แต่ละค่าของ B มีช่วงแตกต่างเท่ากับ 0.5 เมตร โดยค่าที่เลือกใช้ไม่ควรมีค่าใกล้เคียงกับค่า  $B_{cal}$  ที่คำนวณได้จากขั้นตอนหลักที่ 1 ตัวอย่างเช่น ถ้าค่า  $B_{cal}$  คำนวณได้เป็น 5.07 เมตร จะเลือกใช้ค่า B เป็น 5.00 เมตร กับ 5.50 เมตร เป็นต้น

ขั้นตอนหลักที่ 3 ในการคำนวณครั้งต่อไป แทนค่าแต่ละค่าของ B ในขั้นตอนหลักที่ 2 เพื่อหาค่าระยะมิติของรูปแบบเชิงเรขาคณิตหน้าเหมือง โดยมีเงื่อนไขเพิ่มเติมของแต่ละช่วงค่าระยะมิติ ตามขั้นตอนย่อย ก)-จ) ดังข้อกำหนดต่อไปนี้

ก) กำหนดให้ระยะการปิดอัดวัสดุปากหลุมเจาะ, T

$$T = \text{Min}_{\text{value}} [0.7 B, 3]$$

ค่า T มีความละเอียดของช่วงแตกต่าง เท่ากับ 0.5 เมตร

ข) กรณีค่าของระยะเจาะต่ำกว่าพื้น, J ควรกำหนดให้สัมพันธ์กับความสูงหน้าเหมือง และค่า J มีความละเอียดของช่วงแตกต่าง เท่ากับ 0.5 เมตร ดังนี้

$$\begin{aligned} J &= \text{Min}_{\text{value}} [0.3 B, 1] \quad \text{ถ้า } L \text{ มีค่าน้อยกว่า } 10 \text{ เมตร} \\ &= \text{Min}_{\text{value}} [0.3 B, 1.5] \quad \text{ถ้า } 10 \leq L < 15 \text{ เมตร} \\ &= \text{Min}_{\text{value}} [0.3 B, 2.0] \quad \text{ถ้า } 15 \leq L \leq 20 \text{ เมตร} \end{aligned}$$

ค) จากสมการที่ 3.2 หน้า 23 ได้ระบุการหาค่า  $k$  ที่มีความละเอียดของช่วง แดกต่างเท่ากับ 1 กิโลกรัม ไว้ จึงใช้ค่าระยะมิติที่หาได้ในชั้นคอน ก) กับชั้นคอน ข) มาแทนค่าในสมการของ  $k$

$$k = \left[ \frac{\pi \phi^2}{4} \right] \times \left[ \frac{L+J-T}{\sin \theta} \right] \times \rho_E$$

ง) ทำการหาค่า  $N_{\max}$  กับค่า  $N_{\min}$  โดยใช้สมการที่ 3.4 กับสมการที่ 3.5 หน้า 24 นั่นคือ

$$N_{\max} = \frac{[(P.F.)_{\max}] [1 + (\%V/100)] V_{\text{req}}}{k}$$

$$N_{\min} = \frac{[(P.F.)_{\min}] [1 - (\%V/100)] V_{\text{req}}}{k}$$

เงื่อนไขที่กำหนดไว้ในกรณี  $N_{\max}$  กับ  $N_{\min}$  คือค่า  $N$  ที่ใช้ได้ในการออกแบบเป็น ค่า  $N \geq 9$  และเลข 3 ทารลงตัว

จ) ทำการหาค่า  $(V_R)_{\min}$  กับค่า  $(V_R)_{\max}$  โดยใช้หลักการวิเคราะห์เชิงตรรกศาสตร์ที่แสดงไว้ในสมการที่ 3.6 กับสมการที่ 3.7 หน้า 24 แล้วนำมาเขียนในรูปแบบความสัมพันธ์ใหม่คือ

$$(V_R)_{\min} = \text{Max}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{kN}{(P.F.)_{\max}} \right), \left\{ 1 - \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right] \quad (3.8)$$

$$(V_R)_{\max} = \text{Min}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{kN}{(P.F.)_{\min}} \right), \left\{ 1 + \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right] \quad (3.9)$$

ขั้นตอนหลักที่ 4 ในการคำนวณค่า  $V_R$  เพื่อหาแบบอย่างที่เหมาะสมของหน้าระเบิด จำเป็นต้องมีต้นแบบ (prototype) ซึ่งผู้วิจัยได้เลือกที่จะใช้แบบอย่างตามที่ Konya ได้รวบรวมมา ซึ่งเป็นผลงานดั้งเดิมของคณาจารย์ที่ University of Missouri-Rolla ได้ทำการวิจัยและเผยแพร่ไว้

อนึ่งในการกำหนดค่าระยะห่างระหว่างหลุมเจาะ (ค่า S) จะมีเงื่อนไขที่ให้อยู่กับแบบอย่าง (pattern) กับค่าอัตราส่วนความแข็งตึง (L/B) ดังนั้นในระหว่างการคำนวณจึงหาค่าของ S พร้อมกับค่าของ  $V_r$  ไปในเวลาเดียวกัน

ตัวอย่างเช่นในแบบอย่างผังหน้าเหมืองค่า  $S = 1.414 B$  แต่ในแบบอย่างผังหน้าเหมือง ค่า  $S = 2.0 B$  ทำให้มีผลถึงการคำนวณค่าปริมาตรหิน  $V_r$  ที่จะมีค่าแตกต่างกัน ในกรณีของการตรวจสอบค่าอัตราส่วน L/B ถ้าหากค่าอัตราส่วนอยู่ระหว่างที่ค่า 3-4 จัดเป็นค่าที่ยอมรับได้ในการใช้เป็นแบบอย่างของการออกแบบผังหน้าระเบิด

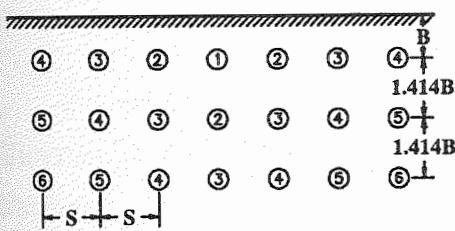
3.4 ผลเฉลยแบบจำลองชุดแรกสำหรับงานระเบิดหินหน้าอสิระเคียว

ผลเฉลยดังกล่าวข้างล่างนี้ ได้ระบุค่าระยะมิติไว้ในผังภาพ (plan) ของแต่ละแบบอย่างผังหน้าระเบิด รูปทางซ้าย (รูป ก.) เป็นผังภาพแบบอย่างที่ดีคัดลอกมาจากคำราชของ Konya ส่วนรูปทางขวา (รูป ข.) เป็นผังภาพของการจุดระเบิดถ่วงเวลา

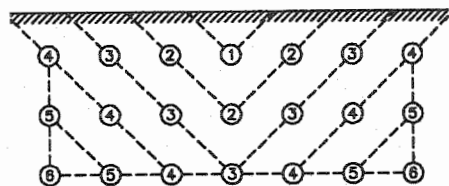
การออกแบบผังหน้างานระเบิดนี้ใช้อัตราส่วนของ B/S หลายค่า โดยแปรผันตามค่าอัตราส่วน L/B และชนิดของแบบอย่างผังระเบิด ผังของแต่ละหลุมเจาะแสดงตัวเลขแก่ไฟฟ้าจังหวะถ่วง ตัวเลขที่มีหมายเลขค่าจุดระเบิดก่อน หมายเลขสูงจุดระเบิดทีหลัง

3.4.1 การเจาะระเบิดตัดมุมจัตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะถ่วงหน้า

รูปที่ 3.2 เป็นการเจาะระเบิดตัดหน้าอสิระใหม่เป็นมุมจัตุรัส (square corner) ใช้การถ่วงจังหวะถ่วงหน้า (progressive delays) ระเบิดตัดเป็นรูปตัววี ค่าระยะการเจาะของความหนาหน้าระเบิดแถวแรกให้มีความเท่ากับ B ส่วนค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวถัดมา (แถวที่ 2 กับแถวที่ 3) ให้เท่ากับ S (กำหนดให้มีความสัมพันธ์ของค่า  $S = 1.414 B$ )



ก. ผังภาพหลุมเจาะของ Konya

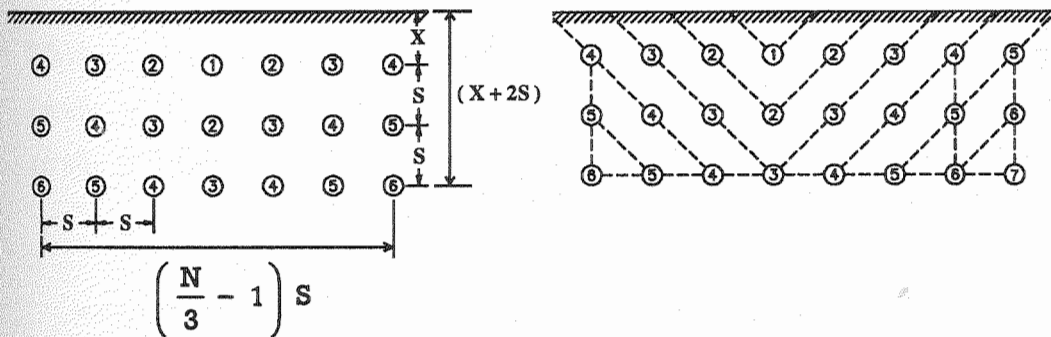


$S = 1.414B$

ข. ผังภาพของการจุดระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.2 การเจาะระเบิดตัดหน้าอสิระใหม่เป็นมุมจัตุรัสใช้การถ่วงจังหวะถ่วงหน้า

รูปที่ 3.3 ข้างล่างนี้เป็นผลเฉลยของรูปที่ 3.2 หน้า 27 การเจาะระเบิดหน้า อีกระใหม่เป็นมุมแบบจัตุรัส โดยใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า คัดหน้ารูปตัววี ผลลัพธ์ของการคำนวณตามเงื่อนไขที่กำหนดไว้ในรายงานวิจัยโครงการนี้ ทำให้ต้องเพิ่มจำนวน หลุมเจาะ โดยการเจาะเพิ่มอีก 1 หลุมต่อแถว



ก. ผลเฉลยผังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยผังภาพการจุกระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.3 ผลเฉลยการเจาะระเบิดคัดหน้าอีกระใหม่เป็นมุมแบบจัตุรัสใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

จากรูปที่ 3.3 ข้างบน

$$L/B \geq 4 \quad \text{จะได้} \quad S = 1.414 B \quad (\text{หรือ} \quad \sqrt{2}B)$$

$$\text{และ} \quad L/B < 4 \quad \text{จะได้} \quad S = \left\{ \frac{L + 7B}{8} \right\}$$

ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมือง กำหนดให้  $\alpha$  เป็นความลาดเอียง (ลาดชัน) ของหน้าเหมือง และ  $\theta$  เป็นมุมเอียงเทของการเจาะ เมื่อเทียบกับแนวราบ จากรูปที่ 3.1 หน้า 23 ซึ่งเป็นการแสดงค่าหลุมเจาะเดี่ยว ให้ค่า  $\alpha = \theta$  ปริมาตรของหินแน่น ( $V_r$ ) ที่ทำได้ มีค่า

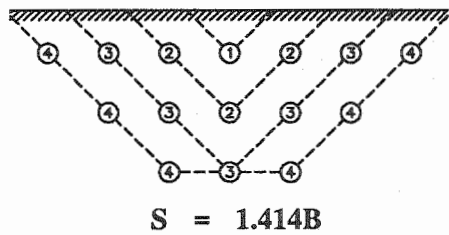
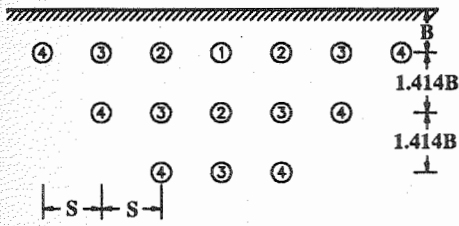
$$V_r = \left[ (x + 2S) \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x^2 \right] L$$

ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และค่าหน้าเหมืองมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  [ $\alpha < 90^\circ$ ] ทำให้ได้จำนวนปริมาตรของหินแน่น ( $V_r$ ) เพิ่มขึ้น

$$V_r = \left[ (x + 2S) \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x^2 \right] L + \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

3.4.2 การเจาะระเบิดตัดเป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

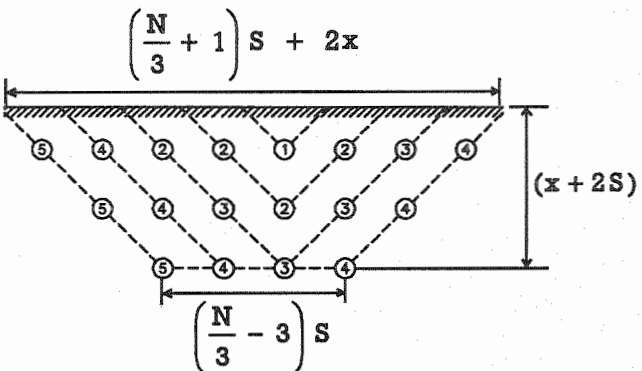
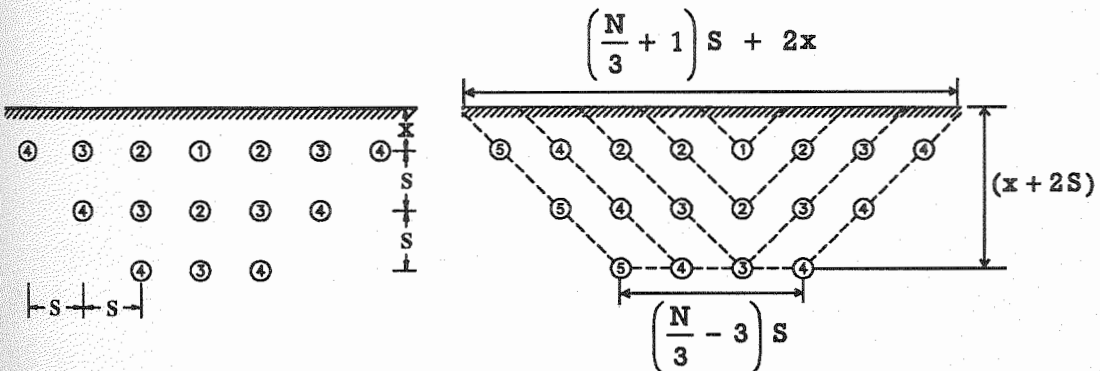
รูปที่ 3.4 ข้างล่างเป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม (angle corner) ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า ตัดหน้ารูปตัววี ค่ารยะความหนาหน้าระเบิดแถวแรกให้เท่ากับ B ส่วนค่ารยะความหนาหน้าระเบิดแถวถัดมา (แถวที่ 2 กับแถวที่ 3) ให้เท่ากับ S (กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$ )



ก. พังภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. พังภาพของการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.4 การเจาะระเบิดตัดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า



ก. ผลเฉลยผังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยผังภาพการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.5 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

รูปที่ 3.5 หน้า 29 เป็นผลเฉลยการระเบิดคัทหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วง จังหวะก้ำวหน้า ผังหน้าคัทรูปตัววี เมื่อได้คำนวณตามเงื่อนไขที่กำหนดไว้จำเป็นต้องเพิ่ม หลุมเจาะแต่ละแถวอีก 1 หลุมเจาะ

จากรูปที่ 3.5 หน้า 29

$$L/B \geq 4 \text{ จะได้ } S = 1.414 B \text{ (หรือ } \sqrt{2} B)$$

$$\text{และ } L/B < 4 \text{ จะได้ } S = \left\{ \frac{L + 7B}{8} \right\}$$

เมื่อคำนวณปริมาตรหินแน่น ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเรียงขนานตามแนวลาดชันของ หน้าเหมือง ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] L$$

ถ้าหากสมมติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และ หน้าเหมืองมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ทำให้ได้ปริมาตรของหินแน่น ( $V_R$ ) เพิ่มขึ้น

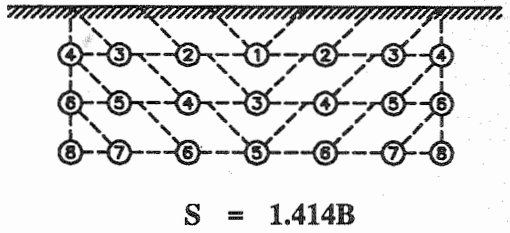
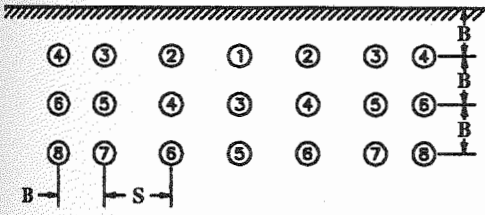
$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] L$$

$$+ \left[ \left( \frac{N}{3} - 3 \right) S + L \cot \alpha \right] \times L$$

### 3.4.3 การเจาะระเบิดคัทมุมจากรูปกล่อง ใช้การถ่วงจังหวะก้ำวหน้า

รูปที่ 3.6 หน้าถัดไป เป็นการเจาะระเบิดคัทหน้าอิสระใหม่ เป็นมุมจากรูปกล่อง สี่เหลี่ยมผืนผ้า (box cut) ใช้การถ่วงจังหวะก้ำวหน้า หน้าคัทรูปตัววี ค่าระยะความหนา หน้าระเบิดทุกแถวให้เท่ากับระยะ B ปกติ กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$

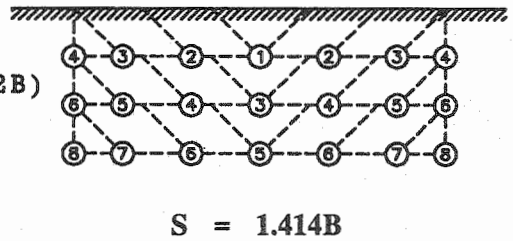
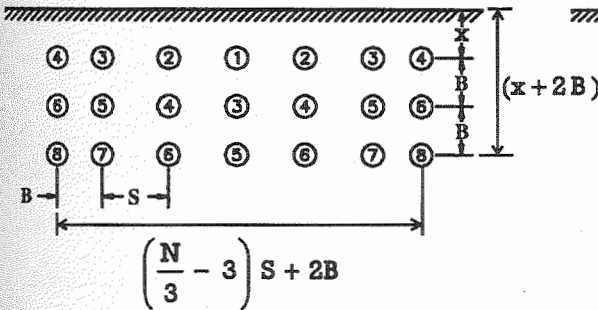
รูปที่ 3.7 หน้า 31 เป็นผลเฉลยการเจาะระเบิดคัทหน้าอิสระใหม่ เป็นมุมจากรูปกล่องสี่เหลี่ยมผืนผ้าใช้การถ่วงจังหวะก้ำวหน้า แถวการถ่วงจังหวะหน้าคัทรูปตัววี ตามผลลัพธ์ที่ได้ไม่จำเป็นต้องเพิ่มจำนวนหลุมเจาะ (ใช้หลุมเจาะเท่าเดิม)



ก. พังภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. พังภาพของการจตุระเปิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.6 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า



ก. ผลเฉลยพังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยพังภาพการจตุระเปิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.7 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

จากรูปที่ 3.7 ชำงบน

$L/B \geq 4$  จะ ได้  $S = 1.414 B$  (หรือ  $\sqrt{2}B$ )

และ  $L/B < 4$  จะ ได้  $S = \left\{ \frac{L + 7B}{8} \right\}$

เมื่อคำนวณปริมาตรหินแน่นอน ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมือง ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า



$$V_r = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 3 \right) S + 2B \right] L$$

ถ้าหากสมมติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และหน้าเหมืองมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ทำให้ได้ปริมาตรหิน ( $V_r$ ) เพิ่มขึ้น

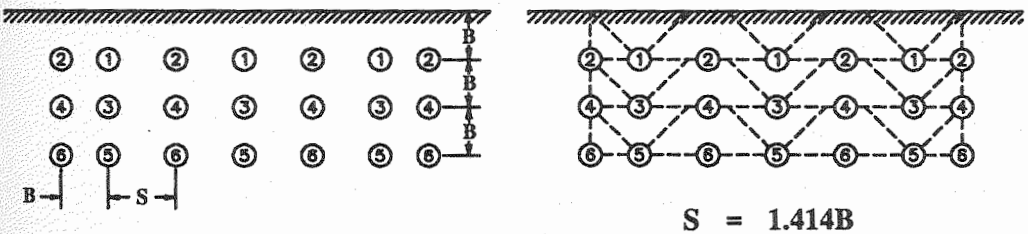
$$V_r = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 3 \right) S + 2B \right] L + \left[ \left( \frac{N}{3} - 3 \right) S + 2B \right] \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

อนึ่งผลเฉลยรูปที่ 3.7 ถ้าหากหน้าระเบิดหน้าแรก (สัญลักษณ์เป็น x) และให้ความแตกต่างของ x มีค่าความแม่นยำ  $\pm 0.5$  เมตร ค่าตัวแปร x มีได้หลายกรณี

- ถ้าหลุมเจาะมีค่ามุมเอียงเท  $\theta = \alpha$  ค่า  $x = B$
- ถ้าหน้าเหมืองมีความลาดชัน  $\alpha < 90^\circ$  และหลุมเจาะเป็นแนวตั้ง  $\theta = 90^\circ$  ค่า  $x = B - \left\{ \frac{L \cot \alpha}{2} \right\}$

3.4.4 การเจาะหน้าระเบิดค้ำมุดจากเป็นรูปกล่องใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ

รูปที่ 3.8 ข้างล่างนี้ เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจากรูปกล่องสี่เหลี่ยมผืนผ้า (box cut) ใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ (alternating delays) ค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวแรกให้เท่ากับระยะ B ปกติ ทำนองเดียวกับแถวที่ 2 กับแถวที่ 3 ให้เท่ากับ B (กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$ )

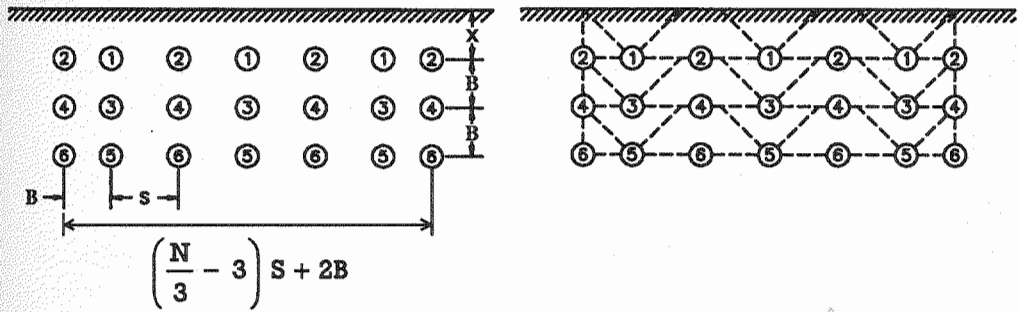


ก. ภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. ภาพของการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.8 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ

รูปที่ 3.9 ข้างล่าง เป็นผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจากรูปกล่องสี่เหลี่ยมผืนผ้า ใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ ฟังหน้าตัดรูปตัววี ผลลัพธ์ของการคำนวณตามเงื่อนไขไม่จำเป็นต้องเพิ่มจำนวนหลุมเจาะ ค่าปริมาตรของหินของจากการคำนวณกับค่าระยะมิติเชิงเรขาคณิต ของรูปที่ 3.9 จะเท่ากับค่าผลลัพธ์ที่ได้จากรูปที่ 3.7



ก. ผลเฉลยผังภาพของหลุมเจาะ      ข. ผลเฉลยผังภาพการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

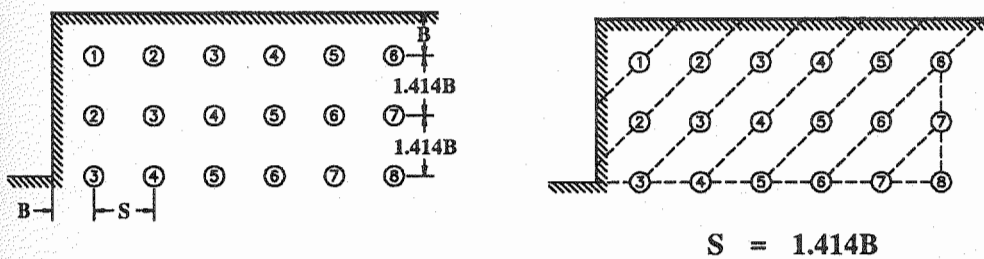
รูปที่ 3.9 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ

3.5 ผลเฉลยแบบจำลองชุดแรกสำหรับหน้างานระเบิดหินหน้าอิสระ 2 หน้า

ผลเฉลยสำหรับการออกแบบหน้างานระเบิดประเภทนี้ จะคล้ายคลึงกับหัวข้อ 3.4

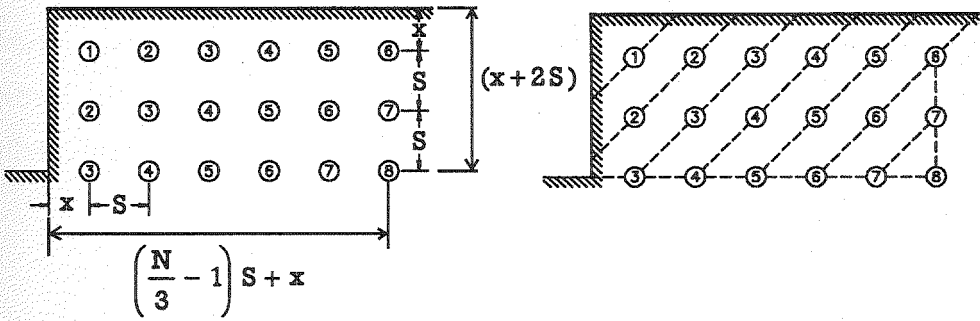
3.5.1 การเจาะระเบิดคัมมัจจุรัสและใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon

รูปที่ 3.10 ข้างล่าง เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะเป็นแถวแนวเฉียง กับมุมฉากกับหน้าอิสระเดิม 2 หน้า (echelon delays) ค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวหน้าให้เท่ากับระยะ B ปกติ ส่วนระยะความหนาของหน้าระเบิดแถวที่ 2 และแถวที่ 3 เท่ากับ S (กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$ )



ก. ผังภาพหลุมเจาะของ Konya      ข. ผังภาพของการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.10 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะ echelon



ก. ผลเฉลยฟังก์ชันของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยฟังก์ชันการจุกตะกอนเปิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.11 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระเป็นมุมจตุรัสใช้การถ่วงจังหวะ echelon

รูปที่ 3.11 ข้างบน เป็นผลเฉลยที่ได้คำนวณตามเงื่อนไขของงานวิจัยโครงการนี้ ผลลัพธ์ของการคำนวณหน้าระเบิดไม่จำเป็นต้องเพิ่มหลุมเจาะ จากรูปที่ 3.11 มีเงื่อนไข

$$L/B \geq 4 \text{ จะได้ } S = 1.414 B \text{ (หรือ } \sqrt{2}B)$$

$$\text{และ } L/B < 4 \text{ จะได้ } S = \frac{1}{\sqrt{2}} \left\{ \frac{L + 2B}{3} \right\}$$

เมื่อคำนวณปริมาตรหินแน่นของรูปที่ 3.11 ข้างบน ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียง ขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมืองที่เป็นหน้าอิสระแนวขาว (ส่วนหน้าอิสระแนวสีให้มุมลาดชัน  $90^\circ$ ) ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

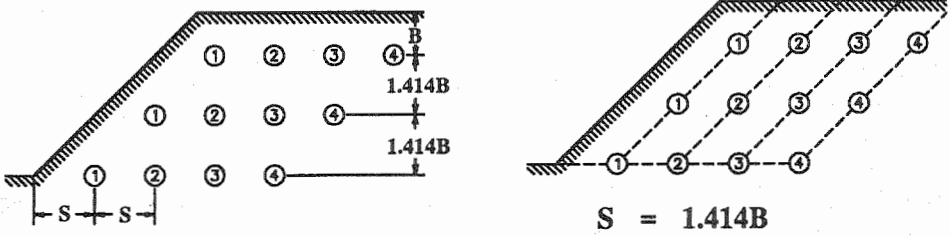
$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] L$$

ถ้าหากสมมติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวคิ่ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และ หน้าอิสระแนวขาวมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ทำให้ได้ปริมาตรของ  $V_R$  เพิ่มขึ้น

$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] L \\ + \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

3.5.2 การเจาะระเบิดตัดเป็นมุมและใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon

รูปที่ 3.12 ข้างล่าง เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะเป็นแถวแนวเฉียงกับมุมฉากของหน้าอิสระเดิม 2 หน้า (echelon delays) ค่าระยะของความหนาหน้าระเบิดแถวหน้าให้เท่ากับระยะ B ปกติ ส่วนค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวที่ 2 กับแถวที่ 3 ให้เท่ากับ S (กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$ )

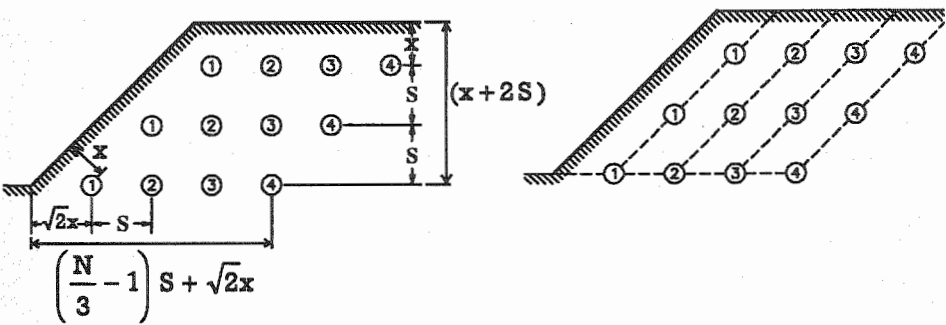


ก. ฟังภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. ฟังภาพของการจุดระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.12 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะ echelon

เมื่อหาผลเฉลยที่ได้คำนวณความเงื่อนไขของงานวิจัยโครงการนี้ ผลลัพธ์ของการคำนวณ หน้าระเบิดไม่จำเป็นต้องเพิ่มหลุมเจาะ ดังรูปที่ 3.13 ข้างล่าง



ก. ผลเฉลยฟังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยฟังภาพการจุดระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.13 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะ echelon

จากรูปที่ 3.13 หน้า 35 มีเงื่อนไข

$$L/B \geq 4 \quad \text{จะได้} \quad S = 1.414 B \quad (\text{หรือ} \quad \sqrt{2}B)$$

$$\text{และ} \quad L/B < 4 \quad \text{จะได้} \quad S = \frac{1}{\sqrt{2}} \left\{ \frac{L + 2B}{3} \right\}$$

เมื่อกำหนดปริมาตรหินแน่นของรูปที่ 3.13 หน้า 33 ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเรียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมืองที่เป็นหน้าอิสระแนวยาว (ส่วนหน้าอิสระแนวสั้นให้มีมุมลาดชัน  $90^\circ$ ) ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

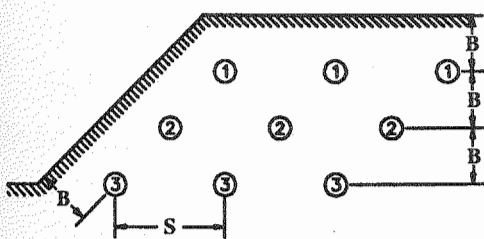
$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2}x \right] L$$

ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และหน้าอิสระแนวยาวมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ได้ปริมาตร  $V_R$  เพิ่มขึ้น

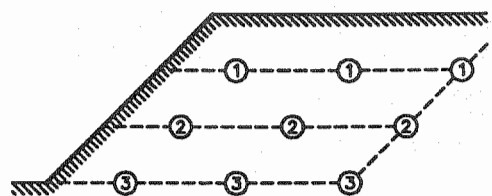
$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2}x \right] L + \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2}x \right] \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

### 3.5.3 การเจาะระเบิดตัดเป็นมุมและใช้การระเบิดพร้อมกันที่เดียวในแถว

รูปที่ 3.14 ข้างล่าง เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม โดยให้หลุมเจาะแบบสลับฟันปลา การถ่วงจังหวะเกิดระหว่างแถวแต่ให้ในแถวเดียวกันจุดระเบิดพร้อมกันที่เดียว (instantaneous rows) ค่าระยะของความหนาหน้าระเบิดทุกแถวให้เท่ากับระยะ  $B$  ปกติ กำหนดให้ค่า  $S = 2.0 B$



ก. ฟังภาพหลุมเจาะของ Konya



$$S = 2B$$

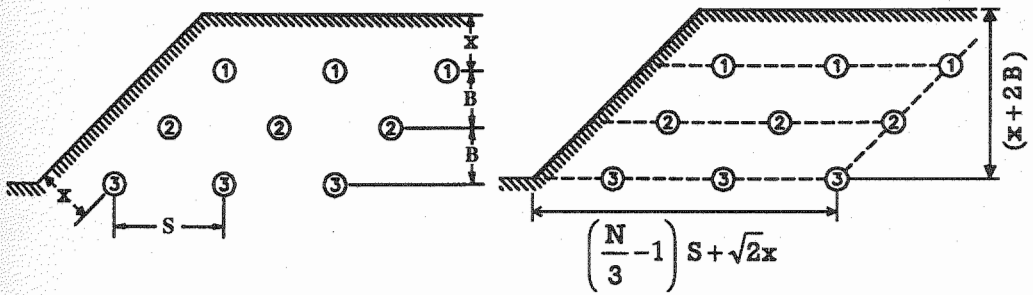
ข. ฟังภาพของการจุดระเบิดช่วงเวลา

รูปที่ 3.14 การเจาะระเบิดหน้าอิสระเป็นมุม หลุมเจาะสลับฟันปลาจุดระเบิดพร้อมกัน

ผลเฉลยที่ได้คำนวณตามเงื่อนไขของงานวิจัยโครงการนี้ ผลลัพธ์ของการคำนวณหน้า  
 ระเบิดไม่จำเป็นต้องเพิ่มหลุมเจาะ จากรูปที่ 3.15 ข้างล่าง มีเงื่อนไข

$L/B \geq 4$  จะได้  $S = 2.0 B$

และ  $L/B < 4$  จะได้  $S = \left\{ \frac{L + 2B}{3} \right\}$



ก. ผลเฉลยผังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยผังภาพการจู่ระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.15 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การจู่ระเบิดแบบพร้อมกัน

เมื่อคำนวณปริมาตรหินแน่นของรูปที่ 3.15 ข้างบน ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียง  
 ขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมืองที่เป็นหน้าอิสระแนวยาว (ส่วนหน้าอิสระแนวสั้นให้มีมุ  
 ลาดชัน 90°) ค่า  $V_r$  ที่หาได้มีค่า

$$V_r = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] L$$

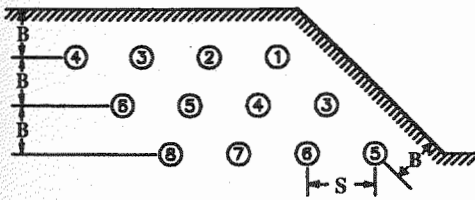
ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และ  
 หน้าอิสระแนวยาวมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ทำให้ได้ปริมาตรของ  
 หินแน่น ( $V_r$ ) เพิ่มขึ้น

$$V_r = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] L$$

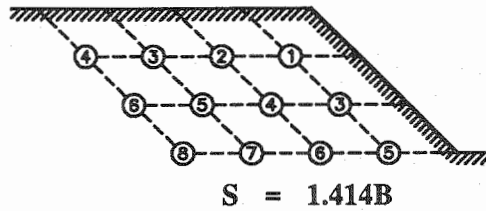
$$+ \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

3.5.4 การเจาะระเบิดตัดเป็นมุมและใช้การถ่วงจังหวะก้ำวหน้า

รูปที่ 3.16 ข้างล่าง เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม โดยให้หลุมเจาะ สลับฟันปลา การถ่วงจังหวะเป็นแบบก้ำวหน้า ค่าระยะของความหนาหน้าระเบิดทุกแถวให้ เท่ากับระยะ B ปกติ กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$



ก. ภาพถ่ายหลุมเจาะของ Konya



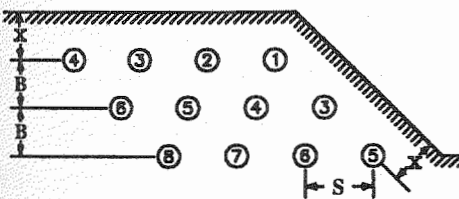
ข. ภาพถ่ายของการจุดระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.16 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมหลุมเจาะสลับฟันปลาถ่วงจังหวะก้ำวหน้า

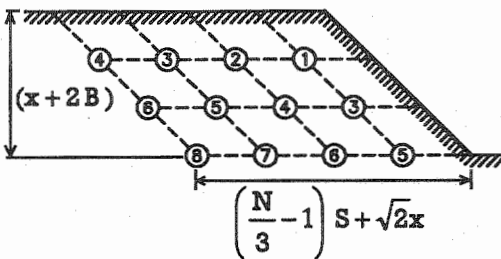
ผลเฉลยที่ได้คำนวณความเงื่อนไของงานวิจัยโครงการนี้ ผลลัพธ์ของการคำนวณหน้า ระเบิดไม่จำเป็นต้องเพิ่มหลุมเจาะ จากรูปที่ 3.17 ข้างล่าง มีเงื่อนไ

$L/B \geq 4$  จะได้  $S = 1.414 B$  (หรือ  $\sqrt{2}B$ )

และ  $L/B < 4$  จะได้  $S = \left\{ \frac{L + 7B}{8} \right\}$



ก. ผลเฉลยภาพถ่ายของหลุมเจาะ



ข. ผลเฉลยภาพถ่ายการจุดระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.17 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การถ่วงจังหวะแบบก้ำวหน้า

เมื่อคำนวณปริมาณหินแน่นของรูปที่ 3.17 หน้า 38 ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมืองที่เป็นหน้าอิสระแนวยาว (ส่วนหน้าอิสระแนวสั้นให้มีมุมลาดชัน  $90^\circ$ ) ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

$$V_R = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] L$$

ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และหน้าอิสระแนวยาวมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ทำให้ได้ปริมาณของหินแน่น ( $V_R$ ) เพิ่มขึ้น

$$V_R = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] L + \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

### 3.6 ตัวอย่างการคำนวณและการแสดงผลของแบบจำลองผังหน้าระเบิดหินชุดแรก

ตัวอย่างแบบจำลองชุดแรกที่น่าเสนอนี้ สามารถทำการคำนวณและแสดงผลสำหรับงานการระเบิดหินได้หลายแบบอย่าง ใช้หาค่าด้วยการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขธรรมดา หรือใช้โปรแกรมที่มีแผ่นตารางทำการ (spread sheet) ทาพลัฟธ์ ดัง 2 ตัวอย่างนี้

#### 3.6.1 การออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระเดี่ยวและใช้กับไฟฟ้าจังหวะถ่วง

ข้อมูลคิที่กำหนดให้หน้าอิสระของผังหน้าระเบิดเป็นแนวเส้นตรง (linear) หรือมีหน้าอิสระหน้าเดี่ยว ชนิดของหินเป็นหินปูนเนื้อแน่น (massive limestone) กำหนดให้ มีค่า ถ.พ. 2.68 ใช้วัตถุระเบิดเป็นสารผสมระเบิด AN-FO ที่มีค่า ถ.พ. 0.82 แถวของหน้าระเบิดมีทั้งหมด 3 แถว ใช้ออกแบบที่มีการถ่วงเวลาของการจุดระเบิดโดยใช้ กับไฟฟ้าจังหวะถ่วง (electric delay cap)

รูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมือง กำหนดให้มีความสูง 20 เมตร และมีความลาดชัน  $75^\circ$  ทำการเจาะเป็นรูเอียงขนานหน้าเหมือง ด้วยรูเจาะขนาด 7.875 นิ้ว

เงื่อนไขของการปฏิบัติการงานระเบิดหิน ต้องการใช้ค่าเพาเคอร์แพกเคอร์ที่มีค่าพิสัยระหว่าง 0.45 - 0.55 กิโลกรัมต่อลบ.ม. ปริมาณหินแน่นที่ต้องการในการระเบิดหนึ่งครั้งเท่ากับ 15,000 ลบ.ม. ค่าความคลาดเคลื่อน (error) ของปริมาณหินเท่ากับ 10 % กำหนดให้ความหนาของหน้าระเบิดแถวแรกเท่ากับ B ส่วนความหนาหน้าระเบิดแถวที่ 2 และ 3 ขึ้นอยู่กับผังแบบอย่างที่กำหนด



1. ผลลัพธ์จากการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขธรรมดา

การคำนวณของขั้นตอนหลักที่ 1 จากสมการที่ 2.9 หน้า 9 หาค่า  $B_{cal}$  ที่มีหน่วยเป็นเมตรแทนค่า  $SG_E = 0.82$ ;  $SG_R = 2.68$  กับ  $D_E = 7.875 \times 25.4$  มม. ได้

$$B_{cal} = 5.07 \text{ เมตร}$$

การคำนวณของขั้นตอนหลักที่ 2 เลือกค่า B 2 ค่า ที่มีความแม่นยำ  $\pm 0.5$  เมตร ได้ค่า

$$B = 5.0 \text{ กับ } 5.5 \text{ เมตร}$$

การคำนวณของขั้นตอนหลักที่ 3 ในแต่ละส่วนของ B ในขั้นตอนที่ 2 นำค่าไปคำนวณหาระยะมิตีอื่น ซึ่งในที่นี้จะแสดงเฉพาะกรณีที่มี  $B = 5.0$  เมตร [กรณีที่  $B = 5.5$  เมตร ก็ใช้การหาค่าในทำนองเดียวกัน]

ขั้นตอนย่อย ก) หาค่า T

$$T = \text{Min}_{\text{value}} = [0.7 B, 3] = [(0.7 \times 5), 3] \text{ เมตร} \\ = 3 \text{ เมตร (เลือกค่าน้อย)}$$

ขั้นตอนย่อย ข) หาค่า J

$$J = \text{Min}_{\text{value}} = [0.3 B, 2] = [(0.3 \times 5), 2] \\ = 1.5 \text{ เมตร (เลือกค่าน้อย)}$$

ขั้นตอนย่อย ค) หาค่า k จากสมการ 3.2 หน้า 21 แทนค่า L (20 ม.), T (3 ม.), J (1.5 ม.) ลงในสมการ แล้วแทนค่า  $\phi = 0.2$  ม. (7.875 นิ้ว), มุมลาดชันหน้าเหมือง,  $\alpha = 75^\circ$  กับค่าความหนาแน่นวัตถุระเบิด,  $\rho_E = 820$  กก. ต่อลบ.ม. จะหาค่า k ได้

$$k = 493.51 \text{ กก. ไร่ } 494 \text{ กก.}$$

ขั้นตอนย่อย ง) ตรวจสอบ  $\frac{L}{B} = \frac{20}{5.0} = 4$  อัตราส่วนนี้ใช้ได้

ขั้นตอนย่อย จ) หาค่า  $N_{max}$  กับ  $N_{min}$  ตามสมการ 3.4 กับ 3.5 หน้า 24

$$N_{max} = \frac{[(P.F.)_{max}] [1 + (\%V/100)] V_{req}}{k}$$

$$N_{\max} = \frac{[0.55] [1 + (10/100)] 15,000}{494} = 18.37$$

$$N_{\min} = \frac{[(P.F.)_{\min}] [1 - (\%V/100)] V_{\text{req}}}{k}$$

$$= \frac{[0.45] [1 - (10/100)] 15,000}{494} = 12.30$$

ดังนั้นค่า  $N$  ที่มีค่า  $\geq 9$  และ 3 ทารลงตัว ได้แก่ 15 หลุมเจาะ กับ 18 หลุมเจาะ (ค่าของ 12 หลุมเจาะใช้ไม่ได้ เพราะว่ามีค่าน้อยกว่าค่า  $N_{\min}$ )

ขั้นตอนย่อย จ) หาปริมาตรหินแน่นที่มีค่ามาก (สูง) สุด กับที่มีค่าน้อย (ต่ำ) สุด โดยใช้สมการที่ 3.8 กับ 3.9 หน้า 26

ทดลองทดสอบที่  $N = 15$  หลุม

$$(V_R)_{\min} = \text{Max}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{kN}{(P.F.)_{\max}} \right), \left\{ 1 - \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right]$$

$$= \text{Max}_{\text{value}} \left[ \left\{ \frac{494 \times 15}{0.55} \right\}, \left\{ 1 - \frac{1}{100} \right\} 15,000 \right]$$

$$= \text{Max}_{\text{value}} [13,473, 13,500]$$

$$= 13,500 \text{ ลบ.ม. (เลือกค่ามาก)}$$

$$(V_R)_{\max} = \text{Min}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{kN}{(P.F.)_{\min}} \right), \left\{ 1 + \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right]$$

$$= \text{Min}_{\text{value}} \left[ \left\{ \frac{494 \times 15}{0.45} \right\}, \left\{ 1 + \frac{1}{100} \right\} 15,000 \right]$$

$$\begin{aligned}(V_R)_{\max} &= \text{Min}_{\text{value}} [16,467, 16,500] \\ &= 16,467 \text{ ลบ.ม. (เลือกค่าน้อย)}\end{aligned}$$

หมายเหตุ สำหรับค่า  $N = 18$  หลุมเจาะ อาจไม่ต้องพิจารณาทำการคำนวณทดสอบอีก ทั้งนี้เพราะว่า ถ้าหากค่าที่  $B = 5.0$  หรือ  $5.5$  เมตร ก็มีค่าคอบอยู่แล้ว เนื่องจากเป็นการประหยัดค่าใช้จ่ายได้ ถ้าทำการเจาะหลุมเจาะจำนวนน้อยแค่ได้ผลลัพธ์ปริมาณครั้นแน่นตามที่ต้องการ

การคำนวณของชั้นคอนกรีตที่ 4 เป็นการหาปริมาณหินสำหรับแต่ละผังแบบอย่างที่ใช้ค่า  $N = 15$  หลุมเจาะ สำหรับค่า  $B$  สองค่า [ $B = 5.0$  และ  $B = 5.5$  เมตร] การวิเคราะห์หาปริมาณหินแน่น ตามรูปแบบที่ Konya ได้นำเสนอไว้ในหน้า 122-125 ที่ใช้สำหรับหน้าเหมืองตะพักสูงตามปกติ (ประมาณ 10-20 เมตร) มีแบบอย่างให้เลือก 4 แบบ ดังที่ได้คัดลอกไว้ในรายงานฉบับนี้ รูปที่ 3.2 หน้า 27, รูปที่ 3.4 หน้า 29, รูปที่ 3.6 หน้า 31 และ รูปที่ 3.8 หน้า 32

การแสดงวิธีการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขแบบนี้ แสดงตัวอย่างในการหาปริมาณหินที่เป็นการเจาะระเบิดหน้าเหมืองคัดหน้ามุมจัตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะด้วยกับไฟฟ้าเป็นแถวรูปตัววี (รูปที่ 3.2)

ตัวแปรที่กำหนดให้  $\alpha = \theta = 75^\circ$  ส่วนค่า  $x = B$  และค่าสูตรเชิงประสมการณ์ของแบบอย่างผังหน้าระเบิดนี้

$$V_R = \left[ (x + 2S) \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x^2 \right] L$$

เงื่อนไขของค่า  $S$  ในกรณีนี้ คือ เมื่อ  $L/B = 4.0$  หรือมากกว่า

$$S = 1.414 B = 1.414 (5.0) = 7.07 \text{ เมตร}$$

ดังนั้นใช้  $S = 7.0$  เมตร ดังนั้นจึงแทนค่า  $S$  เพื่อหาค่า  $V_R$  ในสมการข้างบน โดยให้ตัวแปร  $x = 5.0$  เมตร,  $N = 15$ ,  $L = 20$  เมตร

ได้ค่าผลลัพธ์เป็นค่าคอบ  $V_R = \underline{11,140 \text{ ลบ.ม.}}$

## 2. ตารางประเมินผลของการออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระเดี่ยว

ถ้าหากจะทดลองแทนค่า  $B = 5.5$  เมตร แล้วหาค่าต่าง ๆ ตามเงื่อนไข โดยที่ เริ่มต้นคำนวณใหม่ตั้งแต่ขั้นตอนที่ 3 หัวข้อย่อย ก) หน้า 40 จนถึงหัวข้อย่อย ฉ) กับ ขั้นตอนที่ 4 หน้า 42 จะได้ค่าผลลัพธ์เป็นคำตอบ  $V_R$  ใหม่ สำหรับแบบอย่างผังหน้า ระเบิดเดี่ยวกันนี้ (รูปที่ 3.2) เป็น 12,905 ลบ.ม. ซึ่งก็ยังได้ค่าความคลาดเคลื่อน ของ  $V_R$  เกิน 10 % การที่จะหาผลลัพธ์สุดท้าย ต้องทำการคำนวณซ้ำทั้ง 4 แบบ (ผังรูปที่ 3.4) ค่า  $V_R$  ที่ได้ใกล้เคียงที่สุดคือ 14,555 ลบ.ม. ได้สรุปไว้เป็นตารางประมวลผล

ตาราง 3.1 การประมวลผลหาค่าปริมาตรหินแน่น เมื่อให้ความสูงหน้าเหมือง คงที่ 20 เมตร จำนวนหลุมเจาะคงที่ 15 หลุมเจาะ แบบอย่าง ผังหน้าระเบิดที่ใช้เป็นหน้าอิสระหน้าเดี่ยว แต่รูปแบบการจุด ระเบิดถ่วงเวลามีแบบอย่างต่างกัน

[หมายเหตุ: ตารางบนเป็นผลลัพธ์ค่าระยะมิติกับปริมาตรหินตาม เงื่อนไข ตารางล่างเป็นผลลัพธ์ค่าระยะกับปริมาตรหินตามผัง แบบอย่างการใช้แก๊สไฟฟ้าจังหวะถ่วงที่แตกต่างกันทั้ง 4 แบบ]

ระยะ B (เมตร)	ระยะ T (เมตร)	ระยะ J (เมตร)	ค่าคงที่ k (กิโลกรัม)	อัตราส่วน L/B	จำนวนหลุม		ปริมาตร, $V_R$ (ม. <sup>3</sup> )	
					ต่ำสุด	สูงสุด	ต่ำสุด	สูงสุด
5.0	3.0	1.5	494	4.00	15	18	13,500	16,467
5.5	3.0	1.5	494	3.64	15	18	13500	16467

ชนิดของผังหน้าเหมือง : หน้าอิสระหน้าเดี่ยว มีแนวเป็นเส้นตรง								
ข้อกำหนด (เมตร)	รูปที่ 3.2		รูปที่ 3.4		รูปที่ 3.6		รูปที่ 3.8	
	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)
5.0	7.0	11,140	7.0	12,540	7.0	7,200	7.0	7,200
5.5	7.5	12,905	7.5	14,555	7.5	8,580	7.5	8,580

### 3.6.2 การออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระ 2 หน้า และใช้กับไฟฟ้าจังหวัด

ข้อมูลดิบที่ใช้ในหัวข้อนี้เป็นข้อมูลเดิมของหัวข้อที่ 3.6.1 แต่ให้หน้าอิสระของผนังหน้าระเบิดเป็นมุม (angle) หรือมีหน้าอิสระ 2 หน้า ชนิดของหินเป็นหินปูน วัตถุประสงค์ที่เป็นสารผสมระเบิด AN-FO ก็กำหนดให้มีค่า ถ.พ. ค่าเดียวกัน แถวของหน้าระเบิดมีเท่ากับ 3 แถว ออกแบบการจุกระเบิดโดยใช้กับไฟฟ้าจังหวัด

รูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมืองกำหนดให้มีค่าเท่ากับ เช่นความสูง 20 เมตร ความลาดชัน  $75^\circ$  ทำการเจาะเป็นรูเอียงขนานหน้าเหมือง ด้วยรูเจาะขนาด 7.875 นิ้ว เงื่อนไขของการระเบิดหิน ก็เช่นเดียวกัน ใช้ค่าเพาเคอร์แพกเคอร์ที่มีค่าพิสัยระหว่าง 0.45 - 0.55 กิโลกรัมต่อลบ.ม. ปริมาตรหินแน่นที่ต้องการในการระเบิดหนึ่งครั้งเท่ากับ 15,000 ลบ.ม. ค่าความคลาดเคลื่อน (error) ของปริมาตรหินเท่ากับ 10 %

แบบอย่างที่เป็นต้นแบบของผนังหน้าระเบิดในหัวข้อนี้ มี 4 แบบ ได้แก่รูปที่ 3.10 หน้า 33, รูปที่ 3.12 หน้า 35, รูปที่ 3.14 หน้า 36 และ รูปที่ 3.16 หน้า 38 กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$  สำหรับการถ่วงจันทะทั่วไป แต่ถ้าเป็นการจุกระเบิดพร้อมกันทีเดียวในแถวให้  $S = 2.0 B$  และความหนาของหน้าระเบิดแถวแรกเท่ากับ  $B$

สำหรับความหนาหน้าระเบิดแถวอื่น ถ้าหากเป็นการจุกระเบิดถ่วงจันทะแบบ echelon ให้ความหนาหน้าระเบิดแถวที่ 2 และแถวที่ 3 เท่ากับ  $1.414 B$  แต่ถ้าหากเป็นการจุกระเบิดจันทะแบบอื่นให้ความหนาหน้าระเบิดแถวที่ 2 และแถวที่ 3 เท่ากับ  $B$

#### 1. ผลลัพธ์จากการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขธรรมดา

การคำนวณของขั้นตอนหลักที่ 1 จากสมการที่ 2.9 หน้า 9 หาค่า  $B_{cal}$  ที่มีหน่วยเป็นเมตร แทนค่า  $SG_E = 0.82$ ;  $SG_R = 2.68$  และ  $D_E = 7.875 \times 25.4$  มม. จะได้ผลลัพธ์

$$B_{cal} = 5.07 \text{ เมตร}$$

การคำนวณของขั้นตอนหลักที่ 2 เลือกใช้ค่า  $B$  2 ค่า ที่มีความแม่นยำ  $\pm 0.5$  เมตร ได้ค่าผลลัพธ์

$$B = 5.0 \text{ กับ } 5.5 \text{ เมตร}$$

การคำนวณของขั้นตอนหลักที่ 3 ในแต่ละส่วนของค่าผลลัพธ์  $B$  ในขั้นตอนหลักที่ 2 นำค่าไปคำนวณหาระยะมิติอื่น ซึ่งในที่นี้จะแสดงเฉพาะกรณีที่  $B = 5.0$  เมตร [กรณี ที่  $B = 5.5$  เมตร ก็หาค่าในทำนองเดียวกัน]

ขั้นตอนย่อย ก) หาค่า T

$$\begin{aligned} T &= \text{Min}_{\text{value}} = [0.7 B, 3] = [(0.7 \times 5), 3] \text{ เมตร} \\ &= 3 \text{ เมตร (เลือกค่าน้อย)} \end{aligned}$$

ขั้นตอนย่อย ข) หาค่า J

$$\begin{aligned} J &= \text{Min}_{\text{value}} = [0.3 B, 2] = [(0.3 \times 5), 2] \\ &= 1.5 \text{ เมตร (เลือกค่าน้อย)} \end{aligned}$$

ขั้นตอนย่อย ค) หาค่า k จากสมการ 3.1 หน้า 22 แทนค่า L (20 ม.), T (3 ม.), J (1.5 ม.) ลงในสมการ แล้วแทนค่า  $\phi = 0.2$  ม. (7.875 นิ้ว), มุมลาดชันหน้าเหมือง,  $\alpha = 75^\circ$  กับค่าความหนาแน่นวัสดุระเบิด,  $\rho_E = 820$  กก./ค.ลบ.ม. จะหาค่า k ได้

$$k = 493.51 \text{ กก. ใช้ } 494 \text{ กก.}$$

ขั้นตอนย่อย ง) ตรวจสอบ L/B = 20/5.0 = 4 อัตราส่วนนี้ใช้ได้

ขั้นตอนย่อย จ) หาค่า  $N_{\text{max}}$  กับ  $N_{\text{min}}$  ตามสมการ 3.4 กับ 3.5 หน้า 24

$$\begin{aligned} N_{\text{max}} &= \frac{[(P.F.)_{\text{max}}] [1 + (\%V/100)] V_{\text{req}}}{k} \\ &= \frac{[0.55] [1 - 10/100] 15,000}{494} = 18.37 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} N_{\text{min}} &= \frac{[(P.F.)_{\text{min}}] [1 - (\%V/100)] V_{\text{req}}}{k} \\ &= \frac{[0.45] [1 - 10/100] 15,000}{494} = 12.30 \end{aligned}$$

ดังนั้นค่า  $N$  ที่มีค่า  $\geq 9$  และ 3 ทารลงตัว ได้แก่ 15 หลุมเจาะ กับ 18 หลุมเจาะ (ค่าของ 12 หลุมเจาะใช้ไม่ได้ เพราะว่ามีค่าน้อยกว่าค่า  $N_{\min}$ )

ขั้นตอนย่อย ข) หาปริมาตรหินแน่น ที่มีค่ามาก (สูง) สุด กับที่มีค่าน้อย (ต่ำ) สุด โดยใช้สมการที่ 3.8 กับ 3.9 หน้า 26

ทดลองทดสอบที่  $N = 15$  หลุม

$$\begin{aligned} (V_R)_{\min} &= \text{Max}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{\text{kN}}{(\text{P.F.})_{\max}} \right), \left\{ 1 - \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right] \\ &= \text{Max}_{\text{value}} \left[ \left\{ \frac{494 \times 15}{0.55} \right\}, \left\{ 1 - 10/100 \right\} 15,000 \right] \\ &= \text{Max}_{\text{value}} [13,473, 13,500] \\ &= 13,500 \text{ ลบ.ม. (เลือกค่ามาก)} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} (V_R)_{\max} &= \text{Min}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{\text{kN}}{(\text{P.F.})_{\min}} \right), \left\{ 1 + \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right] \\ &= \text{Min}_{\text{value}} \left[ \left\{ \frac{494 \times 15}{0.45} \right\}, \left\{ 1 + 10/100 \right\} 15,000 \right] \\ &= \text{Min}_{\text{value}} [16,467, 16,500] \\ &= 16,467 \text{ ลบ.ม. (เลือกค่าน้อย)} \end{aligned}$$

หมายเหตุ สำหรับค่า  $N = 18$  หลุมเจาะ อาจไม่ต้องพิจารณาทำการคำนวณทดสอบอีก ทั้งนี้เพราะว่า ถ้าหากค่าที่  $B = 5.0$  หรือ  $5.5$  เมตร ก็มีค่าคอบอยู่แล้ว เนื่องจากเป็นการประหยัดค่าใช้จ่ายได้ ถ้าทำการเจาะหลุมเจาะจำนวนน้อยแต่ได้ผลลัพธ์ปริมาตรหินแน่นตามที่ต้องการ

การคำนวณของชั้นคอนกรีตที่ 4 เป็นการหาปริมาตรหินของแต่ละผังแบบอย่าง โดยใช้ค่า  $N = 15$  หลุมเจาะ สำหรับค่า  $B$  ทั้งสองค่า [ $B = 5.0$  และ  $B = 5.5$  เมตร]

การวิเคราะห์หาปริมาตรหินแน่น ตามรูปแบบที่ Konya ได้นำเสนอไว้ในหน้า 122-125 ที่ใช้สำหรับหน้าเหมืองตะพักสูงตามปกติ (ประมาณ 10-20 เมตร) มีผังแบบอย่างให้เลือก 4 แบบ ดังที่ได้คัดลอกไว้ในรายงานฉบับนี้ รูปที่ 3.10, รูปที่ 3.12 รูปที่ 3.14 และ รูปที่ 3.16

การแสดงวิธีการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขแบบนี้ แสดงตัวอย่างในการหาปริมาตรหิน ที่เป็นการเจาะระเบิดหน้าเหมืองคัทหน้ามุมจตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะด้วยกับไฟฟ้าเป็นแถว เลียงกับหน้าอิสระทั้งสองหน้า (รูปที่ 3.10) ซึ่งเป็นการถ่วงจังหวะแบบ echelon

ตัวแปรที่กำหนดให้  $\alpha = \theta = 75^\circ$  ส่วนค่า  $x = B$  และค่าสูตรเชิงประสมการณ์ของแบบอย่างผังหน้าระเบิดนี้

$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] L$$

เงื่อนไขของค่า  $S$  ในกรณีนี้ คือ เมื่อ  $L/B = 4.0$  หรือมากกว่า

$$S = 1.414 B = 1.414 (5.0) = 7.07 \text{ เมตร}$$

ดังนั้นใช้  $S = 7.0$  เมตร ดังนั้นจึงแทนค่า  $S$  เพื่อหาค่า  $V_R$  ในสมการข้างบน โดยให้ตัวแปร  $x = 5.0$  เมตร,  $N = 15$ ,  $L = 20$  เมตร

ได้ค่าผลลัพธ์เป็นคำตอบ  $V_R = \underline{12,540}$  ลบ.ม.

## 2. ตารางการประเมินผลการออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระ 2 หน้า

ถ้าหากจะทดลองแทนค่า  $B = 5.5$  เมตร แล้วหาค่าต่าง ๆ ตามเงื่อนไข โดยเริ่มต้นคำนวณใหม่ตั้งแต่ชั้นคอนกรีตที่ 3 หัวข้อย่อย ก) หน้า 45 จนถึงหัวข้อย่อย จ) จนถึงชั้นคอนกรีตที่ 4 หน้านี้ จะได้ค่าผลลัพธ์เป็นคำตอบ  $V_R$  ใหม่ สำหรับแบบอย่างผังหน้าระเบิดเดียวกันนี้ (รูปที่ 3.10) เป็น 14,555 ลบ.ม. ซึ่งได้ค่าความคลาดเคลื่อนของ  $V_R$  อยู่ในเกณฑ์  $\pm 10\%$  ซึ่งเป็นระดับที่ยอมรับได้



การที่จะหาค่าผลลัพธ์ สำหรับแบบอย่างทั้ง 4 แบบ ซึ่งเป็นผังหน้าระเปิดหิน ได้สรุปไว้เป็นตารางประมวลผล (ตารางที่ 3.2) ในหน้านี้ จากการที่ได้แสดงวิธีการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขธรรมดา ทั้งสองหัวข้อ (หัวข้อ 3.6.1 กับ 3.6.2) ผู้อ่านอาจทดลองใช้โปรแกรมที่มีแผ่นตารางทำการ (spread sheet) เช่น โปรแกรม Microsoft Excel ก็จะได้คำตอบค่าผลลัพธ์เช่นเดียวกัน

ตาราง 3.2 การประมวลผลหาค่าปริมาตรหินแน่น เมื่อให้ความสูงหน้าเหมืองคงที่ 20 เมตร จำนวนหลุมเจาะคงที่ 15 หลุมเจาะ แบบอย่างผังหน้าระเปิดที่ใช้เป็นหน้าอิสระสองหน้าตัดกันเป็นมุม แต่รูปแบบการเจาะเปิดถ่วงเวลาของแต่ละแบบอย่างต่างกัน  
[หมายเหตุ: ตารางบนเป็นผลลัพธ์ค่าระยะมิติกับปริมาตรหินตามเงื่อนไข ตารางล่างเป็นผลลัพธ์ค่าระยะกับปริมาตรหินตามผังแบบอย่างการใช้กับไฟฟ้าจังหวะถ่วงที่แตกต่างกันทั้ง 4 แบบ]

ระยะ B (เมตร)	ระยะ T (เมตร)	ระยะ J (เมตร)	ค่าคงที่ k (กิโลกรัม)	อัตราส่วน L/B	จำนวนหลุม		ปริมาตร, $V_R$ (ม <sup>3</sup> )	
					ต่ำสุด	สูงสุด	ต่ำสุด	สูงสุด
5.0	3.0	1.5	494	4.00	15	18	13,500	16,467
5.5	3.0	1.5	494	3.64	15	18	13500	16467

ชนิดของผังหน้าเหมือง : หน้าอิสระ 2 หน้า ตัดกันเป็นมุม

ข้อกำหนด ระยะ B (เมตร)	รูปที่ 3.10		รูปที่ 3.12		รูปที่ 3.14		รูปที่ 3.16	
	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)
5.0	7.0	12,540	7.0	13,330	10.0	14,120	7.0	10,520
5.5	7.5	14,555	7.5	15,110	11.0	17,090	7.5	12,470

### 3.7 แบบจำลองชุดสองของการออกแบบผนังระเบิดหินแบบชั้นบันได

แบบจำลองในหัวข้อนี้มีชื่อเรียกเป็นภาษาอังกฤษว่า Blast Design II ได้ถูกดัดแปลงมาจากแบบจำลองชุดแรก (Blast Design I) ที่มีการนำเสนอไว้ในหัวข้อที่ 3.3-3.6 บทนี้ โดยมีการแก้ไขเงื่อนไขแตกต่างไปจากแบบจำลองชุดแรกเล็กน้อย แต่หลักการที่สำคัญยังคงไว้เหมือนเดิม

เงื่อนไขกับสูตรที่ใช้คำนวณในการออกแบบ และตัวอย่างที่แสดงวิธีการคำนวณค่าระยะมิติที่สำคัญ มีดังต่อไปนี้

#### 3.7.1 เงื่อนไขแบบจำลองชุดสองของผนังงานระเบิดหินแบบชั้นบันได

เงื่อนไขของแบบจำลองชุดสองคล้ายคลึงกับของแบบจำลองชุดแรก ทั้งนี้มีจุดประสงค์หลักเหมือนกันคือที่ต้องการใช้วัตถุระเบิดอย่างเหมาะสม เงื่อนไขก็มีจำนวนเท่ากับ 7 ข้อ ตามรายละเอียดที่เหมือนหัวข้อ 3.3.1 (ของแบบจำลองชุดแรก) หน้า 21-22

#### 3.7.2 สูตรเชิงประสบการณ์แบบจำลองชุดสองที่สอดคล้องกับเงื่อนไข

แนวทางการหาสูตรเชิงประสบการณ์ของแบบจำลองชุดสอง ที่สอดคล้องกับเงื่อนไขกับหัวข้อ 3.3.1 ได้มีการแสดงไว้ในหัวข้อนี้

ข้อแตกต่างที่ค่อนข้างเด่นชัดระหว่างแบบจำลองชุดแรกกับชุดที่สองได้แก่ แบบจำลองชุดสองมีการเลือกใช้นาฬิกาหลุมเจาะให้เหมาะสมกับความสูงหน้าเหมือง ตามคุณสมบัติเชิงอัตราส่วนความแข็งดึงหรือสตีฟเนสส์

$$3 \leq L/B \leq 4$$

หรือเขียนในรูปแบบใหม่

$$\frac{L}{4} \leq B \leq \frac{L}{3}$$

จากสมการที่ 2.9 บทที่ 2

$$B = 0.012 \left[ \frac{2SG_E}{SG_R} + 1.5 \right] D_E$$

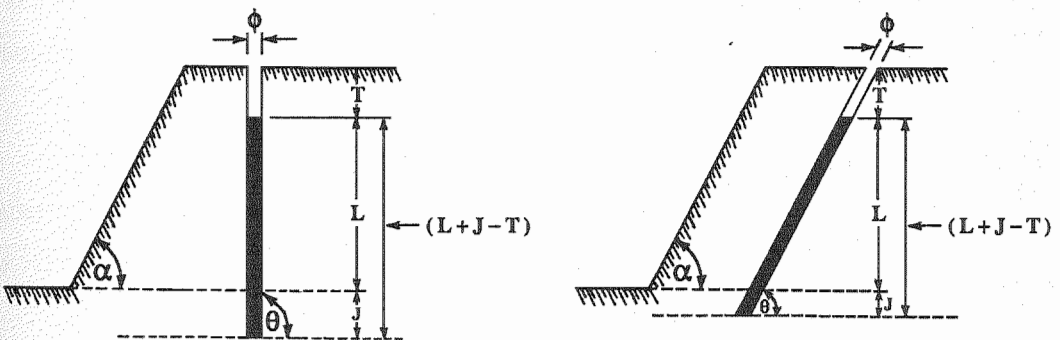
ทำให้สามารถเลือกขนาดเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะระเบิด,  $D_E$  ในแบบจำลองชุดที่สองมีกำหนดค่าพิสัยของการเลือกขนาดหลุมเจาะ ตามสมการที่ 3.10 ข้างล่าง

$$\frac{1}{0.012 \left[ \frac{2SG_E}{SG_R} + 1.5 \right]} = \frac{L}{4} \leq D_E \leq \frac{1}{0.012 \left[ \frac{2SG_E}{SG_R} + 1.5 \right]} = \frac{L}{3} \quad (3.10)$$

จากนิยามของเพาเคอร์แฟกเตอร์ (ใช้สัญลักษณ์เป็น P.F.) กำหนดให้เป็น อัตราส่วนระหว่างน้ำหนักวัตถุระเบิด ( $W_E$ ) ต่อปริมาตรแน่นของหิน ( $V_R$ ) ดังนั้นถ้า ให้  $N$  เป็นจำนวนหลุมเจาะในการระเบิดต่อครั้งกับ  $k$  เป็นน้ำหนักวัตถุระเบิดต่อหลุมเจาะ

$$P.F. = \frac{W_E}{V_R} = \left[ \frac{\left\{ \frac{W_E}{N} \right\} \times N}{V_R} \right] = \frac{kN}{V_R} \quad (3.11)$$

การหาค่าตัวแปร  $k$  ที่มีความสัมพันธ์กับขนาดระยะหรือมิติอื่นของแบบอย่างการระเบิดหน้าเหมือง ผู้วิจัยได้สกัดรูปที่เป็นหลุมเจาะเดี่ยวไว้ในรูป 3.18 ข้างล่าง โดยกำหนดไว้ 2 แบบ รูปที่ 3.18 ก. เป็นการเจาะหลุมเดี่ยวแนวตั้ง ( $\theta = 90^\circ$ ) ส่วนรูปที่ 3.18 ข. เป็นการเจาะหลุมเดี่ยวแนวขนานกับมุมเอียงของหน้าเหมือง ( $\theta = \alpha$ )



ก. หลุมเจาะเดี่ยวในแนวตั้ง

ข. หลุมเจาะเดี่ยวในแนวขนานหน้าเหมือง

รูปที่ 3.18 ภาพสกัดการอัดระเบิดในหลุมเจาะเดี่ยวที่ใช้ในแบบจำลองชุดสอง

ความสัมพันธ์เชิงเรขาคณิตของรูปที่ 3.18 เมื่อค่า  $k$  เป็นเลขจำนวนเต็มของน้ำหนักวัตถุระเบิดต่อหลุม (ตรวจวัดได้ค่าแม่นยำ  $\pm 1$  กก.) และค่า  $\phi$  เป็นเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ ค่า  $\rho_E$  เป็นความหนาแน่นวัตถุระเบิด และค่า  $\theta$  เป็นมุมเอียงของหลุมเจาะ

$$\begin{aligned}
 k &= (\text{พื้นที่หน้าตัดหลุมเจาะ}) (\text{ความยาวหลุมเจาะ}) (\text{ความหนาแน่นวัตถุระเบิด, } \rho_E) \\
 &= \left[ \frac{\pi \phi^2}{4} \right] \times \left[ \frac{L+J-T}{\sin \theta} \right] \times \rho_E \quad (3.12)
 \end{aligned}$$

แนวทางการหาสูตรเชิงประสพการณ์สำหรับแบบจำลองชุดที่สองต่อไป ก็คล้ายคลึงกับการหาสูตรเชิงประสพการณ์สำหรับแบบจำลองชุดแรก และมีสูตรเหมือนกัน โดยเริ่มใช้สมการที่ 3.3 (ของแบบจำลองชุดแรก) หน้า 23 จนถึงสมการที่ 3.7 หน้า 24

สำหรับการเลือกชนิดของแบบอย่าง (pattern) ผังหน้าระเบิดของแบบจำลองชุดที่สอง ก็ใช้แบบอย่างทำนองเดียวกันกับแบบจำลองชุดแรก ดังนั้นถ้าหากได้ผลลัพธ์ของการคำนวณค่า  $V_R$  ที่อยู่ในขอบเขตและสอดคล้องกับแบบอย่างหน้างานระเบิดที่เลือกไว้ ก็ให้ผังของแบบอย่างหน้าระเบิดนั้นเป็นผลเฉลย (solution)

### 3.7.3 ขั้นตอนการวิเคราะห์ค่าตัวแปรของแบบจำลองชุดสอง

หัวข้อย่อยนี้ เป็นการอธิบายขั้นตอนที่ใช้สูตรเชิงประสพการณ์คล้ายคลึงกับแบบจำลองชุดแรก กรณีของแบบจำลองชุดสองมี 5 ขั้นตอนหลัก และในบางขั้นตอนหลักอาจมีขั้นตอนย่อยอีก เพื่อให้ผู้อ่านเข้าใจได้ง่ายจึงมีการลำดับขั้นตอนการวิเคราะห์ค่าตัวแปรดังนี้

ขั้นตอนหลักที่ 1 ทำการหาขนาดที่เหมาะสมของหลุมเจาะ ที่เป็นกรณีที่ให้ค่าของอัตราส่วนความแข็งดิ่งที่เหมาะสม โดยต้องการให้ค่า  $L/B$  อยู่ในช่วงตั้งแต่ 3 ถึง 4 ควรใช้ขนาดหลุมเจาะในช่วงที่ระบุไว้ในสมการที่ 3.10 หน้า 49 นั่นคือ

ขั้นตอนหลักที่ 2 ทำการหาระยะความหนาหน้าระเบิด ( $B$ ) ตามรูปแบบเดียวกับแบบจำลองชุดแรก ค่าระยะ  $B$  นี้ ถือว่าเป็นค่าเชิงทฤษฎี ให้ใช้สัญลักษณ์ใหม่เป็น  $B_{cal}$

$$B_{cal} = 0.012 \left[ \frac{2SG_E}{SG_R} + 1.5 \right] D_E$$

ขั้นตอนหลักที่ 3 ทำการเลือกใช้ระยะ  $B$  จำนวน 2 ค่า แต่ละค่าของ  $B$  มีช่วงแตกต่างเท่ากับ 0.5 เมตร โดยค่าที่เลือกใช้นี้ควรมีค่าใกล้เคียงกับค่า  $B_{cal}$  ที่คำนวณได้จากขั้นตอนหลักที่ 2

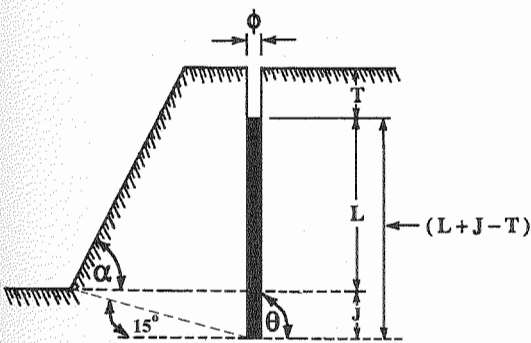
ขั้นตอนหลักที่ 4 ในการคำนวณครั้งต่อไป แทนค่าแต่ละค่าของ B ในขั้นตอนหลักที่ 3 เพื่อหาค่าระยะมิติของรูปแบบเชิงเรขาคณิตหน้าเหมือง โดยมีเงื่อนไขเพิ่มเติมของแต่ละช่วงค่าระยะมิติ ตามขั้นตอนย่อย ก)-จ) ดังข้อกำหนดต่อไปนี้

ก) กำหนดให้ระยะการปิดอัคร์สคูปากหลุมเจาะ, T

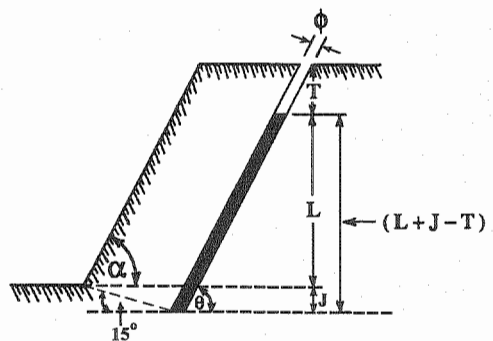
$$T = 0.7 B$$

ค่า T มีความละเอียดของช่วงแตกต่าง เท่ากับ 0.5 เมตร

ข) กรณีค่าของระยะเจาะต่ำกว่าพื้น, J หากจากความสัมพันธ์ตามรูปที่ 3.19 ข้างล่างนี้ ซึ่งมีการแสดงค่ามุมระหว่างจุดล่างสุดของตะพัก (toe) กับจุดปลายของหลุมเจาะระเบิด ตามข้อกำหนดของ IMM, London เสนอไว้ให้มีค่าระหว่าง  $15^\circ$  ถึง  $25^\circ$



ก. หลุมเจาะแนวตั้ง



ข. หลุมเจาะในแนวขนาน

รูปที่ 3.19 ความสัมพันธ์ระหว่างจุดล่างสุดของตะพักกับจุดปลายของหลุมเจาะระเบิด

กำหนดให้สัมพันธ์ของค่าระยะมิติ J กับระยะมิติกับมุมของผังหน้าเหมืองอื่น สำหรับการเจาะหลุมระเบิดในแนวตั้ง ซึ่งมีค่ามุม  $\theta = \alpha$  และค่ามุม  $\theta = 90^\circ$  ดังนี้

$$J = \left( B + \frac{L \cot \alpha}{2} \right) \tan 15^\circ \quad (3.13)$$

สำหรับการเจาะหลุมระเบิดในแนวนานกับตะพักหน้าเหมือง ค่ามุม  $\theta = \alpha$

$$J = \frac{B \sin \alpha \sin 15^\circ}{\sin (\alpha + 15^\circ)} \quad (3.14)$$

ค) จากสมการที่ 3.12 หน้า 51 ได้ระบุการหาค่า  $k$  ที่มีความละเอียดของช่วง แดกต่างเท่ากับ 1 กิโลกรัม ไร่ จึงใช้ค่าระยะมิติที่หาได้ในขั้นตอน ก) กับขั้นตอน ข) มาแทนค่าในสมการของ  $k$

$$k = \left[ \frac{\pi \phi^2}{4} \right] \times \left[ \frac{L+J-T}{\sin \theta} \right] \times \rho_E$$

ง) ทำการหาค่า  $N_{\max}$  กับค่า  $N_{\min}$  โดยใช้สมการที่ 3.4 กับสมการที่ 3.5 หน้า 24 นั่นคือ

$$N_{\max} = \frac{[(P.F.)_{\max}] [1 + (\%V/100)] V_{\text{req}}}{k}$$

$$N_{\min} = \frac{[(P.F.)_{\min}] [1 - (\%V/100)] V_{\text{req}}}{k}$$

เงื่อนไขที่กำหนดไว้ในกรณี  $N_{\max}$  กับ  $N_{\min}$  คือค่า  $N$  ที่ใช้ได้ในการออกแบบเป็น ค่า  $N \geq 9$  และเลข 3 หารลงตัว

จ) ทำการหาค่า  $(V_R)_{\min}$  กับค่า  $(V_R)_{\max}$  โดยใช้หลักการวิเคราะห์ เจริญตรรกศาสตร์ที่แสดงไว้ในสมการที่ 3.6 กับสมการที่ 3.7 หน้า 24 แล้วนำมาเขียนใน รูปแบบความสัมพันธ์ใหม่คือ

$$(V_R)_{\min} = \text{Max}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{kN}{(P.F.)_{\max}} \right), \left\{ 1 - \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right] \quad (3.15)$$

$$(V_R)_{\max} = \text{Min}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{kN}{(P.F.)_{\min}} \right), \left\{ 1 + \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right] \quad (3.16)$$

ขั้นตอนหลักที่ 5 ในการคำนวณค่า  $V_R$  เพื่อหาแบบอย่างที่เหมาะสมของหน้าระเบิด จำเป็นต้องมีต้นแบบ (prototype) ซึ่งผู้วิจัยได้เลือกที่จะใช้แบบอย่างในรูปแบบเดียวกับผลเฉลยของแบบจำลองชุดแรก

หนึ่งในการกำหนดค่าระยะห่างระหว่างหลุมเจาะ (ค่า  $S$ ) จะมีเงื่อนไขที่ให้อยู่กับแบบอย่าง (pattern) กับค่าอัตราส่วนความแข็งแรงตึง ( $L/B$ ) ดังนั้นในระหว่างการคำนวณจึงหาค่าของ  $S$  พร้อมกับค่าของ  $V_R$  ไปในเวลาเดียวกัน

หมายเหตุ ตามข้อเสนอแนะของ Konya จะยอมให้เกิดความคลาดเคลื่อน จากค่าที่คำนวณได้ ไม่เกิน  $\pm 15\%$  ดังนั้นตามขั้นตอนการคำนวณนี้จะใช้ค่า  $S$  จำนวน 2 ค่าที่ใกล้เคียงที่สุดสำหรับค่าที่คำนวณได้

เช่น ค่า  $B = 5.0$  เมตร,  $S = \sqrt{2} B = 7.07$  เมตร ในการคำนวณ จะใช้ค่า  $S = 7.00$  เมตร กับ  $7.50$  เมตร

### 3.8 ผลเฉลยแบบจำลองชุดสองสำหรับงานระเบิดหินหน้าอิสระเดี่ยว

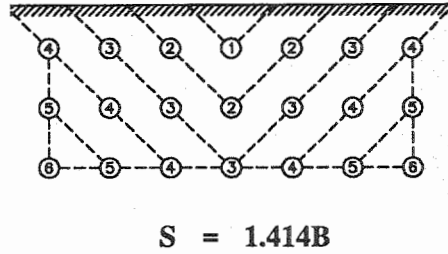
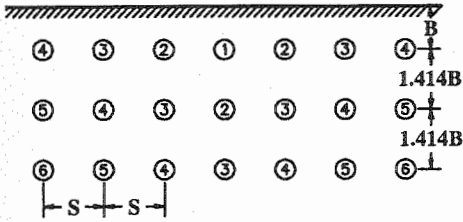
ผลเฉลยในแบบจำลองชุดสองนี้ได้นำเสนอในทำนองเดียวกับแบบจำลองชุดแรก ในหัวข้อ 3.4 ผลเฉลยมีการระบุค่าระยะมิติไว้ในผังภาพ (plan) ของแต่ละแบบอย่างผังหน้าระเบิด รูปทางซ้าย (รูป ก.) เป็นผังภาพแบบอย่างที่ได้คัดลอกมาจากตำราของ Konya ส่วนรูปทางขวา (รูป ข.) เป็นผังภาพของการจตุระเปิดถ่วงเวลา

การออกแบบหน้างานระเบิดนี้ใช้อัตราส่วนของ  $B/S$  หลายค่า โดยแปรผันตามค่าอัตราส่วน  $L/B$  และชนิดของแบบอย่างผังระเบิด ในผังของแต่ละหลุมเจาะแสดงตัวเลขกับไฟฟ้าจังหวะถ่วง ตัวเลขที่มีหมายเลขค่าจตุระเปิดก่อน หมายเลขสูงจตุระเปิดที่หลัง

#### 3.8.1 การเจาะระเบิดตัดมุมจัตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

รูปที่ 3.20 หน้าถัดไป เป็นการเจาะระเบิดตัดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจัตุรัส (square corner) ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า (progressive delays) ผังระเบิดตัดหน้าเป็นรูปตัววี ค่าระยะการเจาะของความหนาหน้าระเบิดแถวแรกให้มีค่าเท่ากับ  $B$  ส่วนค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวถัดมา (แถวที่ 2 กับแถวที่ 3) ให้เท่ากับ  $S$  (กำหนดให้มีความสัมพันธ์ของค่า  $S = 1.414 B$ )

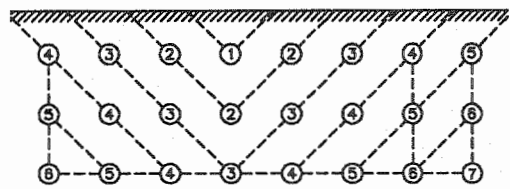
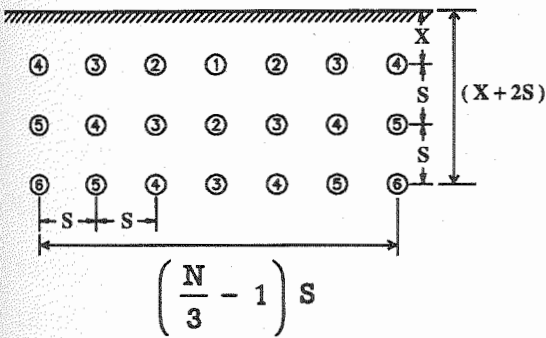
รูปที่ 3.21 เป็นผลเฉลยของรูปที่ 3.20 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมแบบจัตุรัส โดยที่ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า ตัดหน้ารูปตัววี ผลลัพธ์ของการคำนวณตามเงื่อนไขที่กำหนดไว้ในรายงานวิจัยโครงการนี้ ทำให้ต้องเพิ่มจำนวนหลุมเจาะ โดยการเจาะเพิ่มอีก 1 หลุมต่อแถว



ก. ฟังภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. ฟังภาพของการจตุระเปิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.20 การเจาะระเปิดคคหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัสใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า



ก. ผลเฉลยฟังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยฟังภาพการจตุระเปิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.21 ผลเฉลยการเจาะระเปิดคคหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัสถ่วงจังหวะก้าวหน้า

จากรูปที่ 3.21 ข้างบน

$L/B \geq 4$  จะได้  $S = 1.414 B$  (หรือ  $\sqrt{2}B$ )

และ  $L/B < 4$  จะได้  $S = \left\{ \frac{L + 7B}{8} \right\}$



ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมือง กำหนดให้  $\alpha$  เป็นความลาดเอียง (ลาดชัน) ของหน้าเหมือง และ  $\theta$  เป็นมุมเอียงของการเจาะเมื่อเทียบกับแนวราบ จากรูปที่ 3.18 หน้า 50 ซึ่งเป็นการแสดงค่าหลุมเจาะเดี่ยว ให้ค่า  $\alpha = \theta$  ปริมาตรของหินแน่น ( $V_R$ ) ที่หาได้ มีค่า

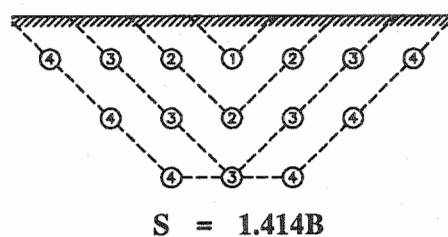
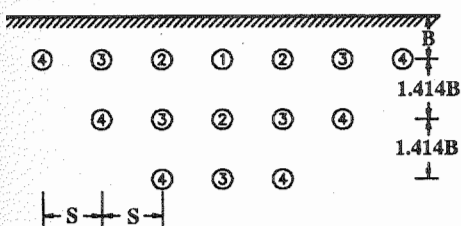
$$V_R = \left[ (x + 2S) \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x^2 \right] L$$

ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวดิ่ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และค่าหน้าเหมืองมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  [ $\alpha < 90^\circ$ ] ทำให้ได้จำนวนปริมาตรของหินแน่น ( $V_R$ ) เพิ่มขึ้น

$$V_R = \left[ (x + 2S) \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x^2 \right] L + \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

### 3.8.2 การเจาะระเบิดตัดเป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

รูปที่ 3.22 ข้างล่างเป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม (angle corner) ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า ฟังค์หน้ารูปตัววี ค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวแรกให้เท่ากับ B ส่วนค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวถัดมา (แถวที่ 2 กับแถวที่ 3) ให้เท่ากับ S (กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$ )

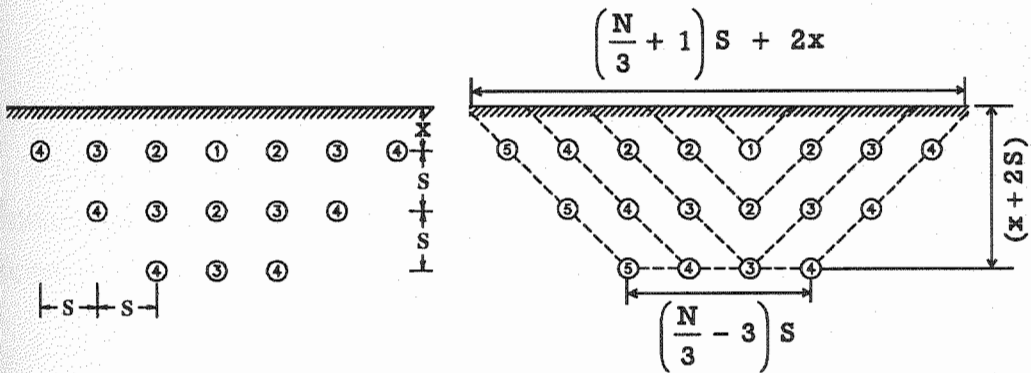


ก. ฟังภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. ฟังภาพของการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.22 การเจาะระเบิดตัดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

รูปที่ 3.23 ข้างล่าง เป็นผลเฉลยการระเบิดคัตหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วง  
 จังหวะก้าวหน้า ผังหน้าคัตรูปตัววี เมื่อได้คำนวณตามเงื่อนไขที่กำหนดไว้จำเป็นต้องเพิ่ม  
 หลุมเจาะแต่ละแถวอีก 1 หลุมเจาะ



ก. ผลเฉลยผังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยผังภาพการจตุระเปิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.23 ผลเฉลยการเจาะระเบิดคัตหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

จากรูปที่ 3.23 ข้างบน

$$L/B \geq 4 \quad \text{จะได้} \quad S = 1.414 B \quad (\text{หรือ} \quad \sqrt{2}B)$$

$$\text{และ} \quad L/B < 4 \quad \text{จะได้} \quad S = \left\{ \frac{L + 7B}{8} \right\}$$

เมื่อคำนวณปริมาตรหินแน่น ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเรียงขนานตามแนวลาดชันของ  
 หน้าเหมือง ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

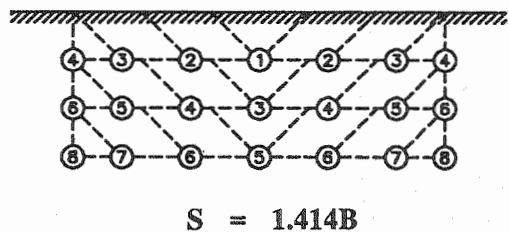
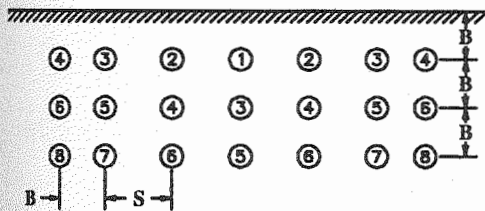
$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] L$$

ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และ  
 หน้าเหมืองมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ทำให้ได้ปริมาตรของหินแน่น ( $V_R$ )  
 เพิ่มขึ้น

$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] L + \left[ \left( \frac{N}{3} - 3 \right) S + L \cot \alpha \right] \times L$$

### 3.8.3 การเจาะระเบิดค้ำมุมจากรูปกล่อง ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

รูปที่ 3.24 ข้างล่าง เป็นการเจาะระเบิดค้ำหน้าอิสระใหม่ เป็นมุมจากรูปกล่องสี่เหลี่ยมผืนผ้า (box cut) ใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า ผังหน้าค้ำรูปตัววี ค่าระยะความหนาหน้าระเบิดทุกแถวให้เท่ากับระยะ B ปกติ กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$



ก. ผังภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. ผังภาพของการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

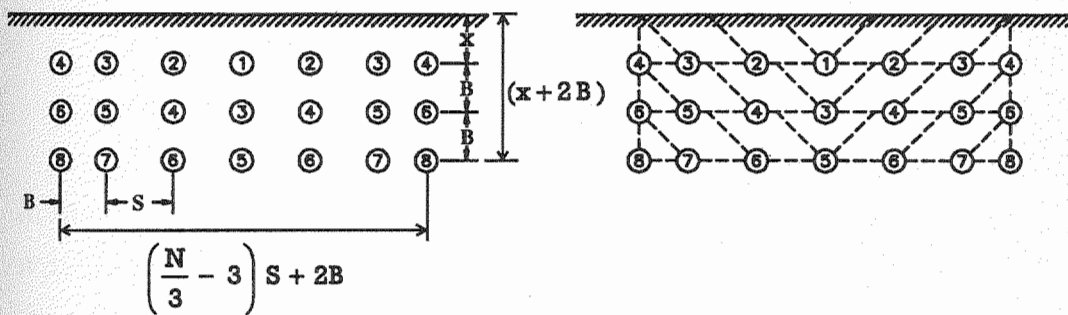
รูปที่ 3.24 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

รูปที่ 3.25 หน้าถัดไป เป็นผลเฉลยการเจาะระเบิดค้ำหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจากรูปกล่องสี่เหลี่ยมผืนผ้าใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า แนวการถ่วงจังหวะหน้าค้ำรูปตัววี ตามผลลัพธ์ที่ได้ไม่จำเป็นต้องเพิ่มจำนวนหลุมเจาะ (ใช้หลุมเจาะเท่าเดิม)

จากรูปที่ 3.25 ดังกล่าว

$$L/B \geq 4 \quad \text{จะได้} \quad S = 1.414 B \quad (\text{หรือ} \quad \sqrt{2}B)$$

$$\text{และ} \quad L/B < 4 \quad \text{จะได้} \quad S = \left\{ \frac{L + 7B}{8} \right\}$$



ก. ผลเฉลยฟังก์ชันของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยฟังก์ชันการจู่ระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.25 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

เมื่อคำนวณปริมาตรดินแน่น ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมือง ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

$$V_R = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 3 \right) S + 2B \right] L$$

ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และหน้าเหมืองมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ทำให้ได้ปริมาตรดิน ( $V_R$ ) เพิ่มขึ้น

$$V_R = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 3 \right) S + 2B \right] L + \left[ \left( \frac{N}{3} - 3 \right) S + 2B \right] \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

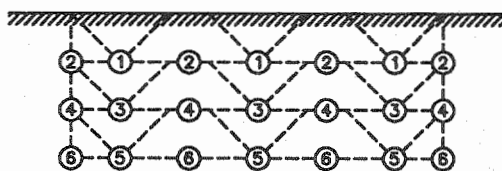
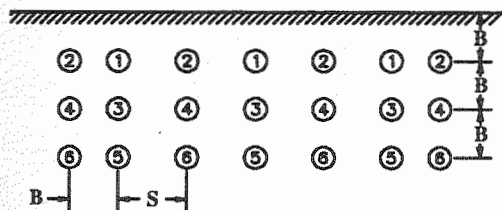
อนึ่งผลเฉลยรูปที่ 3.25 ถ้าหากหน้าระเบิดหน้าแรก (สัญลักษณ์เป็น  $x$ ) และให้ความแตกต่างของ  $x$  มีค่าความแม่นยำ  $\pm 0.5$  เมตร ค่าตัวแปร  $x$  มีได้หลายกรณี - ถ้าหลุมเจาะมีค่ามุมเอียงเท  $\theta = \alpha$  ค่า  $x = B$

- ถ้าหน้าเหมืองมีความลาดชัน  $\alpha < 90^\circ$  และหลุมเจาะแนวดิ่ง  $\theta = 90^\circ$

$$\text{ค่า } x = B - \left\{ \frac{L \cot \alpha}{2} \right\}$$

3.8.4 การเจาะหน้าระเบิดตัดมุมจากรูปกล่องใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ

รูปที่ 3.26 ข้างล่างนี้ เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจากรูปกล่องสี่เหลี่ยมผืนผ้า (box cut) ใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ (alternating delays) ค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวแรกให้เท่ากับระยะ B ปกติ ทำนองเดียวกับแถวที่ 2 กับแถวที่ 3 ให้เท่ากับ B (กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$ )

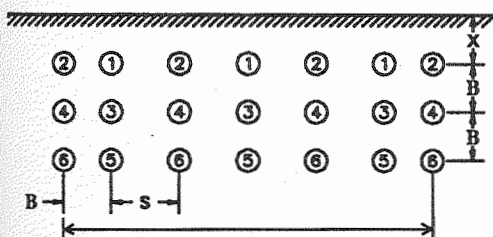


$$S = 1.414B$$

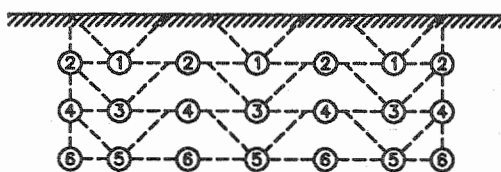
ก. พังภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. พังภาพของการจุดระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.26 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ



$$\left( \frac{N}{3} - 3 \right) S + 2B$$



ก. ผลเฉลยผังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยผังภาพการจุดระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.27 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นกล่องใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ

รูปที่ 3.27 หน้า 60 เป็นผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจากรูปกล่องสี่เหลี่ยมผืนผ้า ใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ หน้าตัดรูปตัววี ผลลัพธ์ของการคำนวณความเงื่อนไข่มุขจำเป็นต้องเพิ่มจำนวนหลุมเจาะ ค่าปริมาตรของหินของจากการคำนวณกับค่าระยะมิติเชิงเรขาคณิต ของรูปที่ 3.27 จะเท่ากับค่าผลลัพธ์ที่ได้จากรูปที่ 3.25

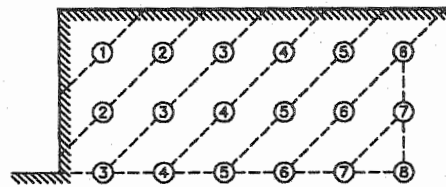
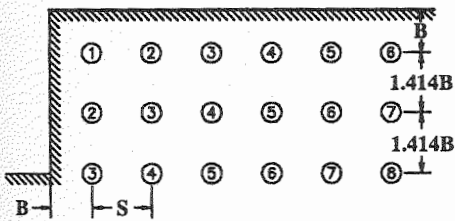


### 3.9 ผลเฉลยแบบจำลองชุดสองสำหรับหน้างานระเบิดหินหน้าอิสระ 2 หน้า

ผลเฉลยสำหรับการออกแบบหน้างานระเบิดประเภทนี้ จะคล้ายคลึงกับหัวข้อ 3.5 ของแบบจำลองชุดแรก

#### 3.9.1 การเจาะระเบิดคัมมัจจุรัสและใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon

รูปที่ 3.28 ข้างล่าง เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะเป็นแถวแนวเฉียง กับมุมฉากกับหน้าอิสระเดิม 2 หน้า (echelon delays) ค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวหน้าให้เท่ากับระยะ B ปกติ ส่วนระยะความหนาของหน้าระเบิดแถวที่ 2 และแถวที่ 3 เท่ากับ S (กำหนดให้ค่า  $S = 1.414B$ )



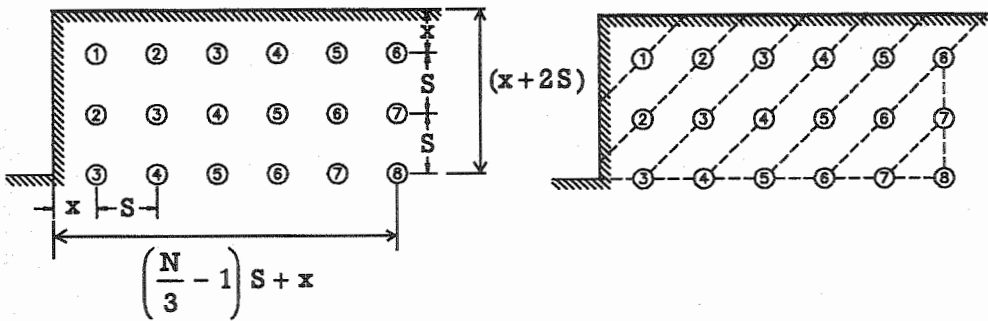
$$S = 1.414B$$

ก. ภาพถ่ายหลุมเจาะของ Konya

ข. ภาพถ่ายของการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.28 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมจตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะ echelon

รูปที่ 3.29 หน้าถัดไป เป็นผลเฉลยที่ได้คำนวณความเงื่อนไข่มุขของงานวิจัยโครงการนี้ ผลลัพธ์ของการคำนวณหน้าระเบิดไม่จำเป็นต้องเพิ่มหลุมเจาะ



ก. ผลเฉลยฟังก์ชันของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยฟังก์ชันการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.29 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระเป็นมุมจัตุรัสใช้การถ่วงจังหวะ echelon

จากรูปที่ 3.29 มีเงื่อนไข

$$L/B \geq 4 \quad \text{จะได้} \quad S = 1.414 B \quad (\text{หรือ} \quad \sqrt{2} B)$$

$$\text{และ} \quad L/B < 4 \quad \text{จะได้} \quad S = \frac{1}{\sqrt{2}} \left\{ \frac{L + 2B}{3} \right\}$$

เมื่อดำเนินการปริมาตรหินแน่นของรูปที่ 3.29 ข้างบน ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมืองที่เป็นหน้าอิสระแนวยาว (ส่วนหน้าอิสระแนวสั้นให้มีมุมลาดชัน  $90^\circ$ ) ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] L$$

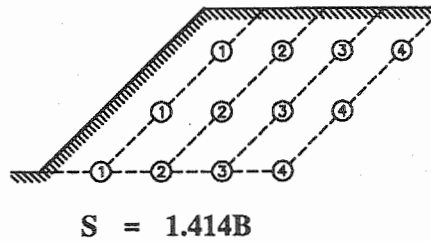
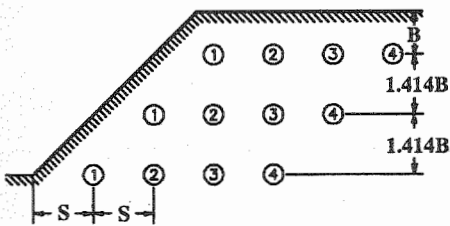
ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และหน้าอิสระแนวยาวมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ทำให้ได้ปริมาตรของ  $V_R$  เพิ่มขึ้น

$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] L$$

$$+ \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x \right] \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

### 3.9.2 การเจาะระเบิดค้ำเป็นมุมและใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon

รูปที่ 3.30 ข้างล่าง เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะเป็นแถวแนวเฉียงกับมุมฉากของหน้าอิสระเดิม 2 หน้า (echelon delays) ค่าระยะของความหนาหน้าระเบิดแถวหน้าให้เท่ากับระยะ B ปกติ ส่วนค่าระยะความหนาหน้าระเบิดแถวที่ 2 กับแถวที่ 3 ให้เท่ากับ S (กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$ )



ก. ภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. ภาพของการจุดระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.30 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม ใช้การถ่วงจังหวะ echelon

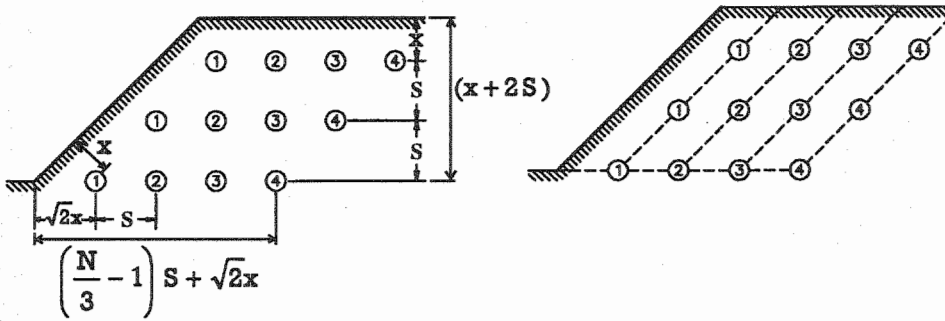
เมื่อหาผลเฉลยที่ได้คำนวณความเงื่อนไขของงานวิจัยโครงการนี้ ผลลัพธ์ของการคำนวณ หน้าระเบิดไม่จำเป็นต้องเพิ่มหลุมเจาะ ดังรูปที่ 3.31 หน้าถัดไป

จากรูปที่ 3.31 หน้า 64 มีเงื่อนไข

$$L/B \geq 4 \quad \text{จะได้} \quad S = 1.414 B \quad (\text{หรือ } \sqrt{2} B)$$

$$\text{และ} \quad L/B < 4 \quad \text{จะได้} \quad S = \frac{1}{\sqrt{2}} \left\{ \frac{L + 2B}{3} \right\}$$





ก. ผลเฉลยผังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยผังภาพการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.31 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การถ่วงจังหวะ echelon

เมื่อคำนวณปริมาตรดินแน่นของรูปที่ 3.31 ข้างบน ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมืองที่เป็นหน้าอิสระแนวยาว (ส่วนหน้าอิสระแนวสั้นให้มีมุมลาดชัน  $90^\circ$ ) ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] L$$

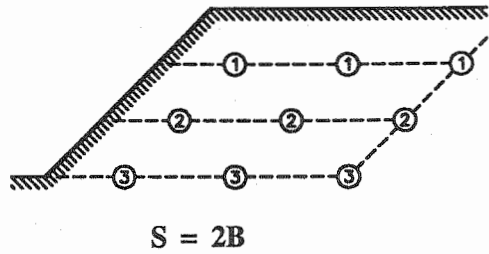
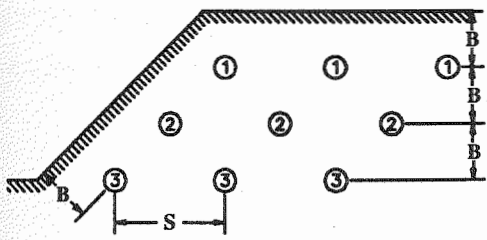
ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และหน้าอิสระแนวยาวมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ได้ปริมาตร  $V_R$  เพิ่มขึ้น

$$V_R = (x + 2S) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] L + \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

### 3.9.3 การเจาะระเบิดตัดเป็นมุมและใช้การระเบิดพร้อมกันที่เคียวในแถว

รูปที่ 3.32 หน้าถัดไป เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม โดยให้หลุมเจาะแบบสลัฟพื้นปลา การถ่วงจังหวะเกิดระหว่างแถวแต่ให้ในแถวเดียวกันเจาะระเบิดพร้อมกัน

ที่เดียว (instantaneous rows) ค่าระยะของความหนาหน้าระเบิดทุกแถวให้เท่ากับ ระยะ B ปกติ กำหนดให้ค่า  $S = 2.0 B$

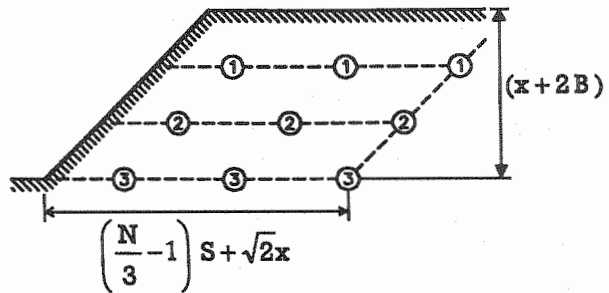
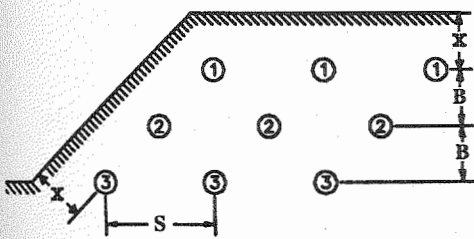


ก. พังภาพหลุมเจาะของ Konya

ข. พังภาพของการจู่ระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.32 การเจาะระเบิดหน้าอิสระเป็นมุม หลุมเจาะสลับฟันปลาจู่ระเบิดพร้อมกัน

ผลเฉลยที่ได้คำนวณความเงื่อนใจของงานวิจัยโครงการนี้ ผลลัพธ์ของการคำนวณหน้า ระเบิดไม่จำเป็นต้องเพิ่มหลุมเจาะ ตามรูปที่ 3.33 ข้างล่าง



ก. ผลเฉลยพังภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยพังภาพการจู่ระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.33 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การจู่ระเบิดแบบพร้อมกัน

จากรูปที่ 3.33 หน้า 65 มีเงื่อนไข

$$L/B \geq 4 \text{ จะได้ } S = 2.0 B$$

$$\text{และ } L/B < 4 \text{ จะได้ } S = \left\{ \frac{L + 2B}{3} \right\}$$

เมื่อคำนวณปริมาตรหินแน่นของรูปที่ 3.33 ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเรียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมืองที่เป็นหน้าอิสระแนวยาว (ส่วนหน้าอิสระแนวสั้นให้มีมุมลาดชันเท่ากับ  $90^\circ$ ) ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

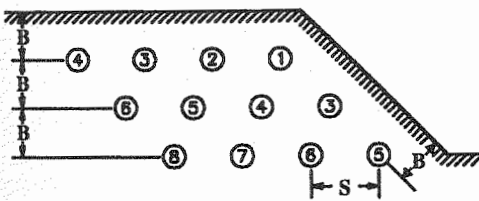
$$V_R = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] L$$

ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และหน้าอิสระแนวยาวมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ทำให้ได้ปริมาตรของหินแน่น ( $V_R$ ) เพิ่มขึ้น

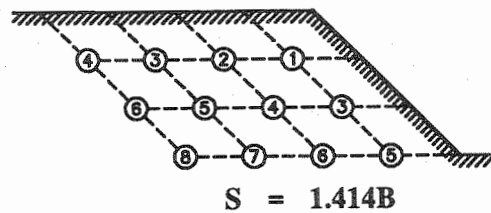
$$V_R = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2} x \right] L$$

### 3.9.4 การเจาะระเบิดตัดเป็นมุมและใช้การถ่วงจันทะก้ำวหน้า

รูปที่ 3.34 ข้างล่าง เป็นการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุม โดยให้หลุมเจาะสลับฟันปลา การถ่วงจันทะเป็นแบบก้ำวหน้า ค่าระยะของความหนาหน้าระเบิดทุกแถวให้เท่ากับระยะ B ปกติ กำหนดให้ค่า  $S = 1.414 B$

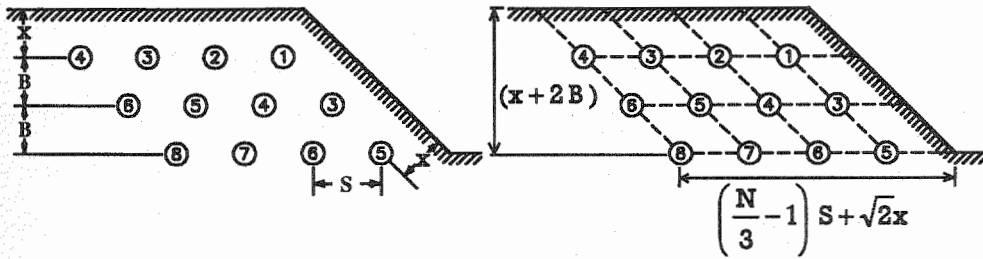


ก. ผังภาพหลุมเจาะของ Konya



ข. ผังภาพของการเจาะระเบิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.34 การเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมหลุมเจาะสลับฟันปลาถ่วงจันทะก้ำวหน้า



ก. ผลเฉลยฟังก์ภาพของหลุมเจาะ

ข. ผลเฉลยฟังก์ภาพการจุกตะเปิดถ่วงเวลา

รูปที่ 3.35 ผลเฉลยการเจาะระเบิดหน้าอิสระใหม่เป็นมุมใช้การถ่วงจังหวะแบบก้าวหน้า

ผลเฉลยที่ได้คำนวณตามเงื่อนไขของงานวิจัยโครงการนี้ ผลลัพธ์ของการคำนวณหน้าระเบิดไม่จำเป็นต้องเพิ่มหลุมเจาะ จากรูปที่ 3.35 ข้างบน มีเงื่อนไข

$$L/B \geq 4 \text{ จะได้ } S = 1.414 B \text{ (หรือ } \sqrt{2}B \text{)}$$

$$\text{และ } L/B < 4 \text{ จะได้ } S = \left\{ \frac{L + 7B}{8} \right\}$$

เมื่อคำนวณปริมาตรหินแน่นของรูปที่ 3.35 ถ้าหากว่าเป็นการเจาะรูเอียงขนานตามแนวลาดชันของหน้าเหมืองที่เป็นหน้าอิสระแนวยาว (ส่วนหน้าอิสระแนวสั้นให้มีมุมลาดชัน  $90^\circ$ ) ค่า  $V_R$  ที่หาได้มีค่า

$$V_R = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2}x \right] L$$

ถ้าหากสมมุติให้ออกแบบการเจาะหลุมเป็นแนวตั้ง หรือให้ค่า  $\theta = 90^\circ$  และหน้าอิสระแนวยาวมีความลาดชันน้อยกว่า  $90^\circ$  ( $\alpha < 90^\circ$ ) ทำให้ได้ปริมาตรของหินแน่น ( $V_R$ ) เพิ่มขึ้น

$$V_R = (x + 2B) \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2}x \right] L + \left[ \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + \sqrt{2}x \right] \times \frac{1}{2} L^2 \cot \alpha$$

### 3.10 ตัวอย่างการคำนวณและการแสดงผลของแบบจำลองผังหน้าระเบิดหินชุดสอง

ตัวอย่างแบบจำลองชุดสองที่นำเสนอนี้ ใช้ข้อมูลชุดเดียวกับตัวอย่างแบบจำลองชุดแรกในหัวข้อ 3.6 แนวทางและวิธีการคำนวณหรือแสดงผลใช้ได้สำหรับงานการระเบิดหินได้หลายแบบอย่าง การอธิบายในหัวข้อนี้ใช้หาค่าด้วยการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขธรรมดา แต่ก็สามารถใช้โปรแกรมที่มีแผ่นตารางทำการหาผลลัพธ์ได้

#### 3.10.1 การออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระเดี่ยวและใช้กับไฟฟ้าจังหวะถ่วง

ข้อมูลคิที่กำหนดให้หน้าอิสระของผังหน้าระเบิดเป็นแนวเส้นตรง (linear) หรือมีหน้าอิสระหน้าเดียว ชนิดของหินเป็นหินปูนเนื้อแน่น (massive limestone) กำหนดให้มีค่า ถ.พ. 2.68 ใช้วัตถุระเบิดเป็นสารผสมระเบิด AN-FO ที่มีค่า ถ.พ. 0.82 แถวของหน้าระเบิดมีทั้งหมด 3 แถว ใช้ออกแบบที่มีการถ่วงเวลาของการจุดระเบิดโดยใช้กับไฟฟ้าจังหวะถ่วง (electric delay cap)

รูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมือง กำหนดให้มีความสูง 20 เมตร และมีความลาดชัน  $75^\circ$  เจาะเป็นรูเอียงขนานหน้าเหมือง (แต่ไม่กำหนดขนาดหัวเจาะลวงหน้า)

เงื่อนไขของการปฏิบัติการงานระเบิดหินที่เหมือนกับแบบจำลองชุดแรก ได้แก่ ต้องการใช้ค่าเพาเคอร์แฟกเคอร์ที่มีค่าพิสัยระหว่าง 0.45 - 0.55 กิโลกรัมต่อลบ.ม. ในการระเบิดหนึ่งครั้งปริมาตรหินแน่นที่ต้องการ เท่ากับ 15,000 ลบ.ม. ค่าความคลาดเคลื่อน (error) ของปริมาตรหินแน่นที่ต้องการ เท่ากับ 10 % กำหนดให้ความหนาของหน้าระเบิดแถวแรกเท่ากับ B ส่วนความหนาหน้าระเบิดแถวที่ 2 และ 3 ขึ้นอยู่กับผังแบบอย่างที่กำหนดไว้ในแต่ละผังหน้าเหมือง (ค่า S แปรผันกับค่า B ตามรูปแบบผังระเบิดหิน)

เงื่อนไขที่แตกต่างจากแบบจำลองชุดแรก ได้แก่ แบบจำลองชุดที่สองนี้มีการเลือกขนาดหลุมเจาะให้เป็นไปตามข้อกำหนดของอัตราส่วนสตีฟเฟเนสส์ ดังนั้นขั้นตอนหลักที่มีอยู่ 5 ขั้นตอน สำหรับการคำนวณหาผลลัพธ์จึงมีความแตกต่างกันเล็กน้อยด้วย

#### 1. ผลลัพธ์จากการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขธรรมดา

การคำนวณของขั้นตอนหลักที่ 1 ทำการหาขนาดที่เหมาะสมของหลุมเจาะ โดยใช้สมการที่ 3.10 หน้า 49

$$\frac{1}{0.012 \left[ \frac{2SG_E}{SG_R} + 1.5 \right]} = \frac{L}{4} \leq D_E \leq \frac{1}{0.012 \left[ \frac{2SG_E}{SG_R} + 1.5 \right]} = \frac{L}{3}$$

จะหาค่าพิสัยขนาดเส้นผ่านศูนย์กลางระเบิด,  $D_E$  คือ

$$7.77 \leq D_E \leq 10.36 \text{ นิ้ว}$$

ดังนั้นจึงเลือกขนาด 7.875 นิ้ว เพราะเป็นค่าขนาดหัวเจาะมาตรฐาน และมีขนาดใหญ่กว่า 7.77 นิ้วเล็กน้อย

การคำนวณของชั้นคอนกรีตที่ 2 จากสมการที่ 2.9 หน้า 9 หาค่า  $B_{cal}$  ที่มีหน่วยเป็นเมตรแทนค่า  $SG_E = 0.82$ ;  $SG_R = 2.68$  กับ  $D_E = 7.875 \times 25.4$  มม. ได้

$$B_{cal} = 5.07 \text{ เมตร}$$

การคำนวณของชั้นคอนกรีตที่ 3 เลือกค่า B 2 ค่า ที่มีความแม่นยำ  $\pm 0.5$  เมตร ได้ค่า

$$B = 5.0 \text{ กับ } 5.5 \text{ เมตร}$$

การคำนวณของชั้นคอนกรีตที่ 4 ในแต่ละส่วนของ B ในชั้นคอนกรีตที่ 2 นำค่าไปคำนวณหาระยะมิติอื่น ซึ่งในที่นี้จะแสดงเฉพาะกรณีที่ B = 5.0 เมตร [กรณีที่ B = 5.5 เมตร ก็ใช้การหาค่าในทำนองเดียวกัน]

ชั้นคอนกรีตย่อย ก) หาค่า T

$$T = 0.7 B = 3.5 \text{ เมตร}$$

ชั้นคอนกรีตย่อย ข) หาค่า J

$$J = \text{Min}_{value} = [0.3 B, 2] = [(0.3 \times 5), 2] \\ = 1.25 \text{ เมตร (ใช้ค่า 1.5 เมตร)}$$

ชั้นคอนกรีตย่อย ค) หาค่า k จากสมการ 3.12 หน้า 51 แทนค่า L (20 ม.), T (3.5 ม.), J (1.5 ม.) ลงในสมการแล้วแทนค่า  $\phi = 0.2$  ม. (7.875 นิ้ว), มุมลาดชันหน้าเหมือง,  $\alpha = 75^\circ$  กับค่าความหนาแน่นวัตถุระเบิด,  $\rho_E = 820$  กก./ค.ลบ.ม. จะหาค่า k ได้

$$k = 480.18 \text{ กก. ใช้ } 480 \text{ กก.}$$

ชั้นคอนกรีตย่อย ง) ตรวจสอบ  $L/B = 20/5.0 = 4$  อัตราส่วนนี้ใช้ได้

ชั้นคอนกรีตย่อย จ) หาค่า  $N_{max}$  กับ  $N_{min}$  ตามสมการ 3.4 กับ 3.5 หน้า 24

$$\begin{aligned}
 N_{\max} &= \frac{[(P.F.)_{\max}] [1 + (\%V/100)] V_{\text{req}}}{k} \\
 &= \frac{[0.55] [1 + (10/100)] 15,000}{480} = 18.91
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 N_{\min} &= \frac{[(P.F.)_{\min}] [1 - (\%V/100)] V_{\text{req}}}{k} \\
 &= \frac{[0.45] [1 - (10/100)] 15,000}{480} = 12.66
 \end{aligned}$$

ดังนั้นค่า  $N$  ที่มีค่า  $N \geq 9$  และ 3 ทารลงตัว ได้แก่ 15 หลุมเจาะ กับ 18 หลุมเจาะ (ค่าของ 12 หลุมเจาะใช้ไม่ได้ เพราะว่ามีค่าน้อยกว่าค่า  $N_{\min}$ )

ขั้นตอนย่อย จ หามริมาตรหินแน่นที่มีค่ามาก (สูง) สุด กับที่มีค่าน้อย (ต่ำ) สุด โดยใช้สมการที่ 3.15 กับ 3.16 หน้า 53

ทดลองทดสอบที่  $N = 15$  หลุม

$$\begin{aligned}
 (V_R)_{\min} &= \text{Max}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{kN}{(P.F.)_{\max}} \right), \left\{ 1 - \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right] \\
 &= \text{Max}_{\text{value}} \left[ \left\{ \frac{480 \times 15}{0.55} \right\}, \left\{ 1 - 10/100 \right\} 15,000 \right] \\
 &= \text{Max}_{\text{value}} [13,091, 13,500] \\
 &= 13,500 \text{ ลบ.ม. (เลือกค่ามาก)}
 \end{aligned}$$

$$(V_R)_{\max} = \text{Min}_{\text{value}} \left[ \left( \frac{kN}{(P.F.)_{\min}} \right), \left\{ 1 + \left( \frac{\%V}{100} \right) \right\} V_{\text{req}} \right]$$

$$\begin{aligned}
 (V_R)_{\max} &= \text{Min}_{\text{value}} \left[ \left\{ \frac{480 \times 15}{0.45} \right\}, \{1 + 10/100\} 15000 \right] \\
 &= \text{Min}_{\text{value}} [16,000, 16,500] \\
 &= 16,000 \text{ ลบ.ม. (เลือกค่าน้อย)}
 \end{aligned}$$

หมายเหตุ สำหรับค่า  $N = 18$  หลุมเจาะ อาจไม่ต้องพิจารณาทำการคำนวณทดสอบอีก ทั้งนี้เพราะว่า ถ้าหากค่าที่  $B = 5.0$  หรือ  $5.5$  เมตร ก็มีค่าคอบอยู่แล้ว เนื่องจากการประหยัดค่าใช้จ่ายได้ ถ้าทำการเจาะหลุมเจาะจำนวนน้อยแต่ได้ผลลัพธ์ปริมาณหินแน่นตามที่ต้องการ

การคำนวณของชั้นคอนกรีตที่ 5 เป็นการหาปริมาณหินสำหรับแต่ละผังแบบอย่างที่ใช้ค่า  $N = 15$  หลุมเจาะ สำหรับค่า  $B$  สองค่า [ $B = 5.0$  และ  $B = 5.5$  เมตร] การวิเคราะห์หาปริมาณหินแน่น ตามรูปแบบที่ Konya ได้นำเสนอไว้ในหน้า 122-125 ที่ใช้สำหรับหน้าเหมืองตะพักสูงตามปกติ (ประมาณ 10-20 เมตร) มีผังแบบอย่างให้เลือก 4 แบบ ดังที่ได้คัดลอกไว้ในรายงานฉบับนี้ รูปที่ 3.20 รูปที่ 3.22 รูปที่ 3.24 และ รูปที่ 3.26

การแสดงวิธีการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขแบบนี้ แสดงตัวอย่างในการหาปริมาณหินที่เป็นการเจาะระเบิดหน้าเหมืองคัตหน้ามุมจตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะด้วยกับไฟฟ้าเป็นแถวรูปตัววี (รูปที่ 3.20)

ตัวแปรที่กำหนดให้  $\alpha = \theta = 75^\circ$  ส่วนค่า  $x = B$  และค่าสูตรเชิงประสมการณ์ของแบบอย่างผังหน้าระเบิดนี้

$$V_R = \left[ (x + 2S) \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x^2 \right] L$$

เงื่อนไขของค่า  $S$  ในกรณีนี้ คือ เมื่อ  $L/B = 4.0$  หรือมากกว่า

$$S = 1.414 B = 1.414 (5.0) = 7.07 \text{ เมตร}$$

ดังนั้นใช้  $S = 7.0$  เมตร กับ  $7.5$  เมตร ดังนั้นจึงแทนค่า  $S$  เพื่อหาค่า  $V_R$  ในสมการข้างบน โดยให้ตัวแปร  $x = 5.0$  เมตร,  $N = 15$ ,  $L = 20$  เมตร



ผลของการแทนค่าทำให้ได้ค่าผลลัพธ์เป็นคำตอบ 2 ค่า

$$V_R = \underline{11,140 \text{ ลบ.ม.}} \quad \text{ถ้าหาก } S = 7.0 \text{ เมตร}$$

$$V_R = \underline{12,500 \text{ ลบ.ม.}} \quad \text{ถ้าหาก } S = 7.5 \text{ เมตร}$$

ตาราง 3.3 ตัวอย่างการหาค่าปริมาตรหินแน่น เมื่อให้ความสูงหน้าเหมืองคงที่ 20 เมตร จำนวนหลุมเจาะคงที่ 15 หลุมเจาะ แบบอย่างผังหน้าระเบิดที่ใช้เป็นหน้าอิสระหน้าเดียว แต่รูปแบบการจุดระเบิดถ่วงเวลามีแบบอย่างต่างกัน

[หมายเหตุ: ตารางบนเป็นผลลัพธ์ค่าระยะมิติกับปริมาตรหินตามเงื่อนไข ตารางล่างเป็นผลลัพธ์ค่าระยะกับปริมาตรหินตามผังแบบอย่างการใช้แก๊สไฟฟ้าจังหวะถ่วงที่แตกต่างกันทั้ง 4 แบบ]

ระยะ B (เมตร)	ระยะ T (เมตร)	ระยะ J (เมตร)	ค่าคงที่ k (กิโลกรัม)	อัตราส่วน L/B	จำนวนหลุม		ปริมาตร, $V_R$ (ม. <sup>3</sup> )	
					ต่ำสุด	สูงสุด	ต่ำสุด	สูงสุด
5.0	3.5	1.5	480	4.00	15	18	13500	16000
5.5	4.0	1.5	467	3.64	15	18	13500	15567

ชนิดของผังหน้าเหมือง : หน้าอิสระหน้าเดียว มีแนวเป็นเส้นตรง								
ข้อกำหนด	รูปที่ 3.20		รูปที่ 3.22		รูปที่ 3.24		รูปที่ 3.26	
	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)
5.0	7.0	11,140.0	7.0	12,540	7.0	7,200	7.0	7,200.0
	7.5	12,500.0	7.5	14,000	7.5	7,500	7.5	7,500.0
5.5	7.0	11,525.0	7.0	13,065.0	7.0	8,250	7.0	8,250.0
	7.5	12,905.0	7.5	14,555	7.5	8,580	7.5	8,580.0

## 2. ตารางประเมินผลของการออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระเดี่ยว

ถ้าหากจะทดลองแทนค่า  $B = 5.5$  เมตร แล้วหาค่าต่าง ๆ ตามเงื่อนไข โดยที่เริ่มค้นค่านวใหม่ตั้งแต่ขั้นตอนหลักที่ 4 หัวข้อย่อย ก) จนถึงหัวข้อย่อย จ) กับขั้นตอนหลักที่ 5 หน้า 71 จะได้ค่าผลลัพธ์เป็นค่าขอบ  $V_R$  ใหม่ สำหรับแบบอย่างผังหน้าระเบิดเดียวกันนี้ (รูปที่ 3.22) เป็น 11,525 ลบ.ม. ถ้าหาก  $S = 7.0$  เมตร และเป็น 12,905 ลบ.ม. ถ้าหาก  $S = 7.5$  เมตร ซึ่งก็ยังคงค่าความคลาดเคลื่อนของ  $V_R$  เกิน 10 %

การที่จะหาผลลัพธ์สุดท้าย ต้องทำการคำนวณซ้ำทั้ง 4 แบบ (ผังรูปที่ 3.22) ค่า  $V_R$  ที่ได้ใกล้เคียงที่สุดคือ 14,000 กับ 14,555 ลบ.ม. ได้สรุปไว้เป็นตารางประมวลผล หน้า 72

### 3.10.2 การออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระ 2 หน้า และใช้กับไฟฟ้าจังหวะถ่วง

ข้อมูลที่ใช้ในหัวข้อนี้เป็นข้อมูลเดิมของหัวข้อที่ 3.10.1 แต่ให้หน้าอิสระของผังหน้าระเบิดเป็นมุม (angle) หรือมีหน้าอิสระ 2 หน้า ชนิดของหินเป็นหินปูน วัตถุระเบิดที่เป็นสารผสมระเบิด AN-FO ก็กำหนดให้มีค่า ถ.พ. ค่าเดียวกัน แถวของหน้าระเบิดมีเท่ากับ 3 แถว ออกแบบการจู่ระเบิดโดยใช้กับไฟฟ้าจังหวะถ่วง

รูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมืองกำหนดให้มีค่าเท่ากับ เช่นความสูง 20 เมตร ความลาดชัน  $75^\circ$  ทำการเจาะเป็นรูเอียงขนานหน้าเหมือง

เงื่อนไขของการปฏิบัติการงานระเบิดหิน ก็เช่นเดียวกัน ใช้ค่าเพาเคอร์แฟกเคอร์ที่มีค่าพิสัยระหว่าง 0.45 - 0.55 กิโลกรัมต่อลบ.ม. ปริมาตรหินแน่นที่ต้องการในการระเบิดหนึ่งครั้งเท่ากับ 15,000 ลบ.ม. ค่าความคลาดเคลื่อน (error) ของปริมาตรหินเท่ากับ 10 %

แบบอย่างที่เป็นต้นแบบของผังหน้าระเบิดในหัวข้อนี้ มี 4 แบบ ได้แก่รูปที่ 3.28 รูปที่ 3.30, รูปที่ 3.32 และรูปที่ 3.34 กำหนดให้ค่า  $S$  แปรผันกับค่า  $B$  และความหนาของหน้าระเบิดแถวแรกเท่ากับ  $B$

สำหรับความหนาหน้าระเบิดแถวอื่น ถ้าหากเป็นการจู่ระเบิดถ่วงจังหวะแบบ echelon ให้ความหนาหน้าระเบิดแถวที่ 2 และแถวที่ 3 เท่ากับ  $1.414 B$  แต่ถ้าหากเป็นการจู่ระเบิดจังหวะแบบอื่นให้ความหนาหน้าระเบิดแถวที่ 2 และแถวที่ 3 เท่ากับ  $B$

### 1. ผลลัพธ์จากการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขธรรมดา

การหาผลลัพธ์ในการออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระ 2 หน้า ขั้นตอนหลักเบื้องต้น (จำนวน 4 ขั้นตอนแรก) จะเหมือนกันกับการที่ได้อธิบายไว้แล้วในหัวข้อ 3.10.1 ในส่วนที่แตกต่างไปบ้างเป็นขั้นตอนสุดท้าย (ขั้นตอนที่ 5) จึงได้อธิบายเพิ่มเติมดังนี้

การคำนวณของชั้นคอนกรีตที่ 5 เป็นการหาปริมาตรหินสำหรับแต่ละผังแบบอย่างที่ใช้ค่า  $N = 15$  หลุมเจาะ สำหรับค่า  $B$  สองค่า [ $B = 5.0$  และ  $B = 5.5$  เมตร]

การวิเคราะห์หาปริมาตรหินแน่น ตามรูปแบบที่ Konya ได้นำเสนอไว้ในหน้า 122-125 ที่ใช้สำหรับหน้าเหมืองตะพักสูงตามปกติ (ประมาณ 10-20 เมตร) มีผังแบบอย่างให้เลือก 4 แบบ ดังที่ได้คัดลอกไว้ในรายงานฉบับนี้ รูปที่ 3.28 รูปที่ 3.30 รูปที่ 3.32 และ รูปที่ 3.34

การแสดงวิธีการคำนวณด้วยเครื่องคิดเลขแบบนี้ แสดงตัวอย่างในการหาปริมาตรหินที่เป็นการเจาะระเบิดหน้าเหมืองคคหน้ามุ่มจตุรัส ใช้การถ่วงจังหวะด้วยแก๊ปไฟฟ้าเป็นแถวเฉียงกับหน้าอิสระทั้งสองหน้า (รูปที่ 3.28) ซึ่งเป็นการถ่วงจังหวะแบบ echelon

ตัวแปรที่กำหนดให้  $\alpha = \theta = 75^\circ$  ส่วนค่า  $x = B$  และค่าสูตรเชิงประสมการณ์ของแบบอย่างผังหน้าระเบิดนี้

$$V_R = \left[ (x + 2S) \left( \frac{N}{3} - 1 \right) S + x^2 \right] L$$

เงื่อนไขของค่า  $S$  ในกรณีนี้ คือ เมื่อ  $L/B = 4.0$  หรือมากกว่า

$$S = 1.414 B = 1.414 (5.0) = 7.07 \text{ เมตร}$$

ดังนั้นใช้  $S = 7.0$  เมตร กับ 7.5 เมตร ดังนั้นจึงแทนค่า  $S$  เพื่อหาค่า  $V_R$  ในสมการข้างบน โดยให้ตัวแปร  $x = 5.0$  เมตร,  $N = 15$ ,  $L = 20$  เมตร

ผลของการแทนค่าทำให้ได้ค่าผลลัพธ์เป็นค่าตอบ 2 ค่า

$$V_R = \underline{12,540 \text{ ลบ.ม.}} \quad \text{ถ้าหาก } S = 7.0 \text{ เมตร}$$

$$V_R = \underline{14,000 \text{ ลบ.ม.}} \quad \text{ถ้าหาก } S = 7.5 \text{ เมตร}$$

## 2. ตารางประเมินผลของการออกแบบเหมืองหินหน้าอิสระ 2 หน้า

ถ้าหากจะทดลองแทนค่า  $B = 5.5$  เมตร แล้วหาค่าต่าง ๆ ตามเงื่อนไข โดยที่เริ่มต้นคำนวณใหม่ตั้งแต่ชั้นคอนกรีตที่ 4 หัวข้อย่อย ก) จนถึงหัวข้อย่อย จ) กับชั้นคอนกรีตที่ 5 หน้านี้ จะได้ค่าผลลัพธ์เป็นค่าตอบ  $V_R$  ใหม่ สำหรับแบบอย่างผังหน้าระเบิดเดียวกันนี้ (รูปที่ 3.28) เป็น 14,555 ลบ.ม. ถ้าหาก  $S = 7.5$  เมตร ซึ่งก็ยังคงค่าความคลาดเคลื่อนของ  $V_R$  อยู่ในเกณฑ์  $\pm 10\%$  เป็นระดับที่ยอมรับได้ ตารางที่ 3.4 เป็นตารางประเมินผลของการคำนวณดังกล่าว

ตาราง 3.4 ตัวอย่างการหาค่าปริมาตรหินแน่น เมื่อให้ความสูงหน้าเหมืองคงที่ 20 เมตร จำนวนหลุมเจาะคงที่ 15 หลุมเจาะ แบบอย่างผังหน้าระเบิดที่ใช้เป็นหน้าอิสระหน้าเดียว แต่รูปแบบการจตุระเปิดต่างเวลามีแบบอย่างต่างกัน

[หมายเหตุ: ตารางบนเป็นผลลัพธ์ค่าระยะมิติกับปริมาตรหินตามเงื่อนไข ตารางล่างเป็นผลลัพธ์ค่าระยะกับปริมาตรหินตามผังแบบอย่างการใช้แก๊สไฟฟ้าจังหวะต่างที่แตกต่างกันทั้ง 4 แบบ]

ระยะ B (เมตร)	ระยะ T (เมตร)	ระยะ J (เมตร)	ค่าคงที่ k (กิโลกรัม)	อัตราส่วน L/B	จำนวนหลุม		ปริมาตร, $V_R$ (ม. <sup>3</sup> )	
					ต่ำสุด	สูงสุด	ต่ำสุด	สูงสุด
5.0	3.5	1.5	480	4.00	15	18	13500	16000
5.5	4.0	1.5	467	3.64	15	18	13500	15567

ชนิดของผังหน้าเหมือง : หน้าอิสระ 2 หน้า ตัดกันเป็นมุม								
ข้อกำหนด	รูปที่ 3.28		รูปที่ 3.30		รูปที่ 3.32		รูปที่ 3.34	
	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)	ระยะ S (เมตร)	ปริมาตร, $V_R$ (ลบ.ม.)
5.0	7.0	12,540	7.0	13,327	7.0	10,521	10.0	14,121
	7.5	14,000	7.5	14,828	7.5	11,121	10.5	14,721
5.5	7.0	13,065	7.0	13,953	7.0	11,807	10.0	15,767
	7.5	14,555	7.5	15,489	7.5	12,467	10.5	16,427

## บทที่ 4

### โปรแกรมการออกแบบ หน้าต่างระเบิดหิน

โปรแกรมสำเร็จรูปที่นำเสนอในรายงานฉบับนี้ ถูกเขียนขึ้นมาเพื่อใช้คำนวณแบบจำลองผังหน้าต่างระเบิดในเหมืองหินแบบตัดตะพักเป็นขั้นบันได โดยพยายามให้ใช้ได้ตามเงื่อนไขที่กำหนดตามแบบจำลองทั้งสองชนิดดังที่ได้กล่าวไว้ในบทก่อนหน้า

#### 4.1 ลักษณะทั่วไปของโปรแกรมสำเร็จรูป BLAST DESIGN I

โปรแกรมการออกแบบระเบิดหินนี้ใช้กับแบบจำลองชุดแรก ที่ได้มีการอธิบายเงื่อนไขของการใช้สูตรเชิงประสพการณ์กับการแสดงตัวอย่างการคำนวณไว้แล้ว ในหัวข้อ 3.3 ถึง 3.6 บทที่ 3 โปรแกรมนี้เขียนด้วยภาษาเคลฟ ผู้ใช้สามารถเรียกไฟล์ BLAST 1. EXE ที่บรรจุไว้ในแผ่นดิสก์ที่แนบมาในหลังปรายงาน แล้วใส่ค่าข้อมูลดิบใส่ไปในเมนูหน้าจอคอมพิวเตอร์ เพื่อหาค่าผลลัพธ์ของจำนวนหลุมเจาะกับแบบอย่างผังหน้าต่างระเบิดที่ควรเลือกให้เหมาะสม

##### 4.1.1 รูปแบบหน้าจอของการใส่ข้อมูลเข้าในเมนู Blast Design I

หน้าจอของการป้อนข้อมูลเข้าในโปรแกรม ถูกจัดให้อยู่ในรูปแบบของเมนู เมื่อผู้ใช้เปิดไฟล์ BLAST 1. EXE จะปรากฏหน้าจอเป็นภาพกราฟิกของผังหน้าต่างระเบิดกับช่องเล็กบนหน้าจอให้ป้อนข้อมูลเข้า (input data) ก่อนคำนวณ ดังรูปที่ 4.1 หน้าถัดไป

ภาพที่ปรากฏบนหน้าจอ จะมีผังหน้าต่างระเบิด 3 รูปแบบ ได้แก่ ผังหน้าต่างอิสระหน้าเดียวเป็นแบบ Linear ส่วนผังหน้าต่างระเบิด 2 หน้า มี 2 รูปแบบ ได้แก่ แบบ Angle Corner กับ Square Corner

##### 4.1.2 เงื่อนไขกับขั้นตอนที่สำคัญในการคำนวณ

เงื่อนไขสำคัญในโปรแกรมก็เป็นแนวทางเดียวกันกับเงื่อนไขแบบจำลองชุดแรก ที่ได้อธิบายไว้แล้วในหัวข้อ 3.3.1 หน้า 21-22 บทที่ 3 เช่น ต้องการระเบิดหินประมาณ 15,000 ลบ.ม./ครั้ง ค่าความคลาดเคลื่อนไม่เกิน 10% เป็นต้น

**Input Data**

Linear     
  Angle Corner     
  Square Corner

Blast Hole Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, Kg/m <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, Kg/m <sup>3</sup>	2680
Drill Hole Slope, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, Kg/m <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m <sup>3</sup>	15,000	% Error of Volume	10

OK      Cancel

รูปที่ 4.1 หน้าจอแสดงการป้อนข้อมูลเข้าลงในโปรแกรม Blast Design I

สูตรเชิงประสพการณ์ ก็ใช้สมการที่ 3.1-3.7 หน้า 22-24 โดยการกำหนดค่าให้ค่าเพาเตอร์แฟกเตอร์แปรเปลี่ยนได้ มีผลทำให้ได้ค่าจำนวนหลุมเจาะสูงสุดเมื่อใช้วัตถุระเบิดในปริมาณสูง และได้ค่าจำนวนหลุมเจาะต่ำสุดเมื่อใช้วัตถุระเบิดในปริมาณน้อย

จากค่าของจำนวนหลุมเจาะมากหรือน้อยดังกล่าว นำมาหาค่าปริมาตรหินแน่น โดยมีข้อกำหนด 2 แนวทาง ได้แก่ ค่า  $N \geq 9$  เพื่อที่จะให้ตัวเลข 3 ทารลงตัว และให้ค่าของปริมาตรหินแน่นแตกต่างไม่เกิน 10% ดังนั้นปริมาตรหินแน่นจึงหาได้จากการแปรเปลี่ยนค่าจำนวนหลุมเจาะที่น้อยไปถึงมาก

ขั้นตอนของการเขียนโปรแกรมย่อยของการคำนวณ ใช้รูปแบบเดียวกับขั้นตอนในการคำนวณหน้า 25-26 จากนั้นโปรแกรมก็จะแสดงผังหน้าแบบอย่างที่เหมาะสมกับเงื่อนไขของ

การคำนวณ ถ้าหากผังหน้าระเบิดเหมาะสม ก็มีการแสดงรูปกราฟิกหน้าเหมืองไว้ แต่ ถ้าหากว่าผังหน้าระเบิดที่กำหนดไว้ไม่เหมาะสม ก็จะเขียนระบุเป็นภาษาอังกฤษไว้ เช่น "Angle Corner, Progressive Delays does not match the initial requirement conditions" เป็นต้น ดังนั้นจึงไม่ได้มีภาพกราฟิกแสดงไว้

#### 4.1.3 การนำเสนอตัวอย่างในโปรแกรมแบบจำลอง Blast Design I

ผู้วิจัยได้เลือกที่จะนำเสนอตัวอย่างในรายงานฉบับนี้ โดยใช้ค่าตัวเลขจากการคำนวณในตารางที่ 3.1 หน้า 43 ตารางที่ 3.2 หน้า 48 และรูปแบบซึ่งแสดงเพิ่มเติมในโปรแกรม แต่เพื่อไม่ให้เกิดผลซ้ำซ้อนกัน จึงใช้ค่า B เพียงค่าเดียว คือค่าของ  $B = 5.5$  เมตร โดยมีจุดมุ่งหมายจะให้ปริมาตรหินที่ใกล้เคียงกับค่า 15,000 ลบ.ม.

#### 4.1.4 การระบุค่าข้อมูลเข้ากับค่าผลลัพธ์ของแต่ละแบบอย่างผังหน้าระเบิด

ผังหน้าระเบิดได้แบ่งออกเป็น 2 ชุดหลัก ชุดแรกเป็นผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียวเกิดเป็นแนวเชิงเส้น (linear) ชุดที่สองเป็นผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระสองหน้าตัดกันเป็นมุม (angle corner) หรือเป็นมุมฉาก (square corner)

การระบุค่ากับการแสดงภาพกราฟิกของผังหน้าระเบิดจะแยกเป็น 1 หน้าต่อผัง โดยเรียงลำดับตามชุดหลักของผังหน้าระเบิด แต่ละหน้าด้านบนเป็นตารางข้อมูลเข้า ด้านล่างเป็นตารางผลลัพธ์ พร้อมกับการแสดงภาพกราฟิกผังหน้าเหมืองกับรูปแบบการถ่วงจังหวะที่แสดงลักษณะการใช้เวลาจุดระเบิด (initiation timing) ด้วยแก๊สไฟฟ้าถ่วงจังหวะ

ชุดแรกของผังหน้าระเบิดมีผังแบบอย่างหน้าระเบิด ที่นำเสนอในโปรแกรม 5 แบบ อยู่ในรูปที่ 4.2 - 4.6 หน้าที่ 79 - 83 ได้แก่ รูปที่ 4.2 การระเบิดตัดเป็นรูปตัววี (V-cut) หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉาก การถ่วงจังหวะก้ำกวด รูปที่ 4.3 การระเบิดตัดเป็นรูปตัววีหน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุม การถ่วงจังหวะก้ำกวด รูปที่ 4.4 การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง (box cut) หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉากใช้การถ่วงจังหวะก้ำกวด รูปที่ 4.5 การระเบิดตัดเป็นรูปกล่องหน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉากใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ และรูปที่ 4.6 การระเบิดตัดเป็นรูปกล่องหน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉากใช้การจุดระเบิดพร้อมกันที่เดียวในแถว

ชุดที่สองของผังหน้าระเบิดมีผังแบบอย่างหน้าระเบิด ที่นำเสนอในโปรแกรม 4 แบบ อยู่ในรูปที่ 4.7 - 4.10 หน้าที่ 84 - 87 ได้แก่ รูปที่ 4.7 การระเบิดตัดหน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉากใช้การถ่วงจังหวะเป็นแบบ echelon รูปที่ 4.8 การระเบิดตัดหน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมป้านใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon รูปที่ 4.9 การระเบิดตัดหน้าอิสระที่เปิดใหม่เป็นมุมป้านโดยใช้จุดระเบิดพร้อมกันที่เดียวในแถว และรูปที่ 4.10 การระเบิดตัดเป็นมุมป้านใช้การถ่วงจังหวะก้ำกวด

Blast Design

Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

Calculated Results

V Cut Square Corner, Progressive Delay  
does not match the initial requirement conditions.

รูปที่ 4.2 พังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสรระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปตัววี หน้าอิสรระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉาก แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า



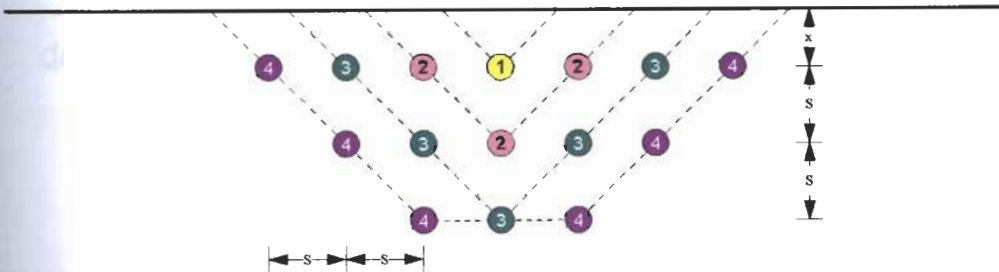
### Blast Design

#### Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

#### Calculated Results

##### V Cut Angle Corner, Progressive Delay



Burden (B), m.	5.5	Number of Rows	Fixed 3 Rows
First Row Burden (x), m.	5.5	Number of Holes	15
Spacing (S), m.	7.5	Total Volume of Rock, m. <sup>3</sup>	14,555
Stemming (T), m.	3.0	Total Weight of Explosive, kg.	7,410
Sub-Drilling (J), m.	1.5	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.51

**รูปที่ 4.3** ฟังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสรหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปตัววี หน้าอิสรที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมป้าน แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะก้าวหน้า

Blast DesignInput Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

Calculated Results

## Box Cut, Progressive Delays

does not match the initial requirement conditions.

รูปที่ 4.4 พังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสรระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดค้ดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสรระที่เปคิใหม่ค้ดกันเป็นมุมจากแถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจ้งหะก้าวน้ำ

Blast Design

Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

Calculated Results

Box Cut, Alternative Delays

does not match the initial requirement conditions.

รูปที่ 4.5 พังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสรระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสรระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉาก แกวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจ้งหะแบบสลับ

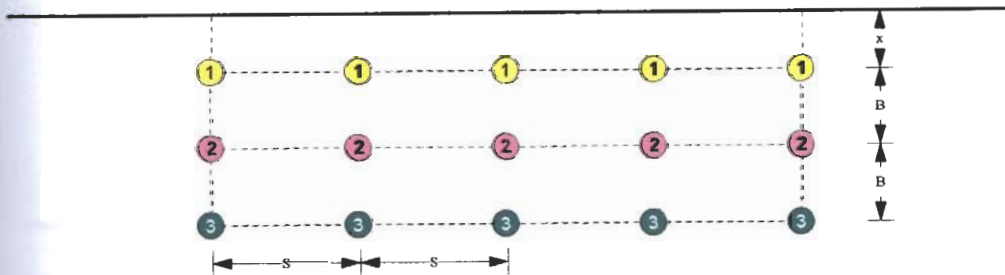
### Blast Design

#### Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, $\text{kg/m}^3$	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, $\text{kg/m}^3$	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, $\text{kg/m}^3$	820
Required Rock Volume, $\text{m}^3$	15,000	Percent Error of Volume	10

#### Calculated Results

##### Box Cut, Instantaneous Rows



Burden (B), m.	5.5	Number of Rows	Fixed 3 Rows
First Row Burden (x), m.	5.5	Number of Holes	15
Spacing (S), m.	10.5	Total Volume of Rock, $\text{m}^3$	13,860
Stemming (T), m.	3.0	Total Weight of Explosive, kg.	7,410
Sub-Drilling (J), m.	1.5	Powder Factor, $\text{kg/m}^3$	0.53

รูปที่ 4.6 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสรระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสรระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉาก แกวของแก๊บไฟฟ้าจุดระเบิดพร้อมกันที่เดียวในแถว

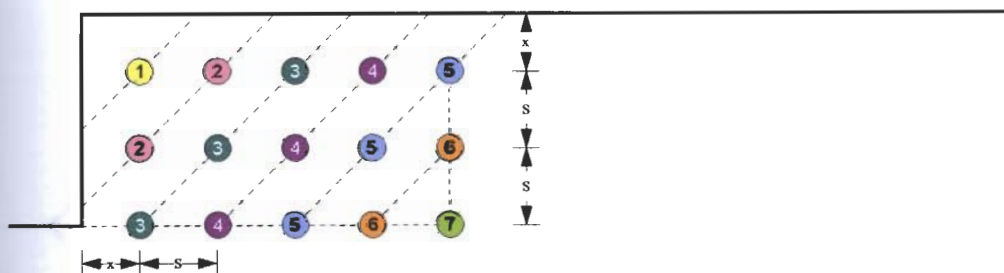
### Blast Design

#### Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

#### Calculated Results

##### Square Corner, Cut Fired on Echelon



Burden (B), m.	5.5	Number of Rows	Fixed 3 Rows
First Row Burden (x), m.	5.5	Number of Holes	15
Spacing (S), m.	7.5	Total Volume of Rock, m. <sup>3</sup>	14,555
Stemming (T), m.	3.0	Total Weight of Explosive, kg.	7,410
Sub-Drilling (J), m.	1.5	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.51

รูปที่ 4.7 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมจาก แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon

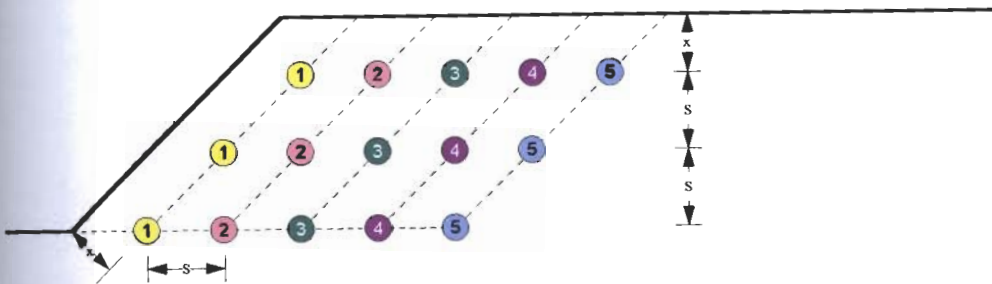
### Blast Design

#### Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

#### Calculated Results

##### Angle Corner, Fired on Echelon



Burden (B), m.	5.5	Number of Rows	Fixed 3 Rows
First Row Burden (x), m.	5.5	Number of Holes	15
Spacing (S), m.	7.5	Total Volume of Rock, m. <sup>3</sup>	15,489
Stemming (T), m.	3.0	Total Weight of Explosive, kg.	7,410
Sub-Drilling (J), m.	1.5	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.48

รูปที่ 4.8 ฟังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมบ้าน แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon

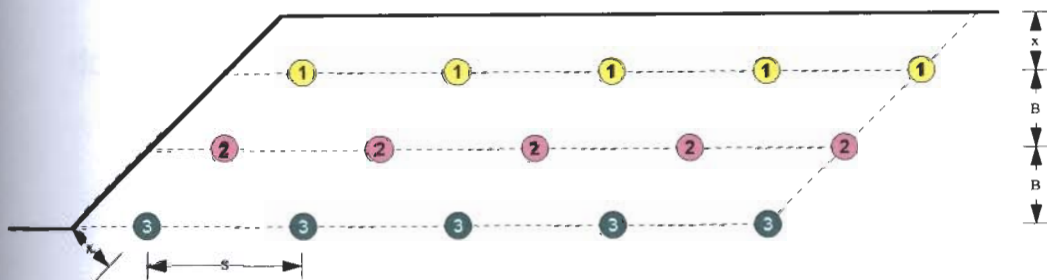
### Blast Design

#### Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

#### Calculated Results

##### Angle Corner, Instantaneous Rows



Burden (B), m.	5.0	Number of Rows	Fixed 3 Rows
First Row Burden (x), m.	5.0	Number of Holes	15
Spacing (S), m.	10.0	Total Volume of Rock, m. <sup>3</sup>	14,121
Stemming (T), m.	3.0	Total Weight of Explosive, kg.	7,410
Sub-Drilling (J), m.	1.5	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.52

รูปที่ 4.9 ฟังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมป้าน แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การระเบิดพร้อมกันที่เดียวในแถว

Blast Design

Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

Calculated Results

Angle Corner, Progressive Delays

does not match the initial requirement conditions.

รูปที่ 4.10 พังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมป้าน แลของแก๊ปไฟฟ้าใช้การถ่วงจ้งหะก้าวน้ำ



## 4.2 ลักษณะทั่วไปของโปรแกรมสำเร็จรูป BLAST DESIGN II

โปรแกรมการออกแบบระเบิดหินนี้ใช้กับแบบจำลองชุดสอง ที่ได้มีการอธิบายเงื่อนไขสำหรับการใช้สูตรเชิงประสบการณ์กับการแสดงตัวอย่างการคำนวณไว้แล้ว ในหัวข้อ 3.7 ถึง 3.10 บทที่ 3 ผู้ใช้สามารถเรียกไฟล์ BLAST 2. EXE ที่บรรจุไว้ในแผ่นดิสก์แล้วใช้ค่าข้อมูลคีย์ใส่ไปในเมนูหน้าจอ เพื่อหาค่าผลลัพธ์ของจำนวนหลุมเจาะกับแบบอย่างผังหน้าระเบิดที่ควรเลือกให้เหมาะสม

### 4.2.1 รูปแบบหน้าจอของการใส่ข้อมูลเข้าในเมนู Blast Design II

รูปแบบของหน้าจอเป็นการป้อนข้อมูลเข้าในเมนูโปรแกรม เมื่อผู้ใช้เริ่มเปิดไฟล์ BLAST 2. EXE ปรากฏภาพกราฟิกของผังหน้าเหมืองกับช่องเล็กบนหน้าจอ ให้ป้อนตัวเลขข้อมูลเข้าสำหรับการคำนวณ ดังแสดงไว้ในรูปที่ 4.11 ข้างล่าง

Parameter	Value	Parameter	Value
Bench Height, m	20	Explosive Type	AN-FO
Bench Slope, Degrees	75	Density of Explosive, Kg/m <sup>3</sup>	820
Drill Hole Slope, Degrees	75	Explosive Diameter, Inches	7.77 - 10.36
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Choose Blast Hole Diameter	7.875
Required Rock Volume, m <sup>3</sup>	15,000	% Error of Volume	10
Powder Factor, Kg/m <sup>3</sup>	0.45-0.55		
Rock Type	Limestone		
Density of Rock, Kg/m <sup>3</sup>	2,680		

รูปที่ 4.11 หน้าจอแสดงการป้อนข้อมูลเข้าลงในโปรแกรม Blast Design II

ภาพที่ปรากฏบนหน้าจอในส่วนที่เป็นโปรแกรม Blast Design II ที่เหมือนกับโปรแกรม Blast Design I ได้แก่การแสดงผลผังหน้าเหมือง 3 รูปแบบ เป็นผังหน้าอิสระหน้าเดียว ส่วนผังหน้าอิสระ 2 หน้าก็มี 2 รูปแบบ โดยมีภาพกราฟิกอย่างเดียวกัน

ในส่วนของความแตกต่างในการป้อนข้อมูลเข้าของ Blast Design I กับ II คือโปรแกรม Blast Design II มีการปรับปรุงเพิ่มช่องเมนูอีก 2 ช่อง [ช่องเมนู Blast Design I มี 12 ช่อง แต่ช่องเมนู Blast Design II มี 14 ช่อง]

ช่องเมนูที่มีเพิ่มขึ้นได้แก่ ค่าพิสัยขนาดเส้นผ่านศูนย์กลางวัตถุระเบิด ( $D_E$ ) กับช่องค่าเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะระเบิด ( $\phi$ ) ที่ถูกเลือก ซึ่งความที่ได้อธิบายขั้นตอนการวิเคราะห์หาค่าขนาดหลุมเจาะให้เหมาะสมกับความสูงในแนวตั้งของหน้าเหมือง และเพื่อเป็นการสะดวก ได้มีค่าขนาดหลุมเจาะที่ใช้กันทั่วไปในประเทศไทยแสดงไว้ให้เลือกได้ง่าย ถ้าหากต้องการใช้ขนาดหลุมเจาะนอกเหนือจากช่วงที่แนะนำ สามารถเลือกกดที่ในช่องสี่เหลี่ยมเล็ก ๆ ข้างล่างสุด ที่มีคำนิยามสำหรับช่องเมนูนี้ว่า "Use Blast Hole Diameter Out of Range"

#### 4.2.2 เงื่อนไขกับขั้นตอนที่สำคัญในการคำนวณ

เงื่อนไขสำคัญในโปรแกรม Blast Design II ของแบบจำลองชุดสองก็เป็นแนวทางเดียวกันกับเงื่อนไขแบบจำลองชุดแรก ที่ได้อธิบายไว้แล้วในหัวข้อ 3.3.1 หน้า 21-22 บทที่ 3 สูตรเชิงประสมการณ ก็ใช้สมการที่ 3.10 หน้า 49 ถึงสมการที่ 3.16 หน้า 53 บทที่ 3 ขั้นตอนที่สำคัญที่แตกต่างจากโปรแกรมเดิม (Blast Design I) ได้แก่ มีการเลือกใช้ขนาดหลุมเจาะระเบิดให้เหมาะสมกับความสูงหน้าเหมืองและค่าของอัตราส่วนความแข็งตึง ( $L/B$ ) ที่ถูกกำหนดค่าพิสัยไว้

#### 4.2.3 การนำเสนอตัวอย่างในโปรแกรมแบบจำลอง Blast Design II

ตัวอย่างของโปรแกรมแบบจำลอง Blast Design II ใช้แบบการคำนวณในตารางที่ 3.3 หน้า 72 ตารางที่ 3.4 หน้า 75 และใช้ค่า B เพียงค่าเดียว

#### 4.2.4 การระบุค่าข้อมูลเข้ากับค่าผลลัพธ์ของแต่ละแบบอย่างผังหน้าระเบิด

ผังหน้าระเบิดได้แบ่งออกเป็น 2 ชุดหลัก ชุดแรกเป็นผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียวเกิดเป็นแนวเชิงเส้น (linear) ชุดที่สองเป็นผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระสองหน้าตัดกันเป็นมุม (angle corner) หรือเป็นมุมฉาก (square corner)

ชุดแรกของผังหน้าระเบิดมีผังแบบอย่างหน้าระเบิด ที่นำเสนอในโปรแกรม 5 แบบ อยู่ในรูปที่ 4.12 - 4.16 หน้าที่ 90 - 94 ชุดที่สองของผังหน้าระเบิดมีผังแบบอย่างหน้าระเบิด ที่นำเสนอในโปรแกรม 4 แบบ อยู่ในรูปที่ 4.17 - 4.20 หน้าที่ 95 - 98

Blast Design

Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

Calculated Results

V Cut Square Corner, Progressive Delay

does not match the initial requirement conditions.

รูปที่ 4.12 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสรระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปตัววี หน้าอิสรระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉาก แถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจ้งหะก้าวหน้า

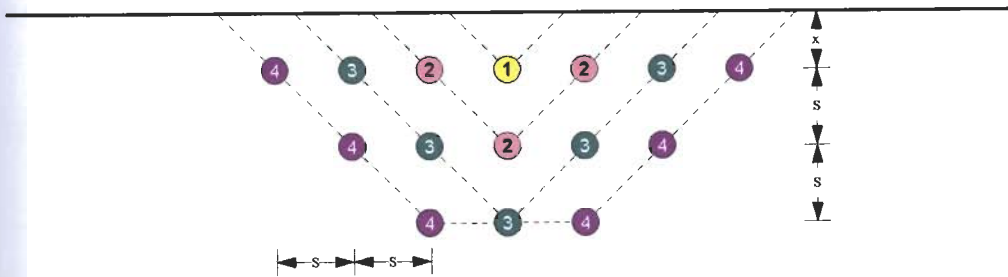
### Blast Design

#### Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

#### Calculated Results

##### V Cut Angle Corner, Progressive Delay



Burden (B), m.	5.5	Number of Rows	Fixed 3 Rows
First Row Burden (x), m.	5.5	Number of Holes	15
Spacing (S), m.	7.5	Total Volume of Rock, m. <sup>3</sup>	14,555
Stemming (T), m.	4.0	Total Weight of Explosive, kg.	7,350
Sub-Drilling (J), m.	1.5	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.50

รูปที่ 4.13 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปตัววี หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมป้าน แลวงของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจ้งหะก้าวหน้า

Blast Design

Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

Calculated Results

**Box Cut, Progressive Delays**

does not match the initial requirement conditions.

รูปที่ 4.14 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสรระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสรระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมจากแถวของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจ้งหะก้าวหน้า

Blast Design

Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

Calculated Results

Box Cut, Alternative Delays

does not match the initial requirement conditions.

รูปที่ 4.15 พังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสรระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสรระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉาก แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะแบบสลับ

Blast Design

Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

Calculated Results

**Box Cut, Instantaneous Rows**

does not match the initial requirement conditions.

รูปที่ 4.16 พังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสรระหน้าเดียวเป็นแนวเชิงเส้น การระเบิดตัดเป็นรูปกล่อง หน้าอิสรระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมฉาก แฉาของแก๊บไฟฟ้าจุดระเบิดพร้อมกันที่เดียวในแถว

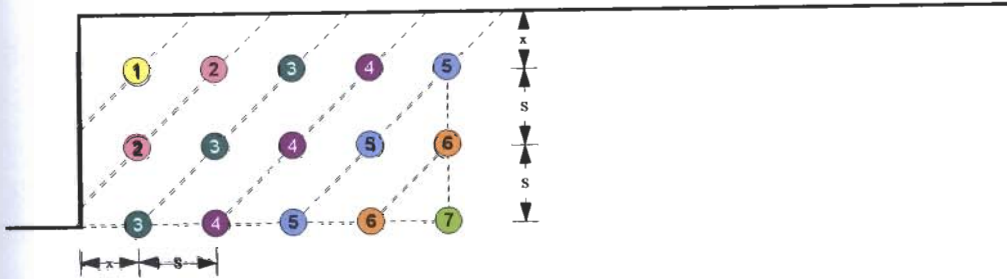
### Blast Design

#### Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

#### Calculated Results

Square Corner, Cut Fired on Echelon



Burden (B), m.	5.5	Number of Rows	Fixed 3 Rows
First Row Burden (x), m.	5.5	Number of Holes	15
Spacing (S), m.	7.5	Total Volume of Rock, m. <sup>3</sup>	14,555
Stemming (T), m.	4.0	Total Weight of Explosive, kg.	7,350
Sub-Drilling (J), m.	1.5	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.50

รูปที่ 4.17 ผังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมจาก แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon



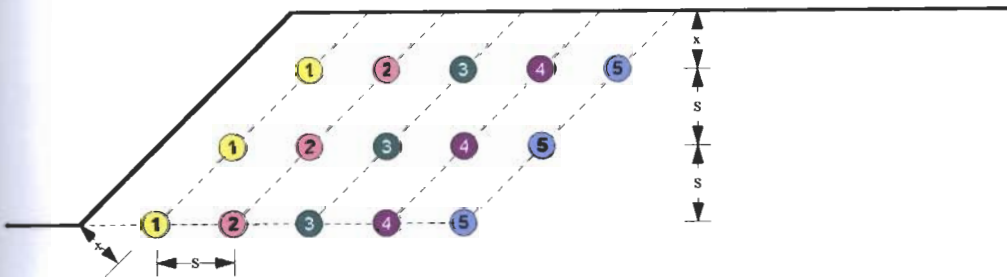
### Blast Design

#### Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

#### Calculated Results

##### Angle Corner, Fired on Echelon



Burden (B), m.	5.5	Number of Rows	Fixed 3 Rows
First Row Burden (x), m.	5.5	Number of Holes	15
Spacing (S), m.	7.5	Total Volume of Rock, m. <sup>3</sup>	15,489
Stemming (T), m.	4.0	Total Weight of Explosive, kg.	7,350
Sub-Drilling (J), m.	1.5	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.47

รูปที่ 4.18 พังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมป้าน แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การถ่วงจังหวะแบบ echelon

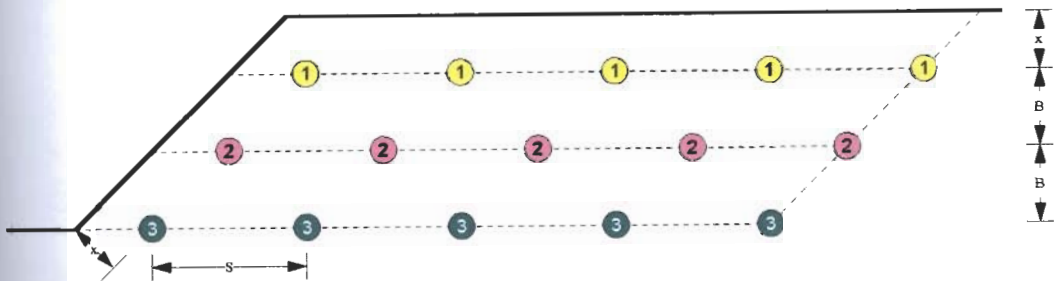
## Blast Design

### Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

### Calculated Results

#### Angle Corner, Instantaneous Rows



Burden (B), m.	5.0	Number of Rows	Fixed 3 Rows
First Row Burden (x), m.	5.0	Number of Holes	15
Spacing (S), m.	10.0	Total Volume of Rock, m. <sup>3</sup>	14,121
Stemming (T), m.	3.5	Total Weight of Explosive, kg.	7,305
Sub-Drilling (J), m.	1.5	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.52

รูปที่ 4.19 ฟังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมข้าม แถวของแท่งไฟฟ้าใช้การระเบิดพร้อมกันที่เดียวในแถว

Blast Design

Input Data

Explosive Diameter, Inches	7.875	Powder Factor, kg/m. <sup>3</sup>	0.45-0.55
Bench Height, m.	20	Rock Type	Limestone
Bench Slope, Degrees	75	Density of Rock, kg/m. <sup>3</sup>	2,680
Drill Hole Inclination, Degrees	75	Explosive Type	AN-FO
Number of Rows	Fixed 3 Rows	Density of Explosive, kg/m. <sup>3</sup>	820
Required Rock Volume, m. <sup>3</sup>	15,000	Percent Error of Volume	10

Calculated Results

Angle Corner, Progressive Delays

does not match the initial requirement conditions.

รูปที่ 4.20 พังหน้าระเบิดที่มีหน้าอิสระ 2 หน้าตัดกันเป็นมุม การระเบิดให้หน้าอิสระที่เปิดใหม่ตัดกันเป็นมุมป้าน และของแก๊บไฟฟ้าใช้การถ่วงจ้งหะก้าวหน้า

#### 4.3 ข้อเสนอแนะเพิ่มเติมสำหรับการออกแบบผังหน้างานระเบิดหิน

ในส่วนหลักของรายงานฉบับสมบูรณ์นี้ ส่วนแรกเป็นการออกแบบหน้างานระเบิดหินแบบขั้นบันได มีการนำเสนอตั้งแต่บทต้น ๆ เป็นต้นมา จนถึงหัวข้อ 4.2 บทนี้ ยังมีประเด็นที่ควรเสนอแนะ เพื่อเป็นการตรวจสอบประสิทธิภาพของงานระเบิดหินและผลกระทบในเชิงสิ่งแวดล้อมกับเชิงค่าใช้จ่ายที่อาจมากเกินไป

ประเด็นหลักที่ควรมีการตรวจสอบเพื่อเป็นขั้นนี้ ได้แก่ ปริมาณของการใช้วัตถุระเบิดในการระเบิดหินแต่ละครั้ง ซึ่งในเชิงการออกแบบเป็นค่าน้ำหนักวัตถุสูงสุดต่อจังหวะถ่วง (maximum charge weight per delay) ปกติใช้สัญลักษณ์เป็น  $W$  มีหน่วยเป็น ปอนด์ต่อจังหวะถ่วง หรือกิโลกรัมต่อจังหวะถ่วง ค่าของปริมาณการใช้วัตถุระเบิดนี้เป็นค่าพื้นฐานในการคำนวณค่าการสเกลระยะทางด้วยรากกำลังสอง (square root scaled distance) ที่ใช้ในการประเมินผลการสั่นสะเทือนเนื่องจากการระเบิดหิน

จากการบันทึกข้อมูลภาคสนามของการสั่นสะเทือน ที่มีการตรวจสอบโดยทีมงานวิจัยของหัวหน้าโครงการ ทั้งในส่วนข้อมูลดิบของงานวิจัยที่เสร็จสิ้นไปแล้ว (คู่มือหัวข้องานวิจัยที่เสร็จสิ้นไปแล้วในส่วนเอกสารอ้างอิง) กับในส่วนข้อมูลดิบของงานวิจัยโครงการนี้ โดยเฉพาะ มีผลลัพธ์ของค่าเฉลี่ย (mean) น้ำหนักวัตถุระเบิดต่อจังหวะถ่วง ( $W$ ) กับค่าการสเกลระยะทาง ( $D_s$ ) สำหรับเหมืองหินหลายชนิดในตารางที่ 4.1 ข้างล่าง

ตารางที่ 4.1 ผลลัพธ์ค่าเฉลี่ย จากการตรวจวัดภาคสนามการสั่นสะเทือนของเหมืองหินหลายชนิดในประเทศไทย ตั้งแต่ปี 2539-2541

ประเภทเหมืองหิน	ค่าเฉลี่ย (mean)		
	น้ำหนักวัตถุระเบิดต่อจังหวะถ่วง, $W$ (กก.)	ระยะทาง, $D$ (เมตร)	สเกลระยะทางรากกำลังสอง, $D_s$ (เมตร/กก. <sup>1/2</sup> )
เขต 1 เหมืองหินปูน(ปูนซีเมนต์)	464.86	251.18	11.65
เขต 2 เหมืองหินปูน(หินก่อสร้าง)	753.93	158.86	5.79
เขต 3 เหมืองหินแกรนิต	527.12	265.00	11.54
เขต 4 เหมืองหินบะซอลต์	286.92	287.96	17.00

ข้อเสนอแนะสำหรับการออกแบบขั้นคอนสตรัคทีฟของการระเบิดหินแบบขั้นบันได ได้แก่ การตรวจสอบค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดต่อจังหวะถ่วง,  $W$  ที่คำนวณด้วยเครื่องคิดเลขหรือจาก

ผลลัพธ์ที่โปรแกรมระบุ ในกรณีที่มีบริเวณใกล้ที่ตั้งหน้าเหมืองมีชุมชนหนาแน่น หรือใกล้กับโบราณสถาน ในเชิงอนุรักษ์ควรลดค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดต่อจังหวัด่วงลงเท่าที่สามารถจะทำให้ได้ค่ามาตรฐานความปลอดภัยที่เป็นข้อเสนอของ Office of Mines, U.S.A. ได้ ถูกคัดลอกและแปลงหน่วยในระบบ S.I. ไว้ใน 2 ตารางข้างล่าง

ตารางที่ 4.2 เป็นระยะทางความปลอดภัยเมื่อคำนึงถึงค่าของความเร็วอนุภาคสูงสุดสุดอย่างเดี่ยว ตารางที่ 4.3 เป็นค่าระยะทางความปลอดภัย เมื่อคำนึงถึงค่าการสเกลน้ำหนัวัตถุระเบิดสูงสุดต่อจังหวัด่วงด้วยรากลกำลังสอง

ตารางที่ 4.2 มาตรฐานความปลอดภัยของการสันเสเทือนจากความเร็วอนุภาคสูงสุด

ระยะทาง (เมตร)	ความเร็วอนุภาคสูงสุด (มม./วินาที)
0 - 100	31.8
101 - 1,500	25.4
มากกว่า 1,500	19.0

ตารางที่ 4.3 มาตรฐานความปลอดภัยของการสันเสเทือนจากการสเกลรากลกำลังสอง

ระยะทาง (เมตร)	ค่าสเกลระยะทางรากลกำลังสอง [(เมตร)/(กก.) <sup>1/2</sup> ]
0 - 100	22.6
101 - 1,500	24.9
มากกว่า 1,500	29.4

จากการสังเกตการณ์ผลลัพธ์ที่ตรวจวัดจริงภาคสนามปรากฏว่า ค่าที่ระดับที่ระบุในตารางที่ 4.1 หน้า 99 ไม่เคยก่อให้เกิดความเสียหายต่ออาคารบ้านเรือนหรือเป็นอันตรายต่อชุมชน

ในทางการออกแบบที่ดี เมื่อผู้ใช้แบบจำลองชุดแรกหรือแบบจำลองชุดสองได้ตรวจสอบแล้วว่า ค่าของ W สูงเกินค่าเฉลี่ยในตารางที่ 4.1 ประมาณ 10-20 % แต่ค่าการสเกลระยะทางด้วยรากลกำลังสองยังอยู่ในระดับไม่เกินมาตรฐาน (ดูจากตารางที่ 4.3) อาจไม่มีความจำเป็นต้องปรับค่าของ W ใหม่ ในกรณีที่จำเป็นอาจทำการคำนวณหาค่า W ใหม่ โดยการป้อนข้อมูลเข้าสู่คใหม่ไปในโปรแกรม

## บทที่ 5

### การประเมินผลกระทบเชิงสถิติ ของการสั่นสะเทือน

การศึกษาในเรื่องผลกระทบจากตัวแปรของงานระเบิดหิน เป็นเนื้อหาหลักส่วนที่สองของรายงานฉบับสมบูรณ์ การศึกษาในส่วนนี้ช่วยทำให้งานโครงการนี้มีความสมบูรณ์มากขึ้น แนวทางหลักมีการทบทวนการใช้สถิติวิเคราะห์ตัวแปรผลกระทบในเรื่องต่าง ๆ ไว้

สำหรับเนื้อหาที่มีการอธิบายไว้ในบทนี้ เป็นการศึกษาผลกระทบจากการสั่นสะเทือนอันเนื่องมาจากการระเบิดหิน เพื่อหาความน่าจะเป็นของโอกาสที่จะก่อให้เกิดความเสียหายต่อสิ่งก่อสร้าง ตลอดจนระดับที่สามารถระบุค่าตัวแปรการสั่นสะเทือนที่อาจก่อให้เกิดอันตราย การใช้ค่าตัวเลขเชิงสถิติของโอกาสความเป็นไปได้เพื่อเป็นการเปรียบเทียบผลลัพธ์ ระหว่างการวิเคราะห์ผลการตรวจวัดของต่างประเทศกับการตรวจวัดในประเทศ

#### 5.1 การทบทวนผลการวิเคราะห์ที่ได้จากการตรวจวัดในต่างประเทศ

ในปี ค.ศ. 1960 - 1980 ทางหน่วยงาน U.S. Bureau of Mines ได้มีการศึกษาเพิ่มเติมในหัวข้อผลกระทบของการสั่นสะเทือนที่มีต่อบ้านเรือนที่อยู่อาศัย โดยมีการเผยแพร่เอกสารกับรายงานการศึกษาหลายฉบับ ส่วนเอกสารอ้างอิงที่สำคัญและผู้วิจัยใช้เป็นแนวทาง ในการหาค่าความสัมพันธ์ของการประเมินผลการสั่นสะเทือน ได้แก่ U.S. Bureau of Mines, R.I. No. 5968 (1962) กับ R.I. No. 8507 (1980)

##### 5.1.1 การสรุปผลเรื่องตัวแปรที่เหมาะสมจะเป็นเกณฑ์ค่าดัชนีของความเสียหาย

Duvall and Fogelson (1962) ได้สรุปผลจากงานวิจัยประมาณ 40 โครงการในช่วงแรกของการศึกษาวิจัยพบว่า ตัวแปรของการสั่นสะเทือนบนพื้นผิวดิน (ground vibration) ที่จัดเป็นค่าดัชนีของความเสียหายต่ออาคารโครงสร้างอยู่ 3 ตัวแปร ได้แก่ การเปลี่ยนตำแหน่ง (displacement) ของอนุภาค ความเร็ว (velocity) ของอนุภาค และความเร่ง (acceleration) ของอนุภาค ซึ่งต่อมาการวิจัยช่วงหลังพบว่า ตัวแปรที่เป็นดัชนีความเสียหายมีเพิ่มขึ้นอีก 1 ตัวแปร คือค่าความถี่ (frequency)

### 5.1.2 เกณฑ์ในการกำหนดขีดจำกัดเรื่องความเสียหายต่อโครงสร้าง

ปัญหาหลักในเรื่องการเลือกตัวแปรใดตัวแปรหนึ่งให้เป็นค่าเกณฑ์ในการกำหนดความเสียหายต่ออาคารโครงสร้าง ขึ้นอยู่กับว่าข้อมูลคิปลผลกระทบตัวแปรใดมีเปอร์เซ็นต์ความไว้วางใจหรือความเชื่อถือได้ (reliability) มากกว่าอีกตัวแปรหนึ่ง

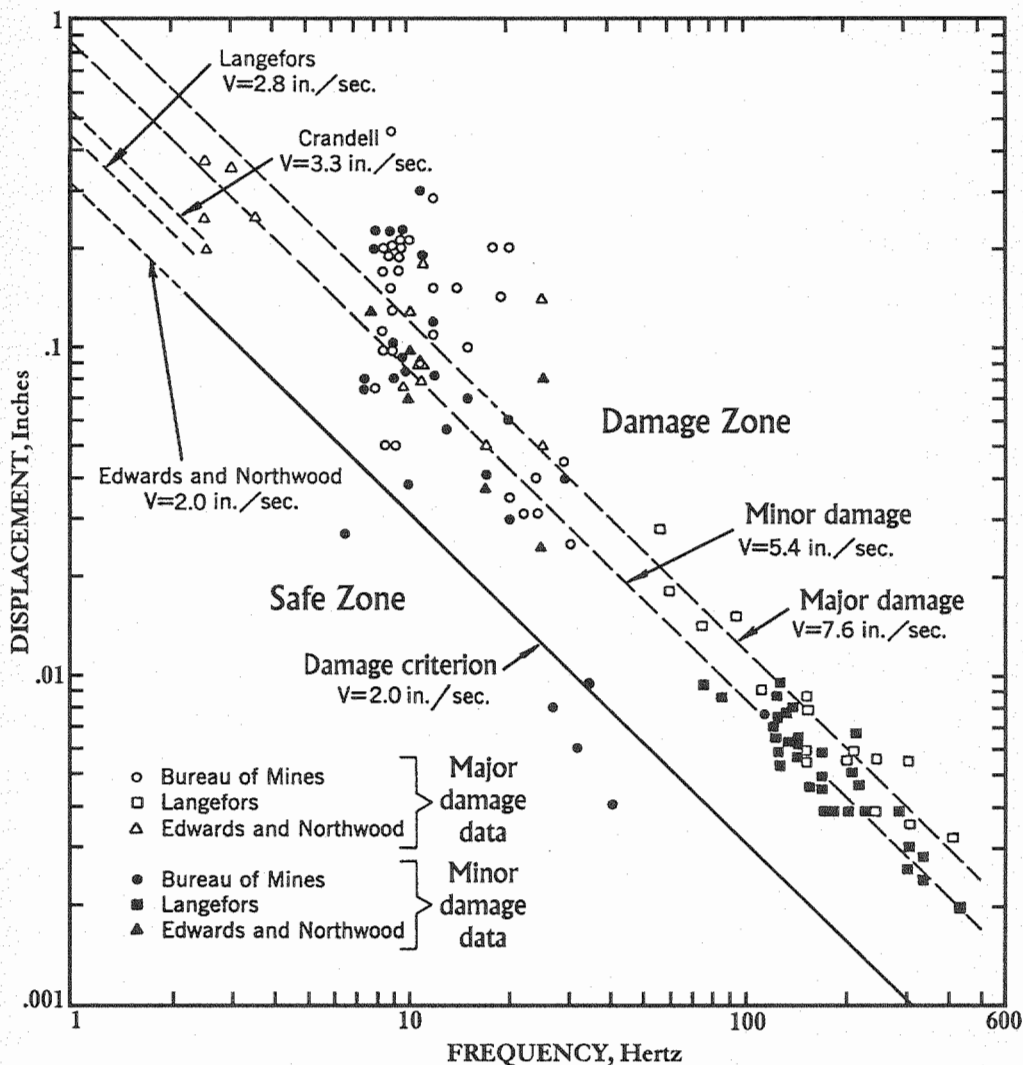
จากผลสรุปในรายงานของ Duvall and Fogelson (ดูรูปที่ 5.1 หน้า 103) ระดับขั้นของความเสียหาย (degrees of damage) มีทั้งหมด 3 ระดับขั้น ได้แก่ ขีดจำกัดของความเสียหาย (threshold limit) เป็นระดับขั้นแรกก่อนที่จะเกิดความเสียหายต่อโครงสร้างสิ่งก่อสร้าง ระดับขั้นที่สองเป็นความเสียหายเพียงเล็กน้อย (minor damage) โครงสร้างเพียงแต่เกิดรอยแตกร้าวแต่ไม่ถึงกับพังทลาย ระดับขั้นที่สามเป็นความเสียหายหนัก (major damage) โครงสร้างเสียหายจนมีผลต่อเสถียรภาพของระบบ

ผลการสรุปของความเสียหายจากรายงานใน R.I. 5968 ความเสียหายที่มีต่ออาคารโครงสร้างขึ้นอยู่กับขนาด (magnitude) ของความเร็วอนุภาคที่เคลื่อนเดินทางผ่านบนพื้นผิวดินที่อาคารที่อยู่อาศัยนั้นตั้งอยู่ ค่าเฉลี่ยตัวเลขที่ระบุเป็นขนาดคลื่นที่มีผลก่อให้เกิดความเสียหายเล็กน้อย คือ 5.4 นิ้วต่อวินาที ส่วนค่าเฉลี่ยขนาดคลื่นที่ก่อให้เกิดความเสียหายมาก (major damage) คือ 7.6 นิ้วต่อวินาที ถ้าหากวิเคราะห์กลุ่มข้อมูลคิปลที่มีการกระจายค่าไปได้หลายค่า จะได้ผลสรุปว่า คลื่นระเบิดที่มีค่าตรวจวัดขนาดสูงกว่า 2 นิ้วต่อวินาที มีเปอร์เซ็นต์โอกาสความน่าจะเป็นปานกลาง (fair probability) ในการก่อให้เกิดความเสียหาย ในขณะที่คลื่นระเบิดที่มีค่าตรวจวัดขนาดต่ำกว่า 2 นิ้วต่อวินาที มีเปอร์เซ็นต์โอกาสความน่าจะเป็นต่ำมาก (very low probability) ในการก่อให้เกิดความเสียหาย

ดังนั้นจึงมีข้อเสนอแนะเพื่อเป็นเกณฑ์ในการจัดระดับขั้นของการสันสะเทือน ในกรณีที่เป็นที่อยู่อาศัยที่มีความสูงปกติไม่เกิน 3 ชั้น โดยไม่คำนึงถึงว่ามีฐานรากตั้งอยู่บนชั้นดินหรือชั้นหิน เมื่อต้องการให้เกิดความปลอดภัยจากการระเบิดหินควรควบคุมให้ระดับความเร็วอนุภาคที่จะผ่านบนพื้นผิวของฐานรากมี ค่าต่ำกว่า 2 นิ้วต่อวินาที

### 5.2 การทบทวนผลการวิเคราะห์ของตัวแปรที่มีต่อการสันสะเทือน

การทบทวนผลการประเมินผลข้อมูลภาคสนามเชิงสถิตินี้ ใช้รายงานของ U.S. Bureau of Mines, R.I. 8507 เป็นรายงานหลัก ซึ่งมีการรวบรวมจากงานวิจัยหลายแหล่งที่มีผลการตรวจวัดการเกิดความเสียหายภาคสนาม ก็มีการแสดงแนวทางการวิเคราะห์ผลลัพธ์ของการสันสะเทือนไว้อย่างสมบูรณ์ ผู้วิจัยจึงได้สรุปเนื้อหาหลักกับแนวทางที่ใช้วิเคราะห์ไว้ในหัวข้อนี้เพื่อใช้อ้างอิงต่อไป



รูปที่ 5.1 เกณฑ์ที่เป็นข้อกำหนด ในการจัดอันดับขึ้นความเสี่ยงที่เกิดจากคลื่นระเบิด เดินทางผ่านพื้นผิวฐานรากของสิ่งก่อสร้าง ตัวแปรที่ใช้การวิเคราะห์ผลใน รูปนี้มี 3 ชนิด ขอบเขตความเสียหายที่ระบุได้จึงขึ้นอยู่กับค่าความสัมพันธ์ ดังกล่าว (คัดลอกจาก Duvall and Fogelson, 1962, หน้า 15)



### 5.2.1 วิธีการหลักที่ใช้ในการวิเคราะห์ตัวแปรเชิงสถิติ

วิธีการหลักที่ผลงานในเอกสาร R.I. 8507 ใช้ในการวิเคราะห์ตัวแปรหลัก และมีการทดลองใช้กับข้อมูลคิภาคสนามของการตรวจวัดในประเทศไทย คือ

1. วิธีการแรก เป็นการหาค่าข้อมูลเชิงสถิติของผลลัพธ์ค่าเฉลี่ยกับผลลัพธ์ค่าความแปรปรวน (mean and variance analysis) ในการตรวจวัดการสั่นสะเทือน โดยใช้วิธีการถดถอยเชิงเส้น (linear regression) ตามปกติจะสมมุติให้ข้อมูลตัวแปรสุ่มที่วิเคราะห์มีการกระจายค่าแบบปกติ (normal distribution)

2. วิธีการที่สอง เป็นการหาค่าข้อมูลเชิงสถิติของผลลัพธ์เปอร์เซ็นต์โอกาสความน่าจะเป็น (probability analysis) ของตัวแปรสุ่ม ที่อาจก่อให้เกิดความเสียหายโดยใช้การหาเปอร์เซ็นต์ของความเร็วอนุภาคค่าสุดที่จะอยู่ในตำแหน่งเกินช่วงความเชื่อมั่นสำหรับข้อมูลตัวแปรสุ่มในการหาความน่าจะเป็น มักจะสมมุติให้มีการกระจายค่าแบบลอการิทึมปกติ (log normal distribution)

การที่ต้องมีการวิเคราะห์ข้อมูลคิภาคที่ระบุในรายงาน R.I. 8507 ซ้ำเพื่อเป็นการยืนยันว่าคณะทำงาน U.S. Bureau of Mines มีการนำเสนอมีค่าตัวเลขเชิงสถิติที่ถูกต้อง ก่อนที่จะทดลองใช้วิธีการเดียวกับข้อมูลคิภาคของประเทศไทย

### 5.2.2 การจำแนกเขตของตัวแปรงานระเบิดหินที่ก่อให้เกิดความเสียหาย

ก่อนที่ข้อมูลคิภาคการตรวจวัดต่าง ๆ จะสามารถนำมาเปรียบเทียบกันได้ จำเป็นต้องมีความแน่ใจว่าวิธีการตรวจวัดเหมือนกัน และงานภาคสนามเหล่านั้นนั้นมีเป้าหมายและมีจุดประสงค์ไปในแนวทางเดียวกัน การศึกษาของ U.S. Bureau of Mines ได้ข้อมูลของการตรวจวัดส่วนใหญ่มาจากการระเบิดเหมืองถ่านหินบนพื้นผิวดินที่มีขนาดใหญ่ จากนั้นก็พยายามหาค่าสหสัมพันธ์ (correlation value) ระหว่างความเสียหายที่มีต่อผนังบ้านพื้นบ้านหรือกระจกหน้าต่าง เขตข้อมูลคิภาคที่แตกต่างกันสามารถแยกได้เป็น 7 เขต คือ

เขตที่ 1 เป็นข้อมูลคิภาคการสั่นสะเทือนที่มีค่าความถี่ต่ำ (low frequency) ทดลองในมวลดินที่เกิดจากธารน้ำแข็งกระทำ (glacial till) แล้วหาผลกระทบต่อผนังบ้าน

เขตที่ 2 เป็นข้อมูลคิภาคการสั่นสะเทือนที่มีค่าความถี่ต่ำ (low frequency) ทดลองในมวลดิน หาผลกระทบต่อบ้านเรือน บางส่วนเป็นข้อมูลเขตที่ 1 ร่วมด้วย

เขตที่ 3 เป็นข้อมูลคิภาคการสั่นสะเทือนที่มีค่าความถี่ต่ำ (low frequency) ทดลองในมวลดิน และในห้องปฏิบัติการที่ใช้เครื่องสั่นเขย่า (shaker machine) หาผลกระทบต่อโครงสร้างบ้านเรือนและผนังบ้าน

เขตที่ 4 เป็นข้อมูลคิภาคการสั่นสะเทือนที่มีค่าความถี่ต่ำ (low frequency) ทดลองในมวลดินและมวลหิน บางส่วนเป็นข้อมูลในเขตที่ 3 และบางส่วนเป็นผลการทดลองใหม่ใน U.S. Bureau of Mines, R.I. 8507

เขตที่ 5 เป็นข้อมูลดิบการสั่นสะเทือนที่มีค่าความถี่ต่ำ (low frequency) ทดลองในมวลดินและมวลหิน บางส่วนเป็นข้อมูลในเขตที่ 4 และบางส่วนเป็นผลการทดลองใหม่เพื่อหาผลกระทบเพิ่มสำหรับโครงสร้างหินก่อสร้าง (masonry)

เขตที่ 6 เป็นข้อมูลดิบการหาผลกระทบจากการสั่นสะเทือนที่มีค่าความถี่สูง (high frequency)

เขตที่ 7 เป็นการรวบรวมข้อมูลดิบที่คัดเลือกมาวิเคราะห์ ข้อมูลดิบเหล่านี้เป็นข้อมูลตั้งแต่เขตที่ 1 ถึงเขตที่ 6

### 5.2.3 ชนิดของความเสียหายตามแนวทางของ U.S. Bureau of Mines

การที่ระบุชนิดเหตุการณ์ของความเสียหาย (damage) ได้ นั้น ต้องมีนิยามกำกับไว้ด้วย เพื่อสามารถอธิบายได้กับข้อมูลดิบของ Bureau of Mines ที่มี 3 ประเภท

1. ขีดเริ่มเกิดความเสียหาย (threshold limit) เป็นขีดเริ่มเปลี่ยนของเหตุการณ์ที่อาจมีความเสียหายต่อวัตถุหรือโครงสร้างอาคารบ้านเรือน

ลักษณะที่พบเป็นความเสียหายระดับนี้ ได้แก่ สีทพ่นงหลุด ปูนปลาสเตอร์มีรอยแตก ร้าวตรงรอยข้อต่อ (joint) รอยแตกร้าวเดิมมีแนวขยายยาวมากขึ้น

2. ขีดจำกัดความเสียหายเล็กน้อย (minor damage limit) เป็นขีดจำกัดที่พบความเสียหายในลักษณะที่ ปูนปลาสเตอร์มีรอยแตกร้าวและหลุดล่อน รอยแตกร้าวพบในส่วนที่เป็นเนื้ออิฐฉาบปูน (masonry) ขนาดประมาณ 3 มม. พบว่าปูนสอ (mortar) ที่เกาะกันอย่างหลวม ๆ หลุดล่อนลงมาด้วย

3. ขีดจำกัดความเสียหายมากหรือเสียหายหนัก (major damage limit) เป็นขีดจำกัดที่พบความเสียหายในลักษณะที่ มีรอยแตกร้าวพบในผนังบ้านเป็นระยะยาวหลายมิลลิเมตร บริเวณที่เป็นห้องเก็บของเพดานโค้ง (vault) มีรอยแตกแยกเปิดให้เห็นระยะห่างชัดเจน โครงสร้างที่เป็นงานก่ออิฐฉาบปูนมีการแตกหลุดออกจากกัน (เช่น ปล่องควัน) ความเสียหายอื่นที่พบมีผลทำให้เกิดความล้าต่อโครงสร้าง และรับน้ำหนักบรรทุกลดน้อยลง

### 5.3 วิธีการที่ใช้ในการวิเคราะห์ค่าจากข้อมูลดิบความเสียหาย

การวิเคราะห์ข้อมูลดิบเชิงสถิติ มีแนวทางที่ U.S. Bureau of Mines ใช้อยู่ 2 แบบ ได้แก่ วิธีการหาค่าเฉลี่ยกับความแปรปรวน กับวิธีการหาค่าความน่าจะเป็น

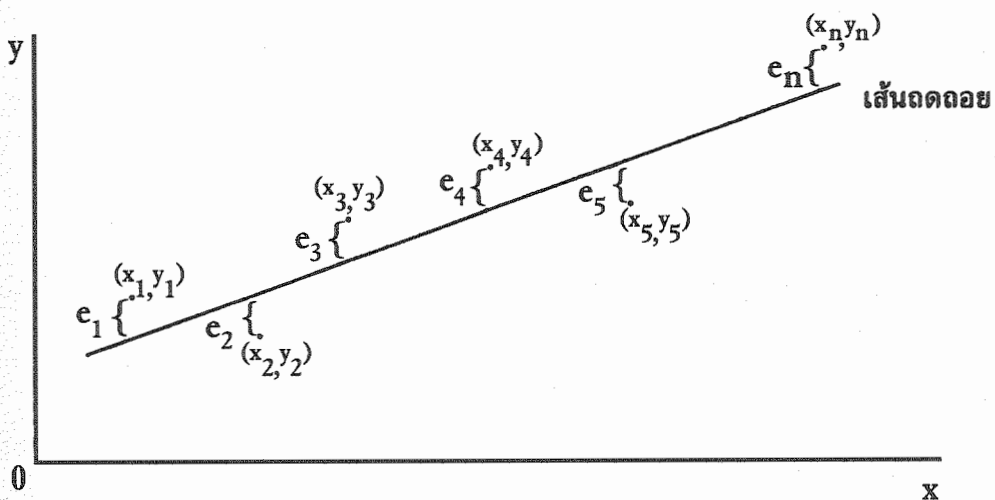
#### 5.3.1 หลักการทั่วไปในการหาค่าเชิงสถิติ

แนวทางสั้น ๆ ที่บรรยายไว้ในหัวข้อนี้ เป็นหลักการทั่วไป และสมมุติฐานที่นำมาใช้เพื่อหาค่าเชิงสถิติจากข้อมูลดิบภาคสนามที่ทางคณะผู้วิจัยของ U.S. Bureau of Mines

ได้นำมาใช้หาค่าเฉลี่ยจากวิธีของสมการถดถอยเชิงเส้น และงานวิจัยโครงการนี้จะนำข้อมูลคิบบภาคสนามมาวิเคราะห์ในรูปแบบเดียวกัน หลักการที่สำคัญได้ระบุไว้ในหัวข้อย่อยคือ

### 1. สมการการถดถอยที่ใช้วิธีกำลังสองน้อยที่สุด

วิธีการที่จะกล่าวในหัวข้อย่อยนี้จนถึงหัวข้อย่อย ข้อ 2. เป็นการประยุกต์การหาค่าเชิงสถิติ โดยใช้วิธีกำลังสองน้อยที่สุด (least squares method) เพื่อหาค่าสมการถดถอยเชิงเส้น (regression equation) ของข้อมูลคิบบภาคสนาม และยังหาค่าความชัน (slope) ของเส้นกราฟ รูปที่ 5.2 ข้างล่าง เป็นการแสดงวิธีการหาค่าประมาณของสัมประสิทธิ์การถดถอย โดยใช้ผลบวกของกำลังสองของระยะจากตำแหน่งจุดที่พล็อต ไปยังเส้นถดถอยโดยวัดขนานกับแกน  $y$



รูปที่ 5.2 การประมาณหาค่าข้อมูลที่กระจกระบายด้วยสมการถดถอยเชิงเส้น

จากรูปที่ 5.2 ข้างบน กำหนดให้สัญลักษณ์ตัวแปรมีนิยาม ดังต่อไปนี้

$$e_i = y_i - \hat{y}_i \quad (5.1)$$

ค่า  $i = 1, 2, 3, \dots, n$  ( $n$  เป็นจำนวนข้อมูลการตรวจวัดทั้งหมด)

ถ้าหากกำหนดให้  $y_i$  เป็นค่าสังเกตที่เกิดขึ้นตามค่าของ  $x_i$  ส่วน  $y_i$  เป็นค่าที่ได้จากเส้นถดถอย จะมีความสัมพันธ์

$$\hat{y}_i = a + bx_i \quad (5.2)$$

ตามสมมุติฐานของวิธีการนี้ ถ้าหากว่า  $e_1^2 + e_2^2 + \dots + e_n^2$  มีค่าน้อยที่สุด มีผลทำให้ได้แนวเส้นถดถอย (regression line) ที่ดีที่สุด

เมื่อกำหนดให้ค่าผลบวกกำลังสองของความคลาดเคลื่อน (sum of squares of error) ซึ่งเขียนเป็นคำย่อว่า SSE

$$SSE = \sum_{i=1}^n e_i^2 = \sum_{i=1}^n (y_i - \hat{y}_i)^2 \quad (5.3)$$

เมื่อให้การประมาณค่าข้อมูลการตรวจวัดมีการถดถอยเชิงเส้น นั่นคือ

$$\hat{y} = a + bx \quad (5.4)$$

ทำให้เขียนสมการของ SSE ใหม่ เมื่อต้องการให้ค่าประมาณ  $a$  และค่าประมาณ  $b$  ของสัมประสิทธิ์การถดถอยเชิงเส้น เป็นค่าที่ทำให้พจน์ตัวแปร SSE มีค่าน้อยที่สุด

ข้อกำหนดของสมการปกติ (normal equation) ที่สามารถเขียนจากสมการเส้นตรง  $y = a + bx$  โดยที่จุดพิกัด  $(x, y)$  อยู่บนเส้นถดถอย ได้ค่าความชัน (slope) ของเส้น เป็น

$$b = \frac{n \sum_{i=1}^n x_i y_i - \left( \sum_{i=1}^n x_i \right) \left( \sum_{i=1}^n y_i \right)}{n \sum_{i=1}^n x_i^2 - \left( \sum_{i=1}^n x_i \right)^2} \quad (5.5)$$

## 2. การหาค่าเบี่ยงเบนและค่าความแปรปรวน

ในกรณีที่ต้องการสร้างขีดจำกัดความเชื่อมั่น (confidence limit) สำหรับค่าประมาณสัมประสิทธิ์การถดถอยที่แท้จริงได้ดีเพียงใด

จากรูปแบบสมการเส้นตรง

$$Y_i = \alpha + \beta x_i + E_i \quad (5.6)$$

ในสมการที่ 5.6 หน้า 107 ค่า  $i = 1, 2, 3 \dots n$ ; สมมติให้ตัวแปรเสริม  $\alpha$  กับ  $\beta$  มีค่าประมาณจากสมการถดถอย เป็นค่าสัมประสิทธิ์  $a$  กับ  $b$  ตามลำดับ

สมมติให้  $E_1, E_2, \dots, E_n$  เป็นตัวแปรสุ่มอิสระ  $E_1$  มีการแจกแจงปกติ (normal distribution) ซึ่งมีค่าเฉลี่ยเป็น 0 (ศูนย์) ทำให้ได้ค่าความแปรปรวน (variance; ใช้สัญลักษณ์  $\sigma^2$ ) ที่สามารถสร้างช่วงแห่งความเชื่อมั่นสำหรับตัวแปรเสริม  $\alpha$  กับ  $\beta$  (เป็นค่าประมาณของ  $Y$ )

จากตัวอย่างขนาด  $n$  เมื่อให้  $Y_1, Y_2, \dots, Y_n$  เป็นตัวแปรสุ่มที่พึ่งพิง (dependent variable) และให้  $X_1, X_2, \dots, X_n$  เป็นตัวแปรสุ่มอิสระ (independent variable) มีการแจกแจงปกติ ทำให้สามารถสร้างช่วงความเชื่อมั่นและทดสอบสมมติฐาน ดังต่อไปนี้

กำหนดให้  $S^2$  เป็นค่าประมาณของค่าความแปรปรวน  $\sigma^2$  ของกลุ่มข้อมูลที่วิเคราะห์จำนวน  $n$  ตัวอย่าง ที่มีการแจกแจงปกติ ค่าประมาณที่ไม่ลำเอียงของ  $\sigma^2$  ซึ่งมีระดับขึ้นความเสรี (degrees of freedom) เท่ากับ  $n - 2$  หาได้จากสมการ

$$S^2 = \frac{SSE}{(n-2)} \quad (5.7)$$

ค่ารากกำลังสองของสมการข้างบน ใช้เป็นค่าผลลัพธ์ที่ได้จากการวิเคราะห์ เรียกชื่อว่าเป็น ค่าเบี่ยงเบนมาตรฐาน (standard deviation) ใช้สัญลักษณ์เป็น SD ซึ่งมีประโยชน์ในการหาค่าโอกาสความน่าจะเป็น (probability) ที่ข้อมูลการตรวจวัดอยู่ในขอบเขตที่เป็นอันตรายต่อความเสียหายต่ออาคารบ้านเรือน

### 5.3.2 หลักการทั่วไปในการหาค่าเชิงสถิติของค่าความน่าจะเป็น

การวิเคราะห์เชิงความน่าจะเป็น (probability analysis) เป็นทางเลือกอีกวิธีหนึ่ง ซึ่งการวิเคราะห์แบบนี้เป็นแนวทางที่แตกต่างจากการใช้วิธีการถดถอยเชิงเส้น และมีแนวโน้มว่าการคาดคะเนด้วยวิธีนี้ จะมีผลลัพธ์ที่ดีกว่าให้ความเชื่อถือได้สูงกว่า

#### 1. การวิเคราะห์ความน่าจะเป็นของข้อมูลที่มีการแจกแจงปกติ

การหาค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ( $V_{\min}$ ) ทางคณะทำงาน Bureau of Mines ได้สมมติให้การแจกแจงค่าของข้อมูลดิบเป็นแบบปกติ แล้วหาค่าเปอร์เซ็นต์ความน่าจะเป็น

ที่อยู่นอกเขตความเชื่อมั่นขอบต่ำ (Probability Outside Low Limit, POLL) ที่ระดับชั้น 1 %, 2 %, 5 % ตามลำดับ ค่าฟังก์ชันความหนาแน่นของความน่าจะเป็นสำหรับการแจกแจงปกติ คือ

$$f(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}B} \exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{x-A}{B}\right)^2\right] \quad (5.8)$$

ตัวแปรเสริม A กับ B ในสมการข้างบน เป็นตัวแปรเสริมมาตราส่วน (scale parameter) กับเป็นตัวแปรเสริมรูปร่าง (shape parameter) ตามลำดับ

ส่วนค่าฟังก์ชันการแจกแจงสะสมของการแจกแจงปกติ คือ

$$F(a) = P(X \leq a) = \int_{-\infty}^a f(x) dx \quad (5.9)$$

เนื่องจาก  $f(x)$  เป็นฟังก์ชันความหนาแน่นปกติ เมื่อนำค่าเฉลี่ยกับค่าความแปรปรวนมาวิเคราะห์ร่วม กำหนดค่าของ A เป็นจำนวนอันตะ (finite number) ค่าใด ๆ ก็ได้ และให้ค่าของ B เป็นจำนวนอันตะที่มีค่าเป็นบวก เขียนความสัมพันธ์ใหม่ในเรื่องการแจกแจงปกติ คือ

$$F(a) = \int_{-\infty}^a \frac{1}{\sqrt{2\pi}B} \exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{a-A}{B}\right)^2\right] dx \quad (5.10)$$

ต่อมาถ้าต้องการหาความสัมพันธ์ระหว่างตัวแปรสุ่มมาตรฐาน (ให้มีสัญลักษณ์เป็น Z) และตัวแปรสุ่ม (X) ก็หาได้จากความสัมพันธ์

$$z = \frac{x-A}{B} \quad (5.11)$$

แทนค่าที่ได้ของสมการที่ (5.11) ลงไปในสมการที่ 5.10 จะได้

$$F(x) = \int_{-\infty}^z \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{1}{2}z^2\right) dz = \Phi\left(\frac{x-A}{B}\right) \quad (5.12)$$

พจน์ตัวแปร  $z$  ของสมการ 5.12 หน้า 109 เป็นฟังก์ชันของการแจกแจงค่าปกติ นิยามเป็น

$$\Phi(z) = \int_{-\infty}^z \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{1}{2}z^2\right) dx \quad (5.13)$$

ทำให้เขียนฟังก์ชันความน่าจะเป็น (probability function) สำหรับฟังก์ชันความหนาแน่นมาตรฐานที่มีการแจกแจงปกติ เป็น

$$f(z) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{z^2}{2}\right) \quad (5.14)$$

ในท้ายเล่มของตำราสถิติทั่วไป ได้กำหนดค่ามาตรฐาน (standardized value) ไว้หลายค่า สำหรับค่า  $z$  ที่กำหนด ตัวเลขในตารางสถิติส่วนใหญ่เป็นค่าความน่าจะเป็นของฟังก์ชันการแจกแจงปกติสะสม (cumulative normal distribution)

## 2. การวิเคราะห์ความน่าจะเป็นของข้อมูลที่มีการแจกแจงลอการิทึมปกติ

การหาค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ( $V_{\min}$ ) ที่งานโครงการนี้ได้นำข้อมูลเดิมที่ระบุในรายงานของ Bureau of Mines มาทดสอบใหม่เพื่อเปรียบเทียบ และตั้งสมมุติฐานให้การแจกแจงค่าของข้อมูลดิบเป็นแบบลอการิทึมปกติ จากนั้นก็หาค่าเปอร์เซ็นต์ความน่าจะเป็นที่อยู่นอกเขตความเชื่อมั่นขอบต่ำ (POLL) ที่ระดับชั้น 1 %, 2 %, 5 % ตามลำดับ ค่าฟังก์ชันความหนาแน่นของความน่าจะเป็นสำหรับการแจกแจงลอการิทึมปกติ คือ

$$f_x(x) = \frac{1}{xB_y\sqrt{2\pi}} \exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{\ln x - A_y}{B_y}\right)^2\right] \quad x \geq 0 \quad (5.15)$$

ตัวแปรเสริม  $A_y$  กับ  $B_y$  ในสมการ 5.15 ข้างบน เป็นตัวแปรเสริมมาตราส่วน (scale parameter) กับเป็นตัวแปรเสริมรูปร่าง (shape parameter) ตามลำดับ

ส่วนค่าฟังก์ชันการแจกแจงสะสมสำหรับการแจกแจงลอการิทึมปกติ คือ

$$F_x(x) = (X \leq x) = \int_0^x \frac{1}{xB_y\sqrt{2\pi}} \exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{\ln x - A_y}{B_y}\right)^2\right] dx \quad (5.16)$$

ค่าอินทิกรัลในสมการ 5.16 หน้า 110 ไม่สามารถประเมินได้ในลักษณะฟอร์มปิด (closed form) ซึ่งจะแตกต่างกับกรณีของการแจกแจงปกติ (ในข้อ 1) จึงต้องกำหนดค่า  $\Phi$  เป็นฟังก์ชันการแจกแจงปกติมาตรฐาน (standard normal distribution) ตามวิธีการกำหนดมาตรฐานของค่าตัวแปรสุ่ม

สมการที่ 5.16 มีผลการแปลง (transform) เป็น

$$F_x(x) = (X \leq x) = \int_0^x \frac{1}{x B_y \sqrt{2\pi}} \exp \left[ -\frac{1}{2} \left( \frac{\ln x - A_y}{B_y} \right)^2 \right] dx \quad (5.17)$$

ค่าฟังก์ชัน  $\Phi$  เป็นฟังก์ชันการแจกแจงปกติมาตรฐานมีค่าเชิงตัวเลข และสามารถค้นหาค่าตัวเลขได้จากตารางท้ายเล่มตำราทางสถิติทั่วไป [หรือมีระบุค่าใน Table T1 หน้า 222-230 ตำรา Reliability, Maintainability and Supportability ที่แต่งโดย J. Knezevic

กำหนดให้ค่าตัวเลข  $z$  ในตาราง T1 หน้า 222-230 มีความสัมพันธ์เป็น

$$z = \frac{\ln x - A_y}{B_y} \quad (5.18)$$

การตรวจสอบเชิงสถิติสำหรับแนวโน้มสู่ส่วนกลาง (central tendency) ในกรณีของการแจกแจงลอการิทึมปกติ ถูกนิยามโดยตำแหน่งของตัวแปรเสริมและความแปรปรวน

### 5.3.3 การวิเคราะห์ผลจากข้อมูลดิบของ Bureau of Mines

ผู้วิจัยโครงการนี้ได้นำข้อมูลดิบจากการตรวจวัดภาคสนามที่ทาง U.S. Bureau of Mines ทำการวิเคราะห์ข้อมูลดิบที่ระบุในรายงาน R.I. 8507 เริ่มจากการหาค่าเฉลี่ยและความแปรปรวนสำหรับค่าการเปลี่ยนตำแหน่ง (displacement) ของ อนุภาคที่เป็นฟังก์ชันกับค่าความถี่ (frequency) ของคลื่นระเบิด ความคู่กับการตรวจสอบ สภาพความเสียหายภาคสนาม

#### 1. เส้นความชันของการถดถอยเพื่อแสดงค่าโอกาสที่เกิดความเสียหาย

ผลลัพธ์ (ระบุไว้ในรายงาน R.I. 8507) ที่ได้จากการพล็อตค่ากราฟความสัมพันธ์ระหว่าง ค่าตัวแปรคลื่นระเบิดต่าง ๆ กับความถี่ (ซึ่งจะคล้ายคลึงกับรูป 5.1 หน้า 103

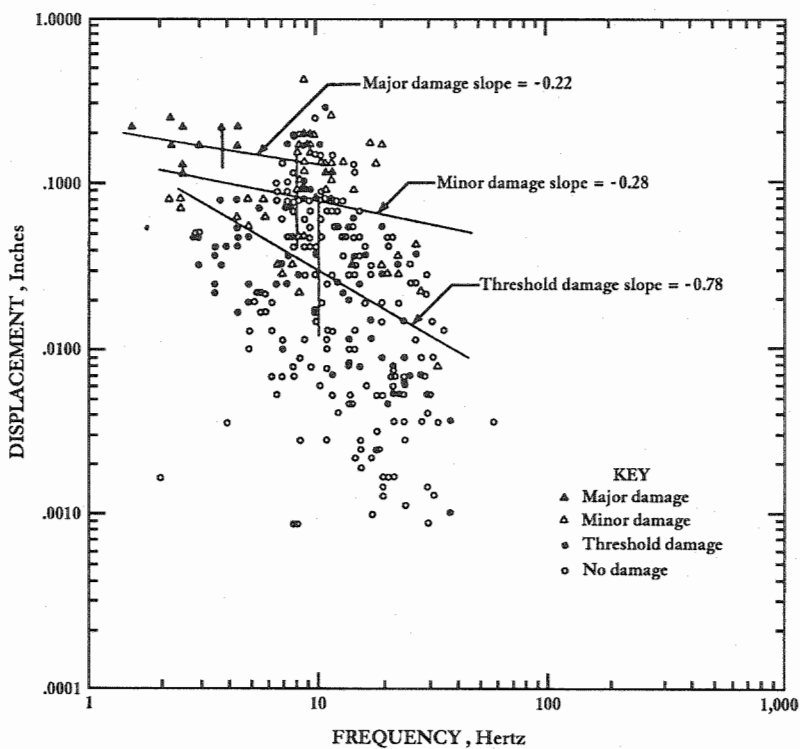


ของรายงานฉบับนี้) ได้มีการบันทึกเป็นรูปกราฟหลายกราฟ (Figures 48-52 หน้า 53-54 ใน R.I. 8507) มีการแสดงเส้นขอบของขีดจำกัดความเสียหายเป็นแนวเส้นตรง ถ้าหากค่าตัวแปรที่ตรวจวัดสูงกว่า (หรืออยู่นอกขีดจำกัดเส้นตรงของความชื้นเส้น ถดถอย) ก็มีโอกาสที่จะพบเหตุการณ์ความเสียหายของโครงสร้างบ้านเรือนที่อยู่อาศัย ผลสรุปจากความชื้นเส้นถดถอยของตัวแปรต่าง ๆ มีดังนี้

- ค่าความชัน (slope) ของกราฟ เมื่อความเร็วอนุภาคคงที่ มีค่าเท่ากับ - 1
- ค่าความชันของกราฟ เมื่อความเร่งอนุภาคคงที่ มีค่าเท่ากับ - 2
- ค่าความชันของกราฟ เมื่อการเปลี่ยนตำแหน่งอนุภาคคงที่ มีค่าเท่ากับ 0 (ศูนย์)

## 2. การเปรียบเทียบขีดจำกัดความเสียหายของแต่ละเขตข้อมูลดิบ

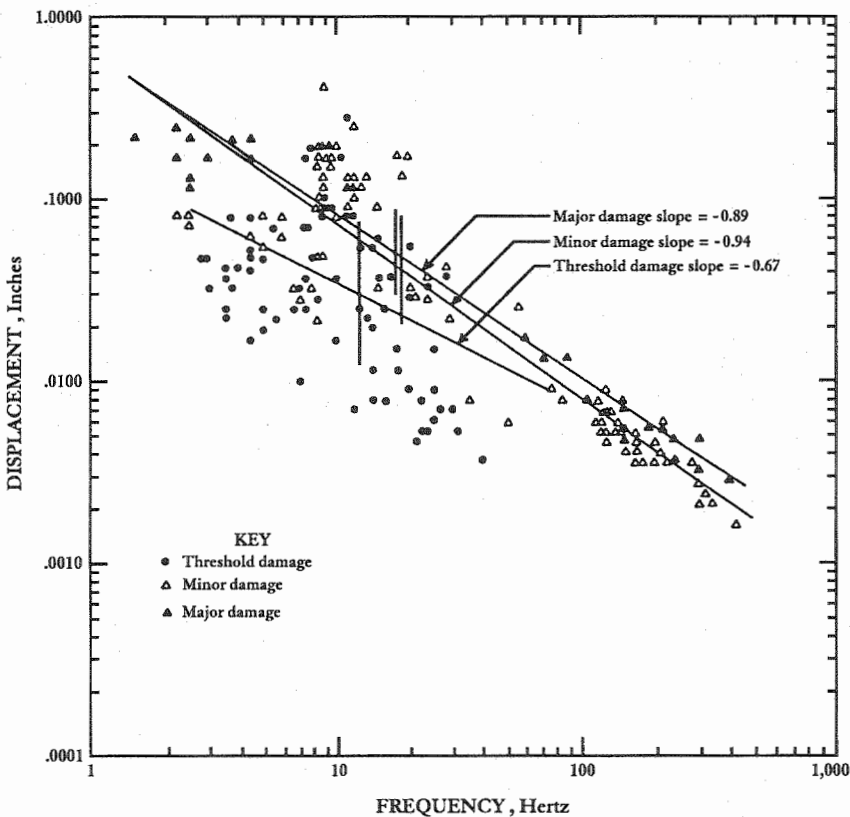
การระบุค่าความชันของกราฟจากเขตข้อมูลการตรวจวัดทั้ง 7 เขตนั้น เป็นการนำ ข้อมูลที่ได้ทราบผลกระทบแล้วว่าเกิดความเสียหายต่ออาคารบ้านเรือนหรือไม่ มาพล็อตบน กราฟที่ใช้ตัวแปรค่าความถี่คลื่นระบึกเป็นค่าในแกนนอน (แกน x) กับการใช้ตัวแปรค่า การเปลี่ยนตำแหน่งอนุภาคเป็นค่าในแกนตั้ง (แกน y)



รูปที่ 5.3 ผลลัพธ์ของการวิเคราะห์ข้อมูลดิบความเสียหาย จากข้อมูลเขต 5 (คัดลอกจาก R.I. 8507 Figure 50 หน้า 53)

จากนั้นก็ตั้งสมมุติฐานว่าค่าตัวเลขข้อมูลดิบดังกล่าวมีการแจกแจงค่าปกติ (normal or Gaussian distribution) แล้วใช้วิธีการถดถอยเชิงเส้น (linear regression) เพื่อหาค่าเส้นถดถอยของข้อมูลที่ทราบผลเสียหายดังกล่าว ทำให้ได้ความชันกราฟที่เป็นเส้นตรงแสดงขีดจำกัดของข้อมูลความเสียหาย (damage data) ที่แบ่งระดับขึ้นเป็น 3 ระดับ คือขีดเริ่มที่เกิดความเสียหาย (threshold damage limit) ขีดจำกัดความเสียหายเล็กน้อย (minor damage) ขีดจำกัดความเสียหายหนัก (major damage)

ในรูปที่ 5.3 หน้า 112 และรูปที่ 5.4 ข้างล่างนี้ เป็นการคัดลอกกราฟแสดงความสัมพันธ์ที่ทาง U.S. Bureau of Mines ได้ระบุไว้ในรายงาน R.I. 8507 เพื่อแสดงเป็นตัวอย่างการเปรียบเทียบค่าความชันที่หาได้จากการใช้วิธีถดถอยเชิงเส้น



รูปที่ 5.4 ผลลัพธ์ของการวิเคราะห์ข้อมูลความเสียหายจากข้อมูลหลายชุด (คัดลอกจาก R.I. 8507 Figure 52 หน้า 54)

ในการเปรียบเทียบข้อมูลความเสียหายในเชิงความชันจากเส้นถดถอย พบว่า มีจำนวนข้อมูลดิบเพียง 5 ชุด จากทั้งหมด 7 ชุด ที่มีจำนวนเพียงพอที่จะแสดงผลได้ ผลลัพธ์ค่าความชันเส้นถดถอยของขีดจำกัดความเสียหายได้แสดงในรูปแบบตารางหน้าถัดไป

ตารางที่ 5.1 ค่าความชันของเส้นจี้ดจำกัดความเสียหาย (5 เขต)  
 ที่เป็นการเปรียบเทียบระหว่างค่าการเปลี่ยนตำแหน่ง  
 ของอนุภาคกับค่าความถี่ของคลื่นระเบิด

เขตข้อมูล	ชนิดของความเสียหาย	ตัวเลขความชัน	อ้างอิงจาก R.I. 8507
2	เสียหายหนัก เสียหายเล็กน้อย เริ่มเสียหาย	- 0.65 - 0.65 - 1.07	Figure 48 หน้า 53
4	เสียหายหนัก เสียหายเล็กน้อย เริ่มเสียหาย	ข้อมูลไม่เพียงพอ - 1.23 - 1.86	Figure 49 หน้า 53
5	เสียหายหนัก เสียหายเล็กน้อย เริ่มเสียหาย	- 0.22 - 0.28 - 0.78	Figure 50 หน้า 53
6	เสียหายหนัก เสียหายเล็กน้อย เริ่มเสียหาย	- 0.99 - 1.06 ข้อมูลไม่เพียงพอ	Figure 51 หน้า 54
7	เสียหายหนัก เสียหายเล็กน้อย เริ่มเสียหาย	- 0.89 - 0.94 - 0.67	Figure 52 หน้า 54

**หมายเหตุ** พิสัยความชันของเส้นถดถอย กรณีที่เป็นจี้ดจำกัดความเสียหายหนัก  
 มีค่าระหว่าง - 0.22 ถึง - 0.99 กรณีที่เป็นจี้ดจำกัดความเสียหายน้อยมีค่าระหว่าง  
 - 0.28 ถึง - 1.23 กรณีที่เป็นจี้ดเริ่มที่จะเกิดความเสียหายน้อยมีค่าระหว่าง  
 - 0.67 ถึง - 1.86

### 3. การวิเคราะห์ผลแบบหาค่าเบี่ยงเบนของโอกาสความน่าจะเป็น

การวิเคราะห์ประเภทนี้ เป็นการหาค่าความน่าจะเป็นของข้อมูลดิบที่ได้จากการตรวจวัดโดยมีจุดประสงค์ที่ต้องการหาความน่าจะเป็นของการเบี่ยงเบนออกจากขีดจำกัดค่า (probability outside low limit) ตามแนวทางวิธีการถดถอยเชิงเส้นเมื่อต้องการหาช่วงความเชื่อมั่น (confidence interval) และเป็นการทดสอบสมมุติฐานโดยใช้การหาผลบวกกำลังสองตัวแปร (sum of squares of variables) สำหรับข้อมูลดิบในเขตต่าง ๆ ที่พล็อตเป็นค่าความสัมพันธ์ ระหว่างค่าการเปลี่ยนตำแหน่งกับค่าความถี่ เพื่อหาค่าโอกาสความน่าจะเป็น ที่เป็นสมมุติฐานให้เหตุการณ์อยู่นอกเหนือจากค่าเบี่ยงเบนมาตรฐาน (standard deviation) ที่ถูกกำหนดค่าตัวเลขไว้ล่วงหน้า

ผู้วิจัยได้ค้นคว้าข้อมูลดิบจริงที่เป็นค่าตัวเลขปรากฏ ในเอกสารอ้างอิงที่ระบุไว้ท้ายเล่มของรายงาน R.I. 8507 และได้ทำการสรุปผลเป็นตารางเปรียบเทียบผลลัพธ์ค่าการตรวจวัดภาคสนามดังกล่าว อยู่ในตารางที่ 5.2 หน้า 116 สำหรับความหมายของสัญลักษณ์ค่าเชิงสถิติที่ระบุไว้ในตาราง คือ

- SET เป็นการระบุเขตข้อมูลดิบผลการตรวจวัดภาคสนาม ที่ทางคณะผู้วิจัย U.S. Bureau of Mines ได้รวบรวมมาหรือทำการตรวจวัดเองตามรายละเอียดหัวข้อ 1 ข.

- DATA NO. เป็นจำนวนข้อมูลในแต่ละเขตที่มีระบุจริงในเอกสารอ้างอิง ที่คณะผู้วิจัยได้ค้นคว้ามา

- DAMAGE TYPE เป็นการระบุชนิดของความเสียหายว่าเป็นแบบ เริ่มเสียหาย (threshold) เสียหายเล็กน้อย (minor) เสียหายหนัก (major)

- MLX หมายถึงเป็นผลค่าเฉลี่ยของผลรวมลอการิทึมค่าตัวแปรงานระเบิดหิน ( $\log X$ ) ที่พล็อตบนแกน  $x$  ในระบบคาร์ทีเซียน [ตัวแปร  $X$  หมายถึงค่าความถี่ (frequency) หน่วยเป็น เฮิรตซ์]

- MLY หมายถึงเป็นผลค่าเฉลี่ยของผลรวมลอการิทึมค่าตัวแปรงานระเบิดหิน ( $\log Y$ ) ที่พล็อตบนแกน  $y$  ในระบบคาร์ทีเซียน [ตัวแปร  $Y$  หมายถึงค่าการเปลี่ยนตำแหน่ง (displacement) หน่วยเป็น นิ้ว]

- NSD เป็นคำย่อมาจาก Number of Standard Deviation หมายถึงจำนวนตัวเลขค่าเบี่ยงเบนของกลุ่มตัวอย่างข้อมูลดิบ ที่ตั้งสมมุติฐานให้มีการแจกแจงปกติ (normal distribution) ของค่าตัวแปรงานระเบิดหิน

สำหรับค่าเบี่ยงเบนมาตรฐาน (SD) มีหน่วยเป็นเปอร์เซ็นต์ มีค่าเท่ากับรากกำลังสองของค่าความแปรปรวน (variance)

- CLL เป็นคำย่อมาจาก confidence limit level หมายถึง ช่วงความเชื่อมั่นในข้อมูลดิบที่ทำการวิเคราะห์ โดยมีการกำหนดค่าช่วงความเชื่อมั่น ไว้ที่ 95 %, 98 % และ 99 %

ตารางที่ 5.2 การตรวจสอบหาค่าความน่าจะเป็น ในเชิงความเชื่อมั่น โดยข้อมูลดิบการตรวจวัดที่ตั้งสมมุติฐาน ให้มีการแจกแจงค่าปกติ เขตข้อมูลที่ใช้ตรวจสอบมี 4 เขต ส่วนค่าตัวเลขที่ใช้วิเคราะห์เป็นค่าที่สามารถตรวจสอบแหล่งข้อมูลดิบได้จริง

SET	DATA NO.	DAMAGE TYPE	MLX	MLY	NSD	CLL	POLL
2	6	เริ่มเสียหาย	1.081	-1.131	1.64	95	0.367
					2.05	98	0.459
					2.33	99	0.522
2	8	เสียหายเล็กน้อย	0.904	-0.953	1.64	95	0.253
					2.05	98	0.316
					2.33	99	0.359
2	6	เสียหายหนัก	0.806	-0.819	1.64	95	0.266
					2.05	98	0.332
					2.33	99	0.377
4	56	เริ่มเสียหาย	1.191	-1.542	1.64	95	0.609
					2.05	98	0.762
					2.33	99	0.866
4	37	เสียหายเล็กน้อย	1.097	-0.982	1.64	95	0.443
					2.05	98	0.553
					2.33	99	0.629
6	32	เสียหายเล็กน้อย	2.232	-2.282	1.64	95	0.133
					2.05	98	0.166
					2.33	99	0.188
6	16	เสียหายหนัก	2.195	-2.117	1.64	95	0.144
					2.05	98	0.180
					2.33	99	0.204
7	62	เริ่มเสียหาย	1.181	-1.502	1.64	95	0.604
					2.05	98	0.755
					2.33	99	0.858
7	77	เสียหายเล็กน้อย	1.549	-1.532	1.64	95	0.379
					2.05	98	0.474
					2.33	99	0.538
7	22	เสียหายหนัก	1.816	-1.763	1.64	95	0.183
					2.05	98	0.229
					2.33	99	0.260

- POLL เป็นค่าข้อมาจาก Probability Outside Low Limit หมายถึง เปอร์เซนต์ที่ค่าตัวแปรงานระเบิดหิน จะอยู่นอกเหนือบริเวณความเชื่อมั่น (confidence region) ของขอบต่ำ (lower bound) และเป็นค่าผลลัพธ์ของ  $[100\% - CLL]$

#### 4. การวิเคราะห์เชิงสถิติสำหรับค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด

ตัวแปรหลักงานระเบิดหิน ที่มีส่วนสำคัญที่สุดในการก่อให้เกิดการสั่นสะเทือนบนพื้นผิวดิน ก็คือ ความเร็วอนุภาค (particle velocity) ถ้าตั้งสมมุติฐานให้ความสั่นสะเทือนของคลื่นระเบิด เป็นแบบฮาร์มอนิกอย่างง่าย (simple harmonic) เมื่อจะทำการวิเคราะห์หาค่าความเร็วอนุภาค สามารถเขียนสมการความสัมพันธ์ได้ในลักษณะคลื่นไซน์โค้งไซน์ (sine curve wave) เป็น

$$V = 2\pi f A \quad (5.19)$$

ผู้วิจัยได้ใช้ข้อมูลดิบเดิมในหัวข้อ 3. และระบุไว้ในตารางที่ 5.2 หน้า 116 เพื่อหาผลลัพธ์ในรูปแบบความสัมพันธ์ใหม่ เป็นการหาค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด (minimum particle velocity,  $V_{min}$ ) สำหรับแต่ละชนิดของจี้คจำกัดความเสียหายอาคาร โครงสร้างที่อยู่อาศัย โดยใช้ชุดข้อมูลดิบที่ระบุใน R.I. 8507 ทั้ง 5 เขต

แนวทางที่ใช้หาค่า  $V_{min}$  มีดังนี้

ก. กำหนดให้ตัวแปรสุ่ม  $X$  ที่พล็อตในแกนนอน เป็นค่าความถี่ มีหน่วยเป็นเฮิรตซ์ และให้ตัวแปรสุ่ม  $Y$  ที่พล็อตในแกนตั้ง เป็นค่าการเปลี่ยนตำแหน่งอนุภาค มีหน่วยเป็นนิ้ว

ข. ดังนั้นหาค่าของตัวแปร  $y$  ที่ได้จากเส้นถดถอย จากสมการที่ 5.4 โดยการแทนค่าประมาณ  $a$  กับค่าประมาณ  $b$  จากสมการปกติ

$$\hat{y} = a + b (\log X) \quad (5.20)$$

ค. หาค่าเปอร์เซ็นต์ตัวเลขความน่าจะเป็น ที่อยู่ในค่าช่วงความเชื่อมั่นที่กำหนดไว้ (number of percentage of confidence limit level, NCLL) คือ

$$NCLL = \hat{y} - (\log Y) \quad (5.21)$$

ง. หาค่าความเร็วอนุภาคที่คำนวณจากความสัมพันธ์ในรูปแบบเส้นโค้งไซน์ (ใช้แทนค่าลงในสมการที่ 5.19)

ตารางที่ 5.3 ตัวอย่างการตรวจสอบหาค่าความน่าจะเป็น ในเชิงความเชื่อมั่น เพื่อหาค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ของข้อมูลดิบภาคสนาม เขต 2 ที่ระบุในเอกสาร R.I. 8507

ก. ตารางย่อยเพื่อคำนวณหาความเร็วอนุภาคต่ำสุดเปรียบเทียบกับขีดจำกัดเริ่มเกิดความเสียหาย (threshold limit) สำหรับข้อมูลเขตสอง

ตัวแปรสุ่ม X	ตัวแปรสุ่ม Y	ค่า $\gamma$ บนเส้นดัดถอย	ค่า POLL	ค่า V จาก สมการ 3.8	CI 95% ( 0.366, 0.366)	CI 98% ( 0.457, 0.457)	CI 99% ( - 0.520, 0.520)
0.025	25	- 1.455	0.147	3.925	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.036	16	- 1.257	0.187	3.617	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.080	25	- 1.455	- 0.358	12.560	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.350	3.2	- 0.547	- 0.091	7.034	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.072	10	- 1.050	0.093	4.522	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.090	9.5	- 1.028	0.018	5.369	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
ผลลัพธ์ค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ( $V_{min}$ ) ของเขต 2 เท่ากับ 3.617 นิ้วต่อวินาที							

ข. ตารางย่อยเพื่อคำนวณหาความเร็วอนุภาคต่ำสุดเปรียบเทียบกับขีดจำกัดความเสียหายเล็กน้อย (minor damage) สำหรับข้อมูลเขตสอง

ตัวแปรสุ่ม X	ตัวแปรสุ่ม Y	ค่า $\gamma$ บนเส้นดัดถอย	ค่า POLL	ค่า V จาก สมการ 3.8	CI 95% ( 0.366, 0.366)	CI 98% ( 0.457, 0.457)	CI 99% ( - 0.520, 0.520)
0.050	25	- 1.209	0.092	7.850	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.140	2.5	- 0.691	0.163	2.198	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.240	3.2	- 0.747	- 0.127	4.823	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.084	11	- 1.024	0.052	5.803	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.046	16	- 1.109	0.228	4.622	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.140	25	- 1.209	- 0.355	21.980	ไม่อยู่ช่วง CL	ไม่อยู่ช่วง CL	ไม่อยู่ช่วง CL
0.200	0.2	- 0.619	0.008	3.140	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.130	7.7	- 0.944	- 0.058	6.286	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
ผลลัพธ์ค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ( $V_{min}$ ) ของเขต 2 เท่ากับ 2.198 นิ้วต่อวินาที							

ค. ตารางย่อยเพื่อคำนวณหาความเร็วอนุภาคต่ำสุดเปรียบเทียบกับขีดจำกัดความเสียหายหนัก (major damage) สำหรับข้อมูลเขตสอง

ตัวแปรสุ่ม X	ตัวแปรสุ่ม Y	ค่า $\gamma$ บนเส้นดัดถอย	ค่า POLL	ค่า V จาก สมการ 3.8	CI 95% ( 0.366, 0.366)	CI 98% ( 0.457, 0.457)	CI 99% ( - 0.520, 0.520)
0.0240	25	- 0.538	0.082	3.768	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.086	11	- 0.980	0.086	5.941	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.170	11	- 0.980	- 0.210	11.744	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.360	2.5	- 0.538	- 0.094	5.652	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.075	9.5	- 0.937	0.188	4.475	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
0.128	9.5	- 0.937	- 0.044	7.636	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL	อยู่ช่วง CL
ผลลัพธ์ค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ( $V_{min}$ ) ของเขต 2 เท่ากับ 3.768 นิ้วต่อวินาที							

จ. จากจำนวนตัวอย่างข้อมูลทั้งหมดของแต่ละค่าของ NCLL ทำการสรุปค่า  $V_{min}$  สำหรับในแต่ละชุดข้อมูลอยู่ในขอบเขตช่วงความเชื่อมั่น (confidence limit interval, CLI) หรือไม่

ตารางที่ 5.3 หน้า 118 ใช้กระดาษขนาด  $A_3$  เพื่อให้สามารถแสดงข้อมูลที่ทำการวิเคราะห์ได้หมด ตารางนี้แสดงตัวอย่างการหาค่าความเร็วอนุภาคค่าสุดที่ระดับชั้นความเสียหายต่าง ๆ ของเขตข้อมูลคิบบหมายเลข 2

#### 5.3.4 แนวทางการประเมินผลลัพธ์ด้วยวิธี Probability Analysis

การประเมินผลลัพธ์สำหรับการหาค่าความน่าจะเป็น ที่ทางที่งาน U.S. Bureau of Mines ใช้วิเคราะห์ มีขั้นตอนที่สำคัญดังนี้

1) นำค่าข้อมูลคิบบภาคสนามของความเร็วอนุภาคที่เป็นค่าจุดสูงสุด (peak value) ในขณะที่คลื่นระเบิดเดินทางผ่านบริเวณที่อยู่อาศัย พร้อมกับระบุค่าความเสียหายที่แยกเป็น 3 ระดับชั้น ได้แก่ เริ่มเกิดความเสียหาย เสียหายเล็กน้อย เสียหายหนัก ส่วนข้อมูลคิบบความเร็วอนุภาคที่ตรวจวัดได้แต่ไม่เกิดความเสียหาย (no damage) ก็บันทึกไว้

2) เขตข้อมูลคิบบและค่าตัวเลขเป็นชนิดข้อมูลแบบเดียวกับที่ได้ทำการวิเคราะห์ ด้วยวิธีการแนวทางแรก (วิธี Mean and Variance) แต่ก็มีการคัดข้อมูลออกไปบ้างเพียงไม่กี่จุดข้อมูล เมื่อทำการทดสอบเชิงสถิติแล้วมีค่าเบี่ยงเบนมาก

3) สมมุติฐานพื้นฐาน 3 หลักการที่สำคัญ ได้แก่

ก. ค่าโอกาสความน่าจะเป็นของความเสียหายที่เกิดขึ้น ต้องเป็นอิสระหรือไม่พึ่งพิง (independent) กับช่วงการชักตัวอย่าง (sampling interval)

ข. ค่าโอกาสความน่าจะเป็นของความเสียหายที่เกิดขึ้น ต้องเป็นอิสระหรือไม่พึ่งพิงกับจำนวนจุดข้อมูล (ทั้งที่ก่อให้เกิดความเสียหาย และไม่มีผลต่อความเสียหาย) ของการตรวจสอบภาคสนาม

ค. ถ้าหากความเสียหายใหม่จะเกิดขึ้น ต้องมีระดับค่าสูงกว่าขีดจำกัดของค่าความเร็วอนุภาคที่มีค่าต่ำสุด ( $V_{min}$ ) ที่วิเคราะห์ได้สำหรับช่วงความเชื่อมั่นที่กำหนด

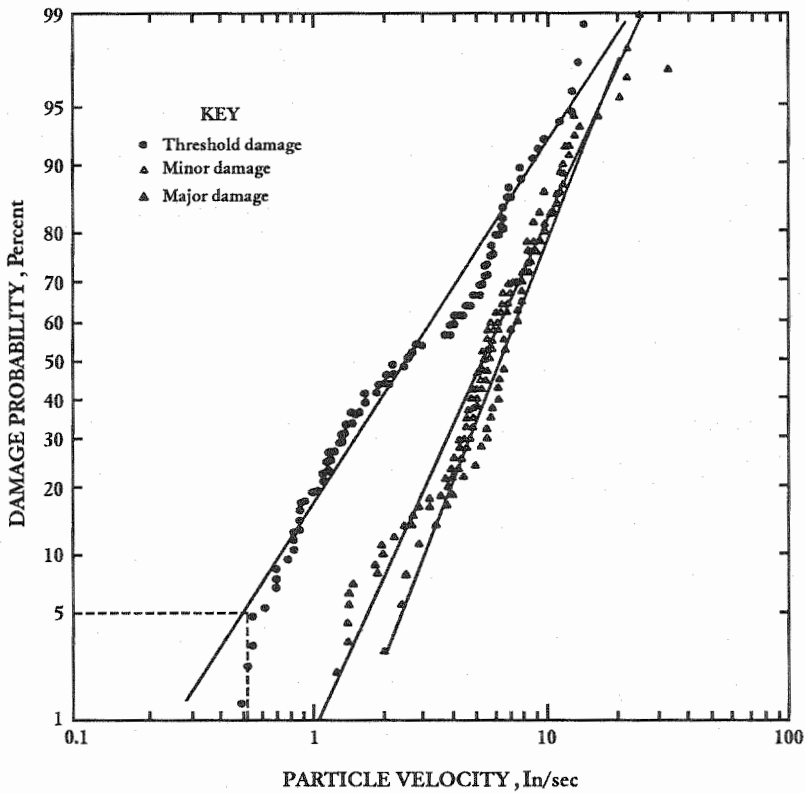
ง. การกำหนดจุดของการตรวจสอบความเสียหาย ใช้เปอร์เซ็นต์สะสมค่าความเสียหายในลักษณะมาตราส่วนเชิงเส้น จุดที่เป็นมีระดับชั้นความเสียหายเล็กน้อยถูกกำหนดให้มีค่าความน่าจะเป็นที่มีโอกาสเกิดความเสียหาย (damage probability) เป็นค่าเปอร์เซ็นต์เท่ากับ 0 (ศูนย์) จุดที่มีระดับชั้นความเสียหายมากถูกกำหนดให้มีค่าความน่าจะเป็นที่ก่อให้เกิดความเสียหาย เป็นค่าเปอร์เซ็นต์เท่ากับ 100

จ. เมื่อนำข้อมูลคิบบที่ตรวจสอบค่าความเสียหายระหว่างค่า 0 - 100 % พล็อตบนกระดาษความน่าจะเป็น (probability paper) เพื่อหาการแจกแจงค่าของตัวแปรสุ่ม (ความเร็วอนุภาค) ได้รูปร่างของเส้นโค้งความน่าจะเป็นคล้ายรูปตัว S (เอส) ซึ่ง



แสดงว่า เมื่อนำมาพล็อตบนกระดาษกราฟความน่าจะเป็นสำหรับข้อมูลตัวแปรสุ่มที่มีการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ (log normal) ได้เป็นแนวเส้นตรง แสดงว่าการปรับเส้นโค้งแบบนี้เหมาะสมกับค่าข้อมูลความเร็วอนุภาค ที่ตรวจวัดการสั่นสะเทือนจากการระเบิดหินในภาคสนาม ซึ่งสอดคล้องกับการตรวจวัดการสั่นสะเทือนที่เกิดความดันเสียงที่เป็นคลื่นโซนิค (sonic boom) ที่เกิดเมื่อเครื่องบินความเร็วสูงกว่าเสียงบินผ่าน และให้การแจกแจงค่าความเร็วอนุภาคแบบลอการิทึมปกติ (Siskind et al., 1980; R.I. 8485)

ตัวอย่างการวิเคราะห์ข้อมูลความเร็วอนุภาคในสนาม ที่กำหนดให้ตัวแปรสุ่มมีการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติที่พล็อตบนกระดาษกราฟความน่าจะเป็นได้แสดงไว้ในรูป 5.5 เป็นการพล็อตค่าข้อมูลดิบเซต 7 ที่ได้จากการรวบรวมมาจากหลายเขต



รูปที่ 5.5 การวิเคราะห์เชิงความน่าจะเป็น ของความเสียหายที่เกิดจากความเร็วอนุภาค โดยใช้ข้อมูลเซต 7 (คัดลอกจาก Figure 59 หน้า 58 ของเอกสาร R.I. 8507) ค่าที่ 5 % ของเส้นเริ่มเสียหาย อ่านค่าได้ที่ความเร็วอนุภาค 0.53 นิ้วต่อวินาที ซึ่งได้ระบุไว้ในตาราง 5.4

ข้อสังเกตจากการวิเคราะห์ความเสียหายเชิงความน่าจะเป็น ก็คือ ความเสียหายของการสิ้นสะท้อนที่ค่าเปอร์เซ็นต์ค่าพบว่ามีค่าเบี่ยงเบนออกจากแนวเส้นตรงของความชันกราฟแบบลอการิทึมทั้งสองแกน แสดงว่ามีการเบี่ยงเบนออกจากช่วงความเชื่อมั่นมาก ในทางกลับกัน ความเสียหายของการสิ้นสะท้อนที่ค่าเปอร์เซ็นต์สูงมีการเบี่ยงเบนออกจากช่วงความเชื่อมั่นน้อย

#### 5.4 ตารางสรุปผลค่าความเร็วอนุภาคสำหรับข้อมูลการตรวจวัดในต่างประเทศ

การสรุปผลหาค่าเชิงสถิติของข้อมูลความเสียหาย สำหรับผลกระทบของความเร็วอนุภาคที่เคลื่อนที่บนพื้นผิวที่อาคารบ้านอยู่อาศัยมีฐานรากวางอยู่บนพื้นผิวบริเวณนั้น ข้อมูลที่วิเคราะห์เชิงสถิติมีสองวิธีการ [วิธี Mean and Variance กับ วิธี Probability]

รายละเอียดของเรื่องเขตข้อมูลดิบและวิธีการวิเคราะห์ผล ที่แยกผลลัพธ์เพื่อการเปรียบเทียบออกเป็น 2 ตาราง มีดังนี้

1. จำนวนเขตข้อมูลความเสียหายที่ระบุในตารางของรายงาน R.I. 8507 มี 5 เขต แต่จำนวนเขตของรายงานฉบับนี้มี 4 เขต เนื่องจากจำนวนข้อมูลดิบจริงที่สามารถค้นคว้าได้มีเพียงเท่านี้

2. ในบางกรณีจำนวนข้อมูลดิบที่คณะผู้วิจัยโครงการนี้ ค้นคว้ามา และอยู่ในเขตเดียวกันกับรายงานของ Bureau of Mines มิได้สมบูรณ์ หรือจำนวนข้อมูลดิบน้อยกว่า ดังนั้นถึงแม้ว่าจะตั้งสมมุติฐานให้ตัวแปรสุ่มที่มีการใช้ Mean and Variance Analysis ค่าผลลัพธ์ในเชิงความเชื่อมั่นมีค่าตัวเลขเปอร์เซ็นต์แตกต่างกันเล็กน้อยตามจำนวนข้อมูลดิบ

3. การวิเคราะห์แนวทางที่สองที่ใช้วิธี Probability Analysis ตามที่คณะทำงานของ U.S. Bureau of Mines ได้มีผลลัพธ์แสดงไว้ เพื่อเป็นการเปรียบเทียบผู้วิจัยได้นำข้อมูลดิบที่ระบุในเอกสารอ้างอิง (มีรายชื่ออยู่ที่ท้ายเล่มรายงาน R.I. 8507) มาทดลองวิเคราะห์หาผลลัพธ์ซ้ำ โดยการป้อนข้อมูลเข้าไปในโปรแกรมสำเร็จรูปที่เผยแพร่โปรแกรมที่ใช้ ชื่อ PROBCHAR ประกอบในคำรา Reliability, Maintainability and Supportability: A Probabilistic Approach (J. Knezevic, 1993) โดยผู้วิจัยเลือกใช้โปรแกรมย่อยของการวิเคราะห์ผล ที่ตั้งสมมุติฐานให้ตัวแปรสุ่มมีการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ

ผลลัพธ์ของค่าที่สรุปเพื่อเปรียบเทียบระหว่าง ผลงานของ U.S. Bureau of Mines กับของทีมงานโครงการนี้ แบ่งแยกออกเป็น 2 ตาราง ในส่วนที่เป็นตารางเปรียบเทียบแรก (ตารางที่ 5.4) เป็นวิธีการหาค่าเฉลี่ยกับค่าความแปรปรวน สำหรับตารางเปรียบเทียบที่สอง (ตารางที่ 5.5) เป็นวิธีการหาค่าความน่าจะเป็น

ตารางที่ 5.4 ผลสรุปข้อมูลคิบัติการตรวจสอบภาคสนามความเร็วอนุภาคที่ก่อให้เกิดความเสียหายโดยใช้วิธีการหลักแนวทางแรก เป็นการหาค่าเฉลี่ย ค่าความแปรปรวน ตามวิธีถดถอยเชิงเส้น

ชนิดความเสียหาย	จุดสูงสุดของความเร็วอนุภาค, นิ้วต่อวินาที							
	RI 8507, U.S. Bureau of Mines			ความชื้น	งานวิจัยโครงการนี้			ความชื้น
	1.64 (5%)	2.05 (2%)	2.33 (1%)		1.64 (5%)	2.05 (2%)	2.33 (1%)	
<u>เริ่มเสียหาย</u>								
เขต 2	3.40	3.00	2.80	-1.07	2.60	2.20	1.90	- 1.02
เขต 4	0.88	0.63	0.50	-1.86	0.64	0.44	0.35	- 1.59
เขต 7	0.54	0.36	0.28	-0.67	0.72	0.50	0.39	- 1.51
<u>เสียหายน้อย</u>								
เขต 2	3.00	2.60	2.30	-0.67	1.80	1.40	1.10	- 0.45
เขต 4	3.00	2.30	2.00	-1.23	3.00	2.30	1.90	- 1.27
เขต 6	3.30	3.00	2.80	-1.06	4.10	3.80	3.60	- 0.94
เขต 7	1.60	1.20	1.00	-0.94	2.80	2.30	2.00	- 1.08
<u>เสียหายมาก</u>								
เขต 2	2.60	1.90	1.60	-0.65	3.10	2.70	2.40	- 0.69
เขต 6	5.00	4.60	4.20	- 0.99	5.40	5.00	4.80	- 1.01
เขต 7	2.30	1.90	1.60	- 0.89	4.50	4.00	3.70	- 0.93

ตารางที่ 5.5 ผลสรุปข้อมูลคิบัติการตรวจสอบภาคสนามความเร็วอนุภาคที่  
ก่อให้เกิดความเสียหาย โดยใช้วิธีการหลักแนวทางสอง  
เป็นการหาค่าความน่าจะเป็น ตามทฤษฎีความเป็นไปได้

ชนิดความเสียหาย	จุดสูงสุดของความเร็วอนุภาค, นิ้วต่อวินาที					
	RI 8507, U.S. Bureau of Mines			งานวิจัยโครงการนี้		
	5%	2%	1%	5%	2%	1%
<u>เริ่มเสียหาย</u>						
เขต 2	3.20	3.20	3.00	3.14	2.71	2.45
เขต 4	0.52	ไม่มีผลลัพท์	ไม่มีผลลัพท์	0.79	0.55	0.43
เขต 7	0.53	0.48	0.46	1.00	0.72	0.58
<u>เสียหายน้อย</u>						
เขต 2	2.50	2.10	1.70	4.79	4.19	3.82
เขต 4	2.50	2.00	ไม่มีผลลัพท์	2.79	2.13	1.17
เขต 6	3.10	ไม่มีผลลัพท์	ไม่มีผลลัพท์	4.07	3.76	3.57
เขต 7	1.40	1.20	1.10	2.76	2.18	1.86
<u>เสียหายมาก</u>						
เขต 2	3.30	2.70	2.40	5.61	4.48	3.84
เขต 6	4.80	4.40	ไม่มีผลลัพท์	5.34	4.91	4.63
เขต 7	2.30	1.80	1.60	4.45	3.66	3.20

ตารางที่ 5.4 หน้า 122 เป็นตารางเปรียบเทียบการวิเคราะห์ผลในเชิงการหาค่าเฉลี่ยกับหาค่าความแปรปรวน จากการใช้วิธีถดถอยเชิงเส้น ในตารางนี้แบ่งแยกเพื่อแสดงค่าผลลัพธ์ที่วิเคราะห์เป็น 2 ส่วน ส่วนแรกเป็นผลงานที่นำเสนอไว้ใน R.I. 8507 ส่วนที่สองเป็นผลงานที่ทางทีมงานโครงการนี้วิเคราะห์ เพื่อให้การเปรียบเทียบชัดเจนยิ่งขึ้นจึงมีการแสดงค่าตัวเลขความชันของการวิเคราะห์แต่ละส่วนไว้ด้วย

ตารางที่ 5.5 หน้า 123 เป็นตารางเปรียบเทียบการวิเคราะห์ผลในเชิงการหาค่าความจะเป็น จากวิธีสถิติของเรื่องความเป็นไปได้ ในตารางนี้ก็มีการแบ่งแยกเพื่อแสดงค่าผลลัพธ์ที่วิเคราะห์เป็น 2 ส่วน ส่วนแรกเป็นผลงานที่นำเสนอไว้ใน R.I. 8507 ส่วนที่สองเป็นผลงานที่ทางทีมงานโครงการนี้วิเคราะห์ โดยใช้โปรแกรม PROBCHAR

ผลสรุปเปรียบเทียบระหว่าง วิธีแรกแบบ Mean and Variance Analysis ที่มีการตั้งสมมุติฐานการแจกแจงตัวแปรสุ่มแบบปกติอย่างเดียวกัน (ทั้งของ Bureau of Mines และของงานวิจัยโครงการนี้) กับวิธีการที่สองแบบ Probability Analysis ที่มีการตั้งสมมุติฐานการแจกแจงตัวแปรสุ่มแบบลอการิทึมปกติ ได้รับการยืนยันจากค่าผลลัพธ์สุดท้ายทั้งสองตารางว่าแนวทางที่ใช้วิเคราะห์ผลลัพธ์เชิงสถิติถูกต้อง ค่าตัวเลขผลลัพธ์ใกล้เคียงกัน ถ้าหากนำมาใช้กับข้อมูลดิบการตรวจวัดในประเทศไทยควรได้ค่าผลลัพธ์ที่สอดคล้องและเชื่อถือได้

#### 5.5 การวิเคราะห์เชิงสถิติสำหรับข้อมูลดิบการตรวจวัดในประเทศไทย

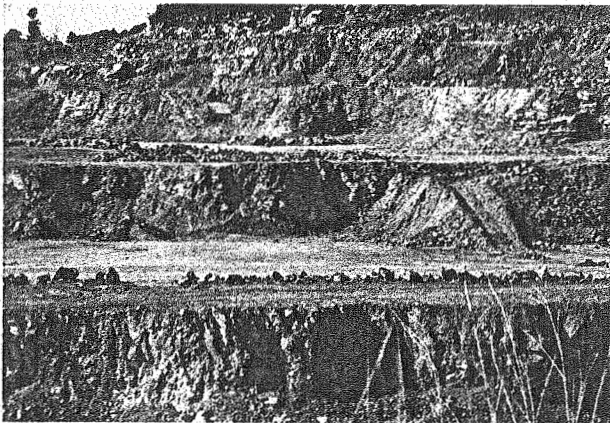
การตรวจวัดภาคสนามสำหรับการสิ้นสะท้อนเนื่องจากการระเบิดหินในประเทศไทยมีการดำเนินงานมาเป็นระยะ ๆ ข้อมูลดิบในช่วงแรก เป็นการตรวจวัดขนาดแอมพลิจูดของคลื่นระเบิด โดยวิศวกรจากส่วนกลางที่สังกัดกองการเหมืองแร่กรมทรัพยากรธรณี และวิศวกรประจำสำนักงานทรัพยากรธรณีในส่วนภูมิภาค ต่อมาเครื่องมือการตรวจวัดได้พัฒนา มาจนถึงขั้นบันทึกการตรวจวัดเป็นระบบดิจิทัล สามารถบันทึกค่าและกราฟสำหรับตัวแปรหลายค่า เช่น ความเร็วอนุภาค ความถี่ การเปลี่ยนแปลงตำแหน่งอนุภาค เป็นต้น

การตรวจวัดการสิ้นสะท้อน ตั้งแต่ปี พ.ศ. 2539 ถึงปัจจุบัน มีการดำเนินงานโดยหลายหน่วยงาน รวมทั้งการศึกษาวิจัยของทีมงานวิจัยคณะวิศวกรรมศาสตร์ จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัยที่ผู้วิจัยเป็นหัวหน้าโครงการอยู่ในหลายโครงการและมีการเผยแพร่ผลงานแล้วกับการตรวจวัดเพิ่มเติมเฉพาะสำหรับโครงการนี้

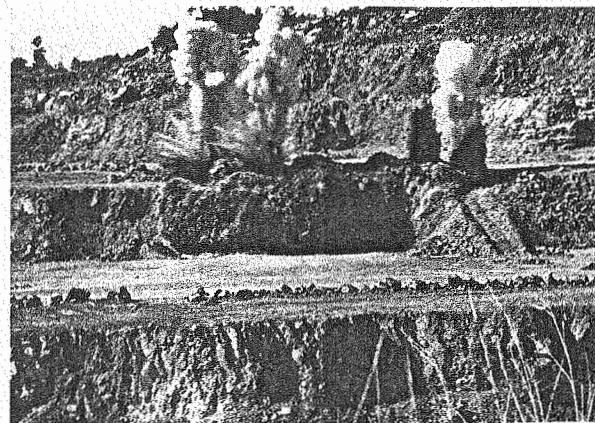
รูปที่ 5.6 หน้าถัดไป เป็นการตรวจวัดภาคสนามโครงการนี้ มีเป้าหมายเพื่อบันทึกผลกระทบของการระเบิดหิน ควบคู่กับการศึกษาประสิทธิภาพของการออกแบบระเบิดหินด้วย



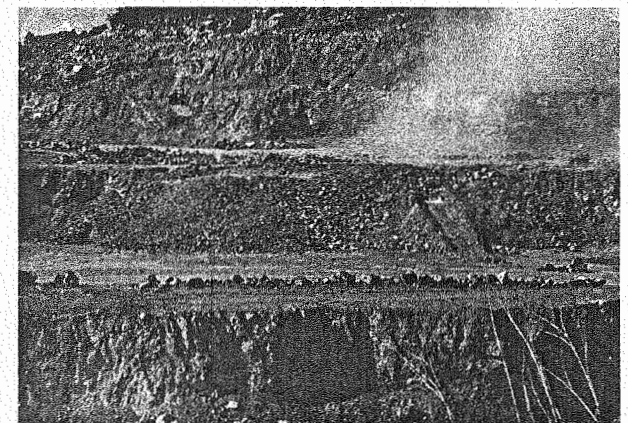
ก. หน้างานก่อนการระเบิด



ข. หน้างานแสดงการตัดตะพักแบบชั้นบันไดหลายชั้น



ค. ขณะทำการจุดระเบิด (มีแก๊สไฟฟ้าจางหะถ่วง)



ภายหลังการระเบิดเมื่อเวลาผ่านไป ประมาณ 1 นาที

รูปที่ 5.6 การตรวจวัดภาคสนามสำหรับการระเบิดหินปูนเพื่อใช้เป็นวัตถุดิบผลิตปูนซีเมนต์ ถ่ายที่บริษัทปูนซีเมนต์ไทย (แก่งคอย) ในภาพแสดงการตรวจสอบหน้างานหลายแบบ

### 5.5.1 ชนิดของเขตกับค่าข้อมูลคิบัติการสั้นสะเทือนจากการระเบิดหิน

การตรวจวัดการสั้นสะเทือนในประเทศไทย ช่วงระยะหลังจากปี พ.ศ. 2539 มีการตรวจวัดในเมืองหินหลายชนิดหินและตรวจวัดในเมืองหินหลายรูปแบบทั้งที่มีการเจาะระเบิดห้อยหิน ตัดตะพักเป็นหน้าผา และเมืองหินที่มีการตัดตะพักเป็นแบบขั้นบันได เนื่องจากผลลัพธ์การวิเคราะห์การสั้นสะเทือน มีความเกี่ยวข้องกับการคำนวณน้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อจังหวะถ่วง (weight per delay, W) สำหรับการระเบิดจริงหนึ่งครั้ง จึงมีการคัดเลือกเขตข้อมูลคิบัติ เฉพาะในส่วนที่เป็นเมืองหินที่มีการตัดตะพักเป็นแบบขั้นบันไดที่หาค่า W ได้

อนึ่งข้อมูลคิบัติที่ทาง U.S. Bureau of Mines ได้นำมาวิเคราะห์เชิงสถิติในข้อมูลส่วนใหญ่ตรวจวัดที่เมืองถ่านหินบนพื้นผิวดินขนาดใหญ่ ที่มีชั้นดินหนาคลุมทับ และมีการเจาะหลุมระเบิดด้วยหัวเจาะขนาดใหญ่ ดังนั้นเมื่อทำการวิเคราะห์เปรียบเทียบกับข้อมูลคิบัติของประเทศไทย จึงควรแยกเขตข้อมูลคิบัติที่จะมาวิเคราะห์ตามขนาดของเมืองหิน ดังนี้

1. เขตที่หนึ่ง เป็นข้อมูลคิบัติของเมืองหินปูนขนาดใหญ่ การตรวจวัดทำในเมืองที่มีการระเบิดหินเพื่อนำไปใช้ในอุตสาหกรรมซีเมนต์
2. เขตที่สอง เป็นข้อมูลคิบัติของเมืองหินปูนขนาดปานกลางถึงขนาดเล็ก การตรวจวัดทำในเมืองที่มีการระเบิดหินเพื่อนำไปใช้ในอุตสาหกรรมก่อสร้างถนนและอื่น ๆ
3. เขตที่สาม เป็นข้อมูลคิบัติของเมืองหินแกรนิตขนาดปานกลางถึงขนาดเล็ก การตรวจวัดทำในเมืองที่มีการระเบิดหินเพื่อนำไปใช้ในอุตสาหกรรมก่อสร้างถนนและอื่น ๆ
4. เขตที่สี่ เป็นข้อมูลคิบัติของเมืองหินเบะชอลด์ขนาดปานกลางถึงขนาดเล็ก การตรวจวัดทำในเมืองที่มีการระเบิดหินเพื่อนำไปใช้ในอุตสาหกรรมก่อสร้างถนนและอื่น ๆ

### 5.5.2 พื้นที่บริเวณที่ตรวจวัดและพจน์ควมแปรที่ปรากฏในตารางบันทึกผล

พื้นที่ที่ตรวจวัดของเมืองหินปูนขนาดใหญ่ อยู่ในเขตจังหวัดสระบุรี เพชรบุรี และนครศรีธรรมราช ส่วนพื้นที่ที่ตรวจวัดของเมืองหินปูนขนาดเล็ก นอกจากจังหวัดดังกล่าวก็อยู่ในเขตจังหวัดเลย หนองบัวลำภู นครราชสีมา ประจวบคีรีขันธ์ กรณีของที่ตั้งเมืองหินแกรนิตอยู่ในเขตจังหวัดระยองกับชลบุรี และเมืองหินเบะชอลด์อยู่ในเขตจังหวัดบุรีรัมย์

### 5.5.3 ตารางบันทึกผลการตรวจวัดค่าความสั้นสะเทือน

ตารางที่ 5.6 ถึง 5.9 เป็นการแยกข้อมูลคิบัติการตรวจวัดตามชนิดของเขตข้อมูลคิบัติ ดังรายละเอียดข้างต้น และแต่ละตารางได้แยกเป็นตารางย่อยตามตำแหน่งเมืองที่ตั้งอยู่ในบางเมืองก็อยู่ในเขตอำเภอเดียวกัน ในบางเมืองก็ไม่อยู่ในเขตอำเภอ หรือในเขตจังหวัดเดียวกัน รายละเอียดเพิ่มเติมเช่น ภาพหน้าเมือง โครงสร้างของธรณีวิทยาหน้างานระเบิด การใช้น้ำหนักวัตถุระเบิด เป็นต้น ได้มีระบุไว้ในเอกสารอ้างอิงท้ายเล่ม

ตารางที่ 5.6 ข้อมูลดิบชุด 1 ของการตรวจวัดผลกระทบการสิ้นสะท้อนของเหมืองหินปูนขนาดใหญ่

Date	PVS	D	W	ZC	Scaled	ACC	DISP
17/12/96	60.500	100.00	202.50	3.50	7.03	2.5388	0.3505
17/12/96	56.700	108.00	202.50	3.40	7.59	3.1837	0.7333
17/12/96	37.400	116.00	202.50	3.40	8.15	2.9488	0.2133
18/12/96	3.740	90.00	33.00	3.80	15.67	0.1093	0.0685
18/12/96	4.850	110.00	33.00	5.10	19.15	0.1093	0.0712
18/12/96	4.950	130.00	33.00	5.60	22.63	0.0918	0.0654
27/12/96	45.500	180.00	202.50	25.00	12.65	2.0813	0.5490
27/12/96	32.200	210.00	202.20	26.00	14.77	0.9169	0.3399
27/12/96	25.800	240.00	202.50	22.00	16.87	0.9218	0.2651
01/02/97	11.400	180.00	300.00	4.30	10.39	0.5131	0.0975
01/02/98	12.700	210.00	300.00	4.10	12.12	0.2785	0.0994
01/02/99	10.100	240.00	300.00	3.90	13.86	0.2918	0.0974
13/03/97	13.900	200.00	253.00	36.70	12.57	0.8674	0.0769
13/03/97	8.860	270.00	253.00	31.30	16.97	0.2948	0.0646
13/03/97	4.490	340.00	253.00	35.00	21.38	0.1697	0.0295
23/06/97	0.340	670.00	750.00	21.00	24.46	0.1109	0.0048
23/06/97	0.684	635.00	750.00	9.20	23.19	0.0649	0.0315
23/06/97	0.741	600.00	750.00	57.50	21.91	0.0795	0.0916
24/06/97	2.620	500.00	695.50	13.30	18.96	0.0706	0.0056
24/06/97	1.320	636.00	695.50	39.60	24.12	0.1289	0.0050
24/06/97	0.729	800.00	695.50	100.30	30.33	0.0793	0.0129
28/06/97	0.524	500.00	775.00	200.00	17.96	0.1063	0.0151
28/06/97	0.660	700.00	775.00	49.40	25.14	0.3208	0.0085
27/06/97	1.710	440.00	708.40	13.10	16.53	0.0918	0.0292
27/06/97	0.260	750.00	708.40	44.10	28.18	0.0223	0.0022
14/11/96	47.700	280.00	1300.00	N/A	7.77	1.2363	0.4076
26/11/96	11.400	200.00	316.30	19.70	11.25	0.4161	0.0727
26/11/96	13.400	230.00	316.30	12.80	12.93	0.3500	0.0884
26/11/96	1.250	260.00	316.30	5.80	14.62	0.0918	0.1153
02/12/96	8.760	230.00	316.30	17.40	12.93	0.3500	0.0768
02/12/96	7.760	260.00	316.30	39.00	14.62	0.1983	0.0760
02/12/96	17.600	290.00	316.30	41.00	16.31	0.2930	0.2019

Date	PVS	D	W	ZC	Scaled	ACC	DISP
20/12/96	39.600	170.00	341.30	9.40	9.20	1.5908	0.4495
20/12/96	32.800	200.00	341.30	9.20	10.83	1.6246	0.3678
20/12/96	24.000	230.00	341.30	9.80	12.45	1.2015	0.1867
25/12/96	41.300	150.00	1023.80	5.30	4.69	1.8778	0.4793
25/12/96	34.200	180.00	1023.80	3.80	5.63	2.0013	0.3405
25/12/96	17.200	210.00	1023.80	4.20	6.56	1.0256	0.1196
19/03/97	36.500	220.00	341.30	18.60	11.91	1.1509	0.3755
19/03/97	5.190	320.00	341.30	25.00	17.32	0.2070	0.0548
19/03/97	2.660	420.00	341.30	12.40	22.73	0.0918	0.0632
25/11/96	20.000	153.00	317.72	39.00	8.58	0.3200	0.2400
25/11/96	16.700	183.00	317.72	41.00	10.27	0.3100	0.2000
25/11/96	17.400	231.00	317.72	49.00	11.95	0.2700	0.3000
28/11/96	10.700	200.00	391.00	29.00	10.11	0.2100	0.1200
28/11/96	6.340	230.00	391.00	31.00	11.63	0.1400	0.0800
28/11/96	7.570	260.00	391.00	32.00	13.15	0.1700	0.2200
09/12/96	29.900	150.00	804.16	12.00	5.29	0.7400	0.2100
09/12/96	20.700	180.00	804.16	12.60	6.35	0.5400	0.2100
09/12/96	10.100	210.00	804.16	11.60	7.41	0.3800	0.0900
16/12/96	8.460	150.00	255.00	24.00	9.39	0.3900	0.0600
16/12/96	5.020	180.00	255.00	N/A	11.27	0.1700	0.0400
16/12/96	4.140	210.00	255.00	23.00	13.15	0.5000	0.0300
19/12/96	38.500	180.00	295.30	23.00	10.47	1.0200	0.3000
19/12/96	15.200	210.00	295.30	29.00	12.22	0.2500	0.1500
19/12/96	14.400	240.00	295.30	32.00	13.97	6.3800	0.2000
13/03/97	8.610	150.00	434.00	26.70	7.20	0.2800	0.0600
13/03/97	4.800	300.00	434.00	30.70	14.40	0.1100	0.0600
13/03/97	3.050	400.00	434.00	30.70	19.20	0.1100	0.0400
12/03/98	8.810	420.00	914.70	61.40	13.89	0.1700	0.1200
12/03/98	7.110	450.00	914.70	0.00	14.88	0.1400	0.0800
24/01/97	19.000	150.00	121.30	37.00	13.62	3.0459	0.1500
24/01/97	27.300	175.00	121.30	14.60	15.89	3.0425	0.2292
24/01/97	14.800	200.00	121.30	14.00	18.16	3.0242	0.1124



ตารางที่ 5.6 (ต่อ) ข้อมูลดิบชุด 1 ของการตรวจวัดผลกระทบการสั่นสะเทือนของเหมืองหินปูนขนาดใหญ่

Date	PVS	D	W	ZC	Scaled D	ACC	DISP
05/02/97	18.700	140.00	229.16	19.00	9.25	3.0836	0.1107
05/02/97	5.500	170.00	229.16	18.00	11.23	3.0087	0.1137
10/02/97	38.400	150.00	202.20	2.60	10.55	3.0258	3.0506
10/02/97	26.400	170.00	202.20	79.00	11.96	3.1116	0.1194
10/02/97	8.880	190.00	202.20	23.00	13.36	3.0236	0.0419
14/02/97	13.800	140.00	175.50	114.00	10.57	3.0132	0.0836
14/02/97	6.160	200.00	175.50	93.00	15.10	3.0068	0.0837
15/11/96	13.000	250.00	916.92	4.30	8.26	0.2241	0.1650
18/11/96	15.600	128.00	528.96	12.00	5.57	0.1954	0.2911
19/11/96	10.800	185.00	611.28	26.00	7.48	0.4700	0.1288
21/11/96	19.200	200.00	257.20	N/A	8.71	0.2948	0.2163
21/11/96	7.080	230.00	257.20	37.00	10.02	0.1697	0.0793
21/11/96	5.030	260.00	257.20	26.00	11.32	0.1243	0.0519
27/11/96	14.100	200.00	681.64	28.00	7.66	0.2767	0.3162
27/11/96	15.800	228.00	681.64	29.00	8.73	0.2042	0.3297
27/11/96	19.500	256.00	681.64	26.00	9.81	0.1545	0.5843
03/12/96	37.000	150.00	821.20	22.00	5.23	0.6391	0.5741
03/12/96	18.300	178.00	821.20	20.00	6.21	0.3394	0.2507
26/12/96	38.200	150.00	709.30	8.90	5.63	1.2339	0.4006
26/12/96	33.300	180.00	709.30	11.50	6.76	1.1845	0.2994
26/12/96	44.300	210.00	709.30	20.00	7.89	14.3729	0.5951
17/03/97	12.400	250.00	750.80	10.30	9.12	0.3013	0.2366
17/03/97	3.770	350.00	750.80	12.50	12.77	0.1243	0.0841
17/03/97	2.670	450.00	750.80	15.20	16.42	0.0918	0.0369
05/02/98	9.070	300.00	537.90	15.83	12.94	0.1638	0.5538
05/02/98	4.240	400.00	537.90	10.50	17.25	0.1072	0.0849
20/11/96	37.000	150.00	578.00	4.00	6.27	1.1033	0.9200
20/11/96	16.600	200.00	578.00	3.30	8.32	0.4640	0.3932
20/11/96	11.500	250.00	578.00	3.10	10.40	0.2129	0.1846
22/11/96	4.580	268.00	631.56	35.00	10.66	0.1427	0.1103
22/11/96	4.200	298.00	631.56	25.00	11.86	0.1093	0.0857

Date	PVS	D	W	ZC	Scaled D	ACC	DISP
04/12/96	28.700	150.00	275.00	9.80	9.06	0.6884	0.5493
04/12/96	13.200	180.00	275.00	3.80	10.85	0.3118	0.2448
04/12/96	23.400	210.00	275.00	5.20	12.66	0.7017	0.6454
10/12/96	12.000	150.00	300.00	16.30	8.66	0.2836	0.2098
10/12/96	15.100	180.00	300.00	16.50	10.39	0.2310	0.1929
10/12/96	5.790	210.00	300.00	2.80	12.12	0.1298	0.1136
25/03/97	26.800	150.00	253.00	16.50	9.43	0.4329	0.3782
25/03/97	9.230	250.00	253.00	17.20	15.72	0.1836	0.1362
25/03/97	7.460	350.00	253.00	10.70	22.00	0.1638	0.1389
02/02/98	9.930	380.00	169.40	23.40	29.20	0.1828	0.0863
02/02/98	3.620	450.00	169.40	12.99	34.57	0.0846	0.0379
16/02/98	2.510	400.00	267.15	12.17	24.47	0.0759	0.0437
16/02/98	1.020	450.00	267.15	13.67	27.53	0.1093	0.0166
10/01/97	41.700	120.00	529.00	30.00	5.22	3.3698	0.2879
10/01/97	31.000	140.00	529.00	93.00	6.09	1.4560	0.3290
10/01/97	28.500	160.00	529.00	102.00	6.96	0.8593	0.3244
14/01/97	38.700	120.00	1087.09	8.30	3.64	1.9814	0.4694
14/01/97	47.200	140.00	1087.09	10.80	4.25	1.7069	0.5788
14/01/97	35.200	160.00	1087.09	5.90	4.85	1.7400	0.4624
16/01/97	24.000	176.00	526.80	6.70	7.67	0.7146	0.1329
16/01/97	20.300	190.00	526.80	6.40	8.28	0.9078	0.1873
16/01/97	18.000	204.00	526.80	47.00	8.89	0.5362	0.1170
21/01/97	48.700	120.00	881.00	10.60	4.04	2.8937	0.4330
21/01/97	50.100	138.00	881.00	10.90	4.65	1.5773	0.6368
21/01/97	47.600	156.00	881.00	8.50	5.26	1.6357	0.6122
24/06/98	20.200	250.00	218.40	13.80	16.92	3.0217	0.2041
29/06/98	30.500	190.00	487.80	7.00	8.60	0.5269	0.3076
02/07/98	9.970	250.00	152.10	5.20	20.27	0.1683	0.1222
07/07/98	10.500	250.00	152.10	16.30	20.27	0.2352	0.0849
08/07/98	6.890	200.00	152.10	16.80	16.22	0.1381	0.0700
23/07/98	6.810	200.00	152.10	9.30	16.22	0.1432	0.0516

ตารางที่ 5.7 ข้อมูลดิบชุด 2 การตรวจวัดผลกระทบการสิ้นเปลืองของเหมืองหินปูนขนาดเล็กถึงปานกลาง

Date	PVS	D	W	ZC	Scaled D	ACC	DISP
06/12/96	37.500	157.00	1641.30	10.80	3.88	1.7000	0.1400
06/12/96	50.500	188.00	1641.30	10.20	4.64	3.9100	0.4300
06/12/96	27.700	217.00	1641.30	9.80	5.36	0.9900	0.2200
12/12/96	70.000	150.00	1672.50	23.00	3.67	1.4700	2.8500
12/12/96	23.000	180.00	1672.50	21.00	4.40	0.5300	0.1500
12/12/96	18.900	210.00	1672.50	22.00	5.13	1.0400	0.1400
13/12/96	13.700	150.00	1784.00	7.40	3.55	0.4500	0.1400
13/12/96	7.830	180.00	1784.00	7.50	4.26	0.1500	0.1300
13/12/96	8.800	210.00	1784.00	7.70	4.97	0.1500	0.1900
23/12/96	53.400	150.00	2251.70	3.40	3.16	1.5000	0.7000
23/12/96	45.700	180.00	2251.70	3.30	3.79	1.6000	0.3800
23/12/96	54.000	210.00	2251.70	14.80	4.43	1.8600	0.6400
03/01/97	5.830	180.00	1391.50	85.00	4.83	0.1200	0.0800
03/01/97	3.640	210.00	1391.50	93.00	5.83	0.1100	0.0600
03/01/97	3.690	240.00	1391.50	85.00	6.43	0.2800	0.0500
14/03/97	20.800	150.00	512.50	22.20	6.63	1.1200	0.2000
14/03/97	10.800	200.00	512.50	21.10	8.83	0.1700	0.3400
14/03/97	6.190	250.00	512.50	24.30	11.04	0.1700	0.0500
28/06/97	0.660	700.00	775.00	49.40	25.14	0.2800	0.0200
19/02/97	10.700	100.00	475.50	33.30	4.59	0.4001	0.0753
19/02/97	10.100	117.00	475.50	30.30	5.37	0.3282	0.0708
19/02/97	8.470	130.00	475.50	26.80	5.96	0.3500	0.0934
22/02/97	56.500	120.00	2465.00	71.30	2.42	3.9124	0.5400
22/02/97	37.300	140.00	2465.00	47.90	2.82	2.2797	0.7607
22/02/97	18.900	160.00	2465.00	95.30	3.22	1.4060	0.0647
23/02/97	28.800	120.00	246.50	82.00	7.64	2.0272	0.1737
23/02/97	23.400	140.00	246.50	68.70	8.92	1.6495	0.1239
23/02/97	17.500	160.00	246.50	57.00	10.19	1.2889	0.0727
25/02/97	4.210	120.00	860.00	69.00	4.09	0.3090	0.0263
25/02/97	2.810	140.00	860.00	15.70	4.77	0.1243	0.0330
25/02/97	2.540	160.00	860.00	17.40	5.46	0.0795	0.0314
26/02/97	1.690	120.00	112.00	75.30	11.34	0.1427	0.0100
26/02/97	1.590	140.00	112.00	88.70	13.23	0.1093	0.0124
26/02/97	1.850	160.00	112.00	34.60	15.12	0.1155	0.0278
14/01/97	26.500	80.00	205.50	8.20	5.58	1.2316	0.1584
14/01/97	32.100	100.00	205.50	7.10	6.98	1.4767	0.1538
14/01/97	20.400	120.00	205.50	9.50	8.37	1.3127	0.1403
15/01/97	32.700	60.00	94.90	14.80	6.16	2.3220	0.1817
15/01/97	20.600	80.00	94.90	6.70	8.21	1.3032	0.9609
15/01/97	25.000	96.00	94.90	17.40	9.85	0.5896	0.2847
17/01/97	38.200	40.00	43.50	6.60	6.06	2.4133	0.2313
17/01/97	31.700	70.00	43.50	11.30	10.61	1.0626	0.2238
20/01/97	28.200	105.00	164.40	11.90	8.19	1.2956	0.1882

Date	PVS	D	W	ZC	Scaled D	ACC	DISP
20/01/97	23.300	125.00	164.40	8.80	9.75	0.6606	0.1216
20/01/97	26.600	145.00	164.40	7.80	11.31	0.5068	0.2655
22/01/97	3.630	115.00	31.60	26.33	20.46	0.1545	0.0391
22/01/97	3.910	135.00	31.60	33.33	24.02	0.1877	0.0246
19/02/97	29.600	120.00	1257.30	30.60	3.38	1.0172	2.3926
19/02/97	12.800	130.00	1257.30	31.30	3.67	0.3990	0.0818
19/02/97	10.100	140.00	1257.30	25.00	3.95	0.2948	0.0903
21/02/97	6.750	160.00	583.30	34.30	6.62	74.9535	0.0396
21/02/97	9.510	170.00	583.30	43.50	7.04	0.5502	0.0315
21/02/97	8.310	180.00	583.30	50.00	7.45	0.3621	0.0309
24/02/97	4.340	200.00	1137.00	24.70	5.93	0.1545	0.0487
24/02/97	3.010	300.00	1137.00	15.60	8.90	0.1298	0.0510
24/02/97	2.980	340.00	1137.00	11.80	10.08	0.1427	0.0590
25/02/97	4.710	250.00	1163.30	26.80	7.33	0.1877	0.0524
25/02/97	4.970	280.00	1163.30	19.50	8.21	0.1742	0.0514
25/02/97	4.520	310.00	1163.30	36.30	9.09	0.1781	0.0532
26/02/97	10.000	150.00	550.00	26.50	6.40	0.3090	0.0688
26/02/97	8.610	160.00	550.00	57.30	6.82	0.5362	0.0406
26/02/97	11.000	170.00	550.00	37.50	7.25	0.4964	0.0765
20/02/97	13.700	160.00	505.00	33.50	7.12	0.5353	0.0637
20/02/97	15.900	170.00	505.00	36.30	7.56	0.6691	0.1019
20/02/97	14.100	180.00	505.00	25.70	8.01	0.4095	0.0951
23/02/97	26.200	100.00	503.00	81.30	4.46	2.1061	0.1108
23/02/97	20.000	120.00	503.00	85.00	5.35	1.4310	0.0583
23/02/97	15.000	140.00	503.00	65.80	6.24	1.0479	0.0424
23/02/97	26.500	60.00	512.00	41.00	2.65	1.1712	0.1622
23/02/97	18.700	80.00	512.00	49.30	3.54	1.3283	0.0809
23/02/97	24.600	100.00	512.00	38.30	4.42	1.4978	0.1738
24/02/97	26.900	100.00	402.50	30.20	4.98	1.2253	0.2559
24/02/97	12.300	120.00	402.50	21.00	5.98	1.6783	0.1102
24/02/97	11.300	140.00	402.50	18.60	6.98	0.3209	0.1109
27/01/97	11.800	175.00	121.30	12.30	15.89	0.3131	0.1484
27/01/97	6.460	200.00	121.30	34.00	18.16	0.1243	0.0769
31/01/97	40.200	156.00	276.00	4.40	9.39	0.7548	1.8338
31/01/97	11.200	186.00	276.00	5.00	11.20	0.3238	0.0230
05/02/97	29.300	70.00	340.00	9.40	3.80	0.7957	0.1474
05/02/97	6.270	100.00	340.00	8.70	5.42	0.5985	0.1180
10/02/97	7.580	130.00	136.80	7.90	11.11	0.1427	0.0896
10/02/97	6.020	150.00	136.80	7.10	12.82	0.1545	0.0634
10/02/97	3.440	185.00	136.80	4.20	15.82	0.0918	0.0394
14/02/97	1.840	100.00	185.10	114.00	7.35	0.1742	0.0032
14/02/97	1.800	120.00	185.10	114.00	8.82	0.1243	0.0068
14/02/97	1.750	150.00	185.10	171.00	11.03	0.1243	0.0074

ตารางที่ 5.8 ข้อมูลดิบเซต 3 ผลการตรวจวัดการสั่นสะเทือนในเมืองหินแกรนิต

Date	PVS	D	W	ZC	Scaled D	ACC.	DISP.
08/01/97	3.30	400.00	644.00	18.77	15.76	0.0918	0.0365
08/01/97	1.63	480.00	644.00	24.37	18.91	0.0918	0.0135
09/01/97	6.09	300.00	493.68	114.00	13.50	0.8699	0.0175
09/01/97	2.29	350.00	493.68	200.00	15.75	0.3654	0.0126
10/01/97	6.61	200.00	201.30	20.00	14.10	0.1545	0.0718
10/01/97	3.36	250.00	201.30	26.23	17.62	0.1093	0.0358
12/01/97	3.03	150.00	107.50	65.33	14.47	0.1697	0.0111
12/01/97	3.90	240.00	107.50	43.33	23.15	0.1243	0.0217
13/01/97	5.42	200.00	992.90	19.80	6.35	0.1243	0.0581
13/01/97	2.90	250.00	992.90	24.33	7.93	0.1527	0.0208
14/01/97	12.50	200.00	966.20	27.33	6.43	0.3685	0.0774
14/01/97	11.80	250.00	966.20	22.90	8.04	0.2070	0.1064
21/01/97	3.83	300.00	205.70	25.67	20.92	0.0832	0.0292
21/01/97	3.97	350.00	205.70	27.67	24.40	0.0938	0.0265
15/01/98	44.50	100.00	621.00	22.27	4.01	0.8913	0.2073
15/01/98	12.20	150.00	621.00	50.50	6.02	0.2917	0.0494
31/01/98	***	200.00	687.00	25.33	7.63	0.5237	0.1547
31/01/98	28.00	250.00	687.00	20.83	9.54	0.4167	0.1753
03/02/98	19.00	200.00	638.00	32.00	7.92	0.3450	0.0715
03/02/98	25.30	250.00	638.00	40.00	9.90	0.7160	0.0537
18/03/98	8.25	230.00	531.50	30.33	9.98	0.1457	0.0326
18/03/98	2.95	280.00	531.50	16.77	12.15	0.0298	0.0176
20/03/98	7.39	300.00	530.80	24.03	13.02	0.0929	0.0367
20/03/98	3.02	350.00	530.80	20.33	15.19	0.0354	0.0171
24/03/98	3.22	270.00	252.10	25.53	17.01	0.0387	0.0133
24/03/98	9.11	330.00	252.10	52.00	20.78	0.1800	0.0197
25/03/98	7.20	230.00	487.80	18.50	10.41	0.0767	0.0370
25/03/98	5.15	290.00	487.80	25.67	13.13	0.0700	0.0178
18/03/98	6.760	300.00	341.80	35.00	16.23	0.1460	0.0255
18/03/98	2.190	350.00	341.80	18.67	18.93	0.0320	0.0162
24/03/98	5.270	270.00	417.50	38.00	13.21	0.0940	0.0148
24/03/98	4.600	300.00	417.50	25.60	14.68	0.0619	0.0205
25/03/98	***	150.00	760.20	30.33	5.44	0.5897	0.1263
25/03/98	18.100	230.00	760.20	22.00	8.34	0.1583	0.0746

ข้อมูลที่ไม่น่าเชื่อถือ

\*\*\*

Out Of Range

ตารางที่ 5.9 ข้อมูลดิบชุด 3 ผลการตรวจวัดการสั่นสะเทือนในเหมืองหินมะขอลค์

Date	PVS	D	W	ZC	Scaled D.	ACC.	DISP.
24/02/98	22.80	200.00	455.00	16.07	9.38	0.2743	0.1405
24/02/98	9.04	250.00	455.00	16.10	11.72	0.1860	0.0643
24/02/98	7.03	200.00	157.50	22.37	15.94	0.0785	0.0325
24/02/98	1.73	250.00	157.50	28.67	19.92	0.0500	0.0109
25/02/98	7.30	300.00	146.70	25.77	24.77	0.1413	0.0430
25/02/98	4.48	390.00	146.70	30.57	32.20	0.1150	0.0229
25/02/98	5.46	300.00	280.11	20.70	17.92	0.0785	0.0295
25/02/98	2.20	360.00	280.11	28.10	21.51	0.0598	0.0124
04/03/98	7.07	350.00	904.40	16.23	11.64	0.0585	0.0427
04/03/98	5.21	450.00	904.40	13.57	14.96	0.0410	0.0350
07/03/98	2.88	290.00	415.80	20.63	14.22	0.0442	0.0167
07/03/98	2.06	330.00	415.80	20.03	16.18	0.0243	0.0133
19/02/98	1.93	250.00	202.40	28.00	17.57	0.0598	0.0257
19/02/98	2.51	300.00	202.40	33.13	21.09	0.0697	0.0242
20/02/98	2.32	250.00	179.50	10.23	18.66	0.0598	0.0274
23/02/98	2.10	250.00	206.70	10.80	17.39	0.0598	0.0254
23/02/98	2.50	300.00	206.70	35.77	20.87	0.0500	0.0234
24/02/98	1.06	150.00	113.40	60.67	14.09	0.0500	0.0044
24/02/98	0.66	190.00	113.40	47.33	17.84	0.0598	0.0026
26/02/98	6.00	150.00	127.10	26.57	13.31	0.1062	0.0266
26/02/98	4.35	220.00	127.10	19.87	19.51	0.0785	0.0207
27/02/98	4.31	235.00	115.00	39.20	21.91	0.0884	0.0194
27/02/98	3.61	380.00	115.00	36.57	35.44	0.0875	0.0151
27/02/98	1.97	380.00	258.40	30.27	23.64	0.0410	0.0144
27/02/98	3.49	440.00	258.40	33.73	27.37	0.0718	0.0171
05/03/98	1.32	240.00	184.40	9.20	17.67	0.0342	0.0125
10/03/98	5.380	240.00	280.10	23.20	14.34	0.1557	0.0579
10/03/98	3.540	360.00	280.10	11.20	21.51	0.0707	0.0309
24/02/98	3.87	350.00	522.70	29.60	15.31	0.1678	0.0288
24/02/98	4.100	400.00	522.70	67.37	17.50	0.1668	0.0241

ข้อมูลที่ไม่น่าเชื่อถือ

ตัวอักษรและสัญลักษณ์พจน์ควมแปรที่ระบุในตารางบันทึกผลการสั่นสะเทือน มีคำอธิบายดังต่อไปนี้

- QN หมายถึง ชื่อของเหมืองหิน (quarry name) การระบุชื่อจะทำไว้บนมุมบนของซ้ายตารางย่อย
- Date หมายถึง วัน เดือน ปี ที่ทำการบันทึกผลการสั่นสะเทือนพร้อมกันหลายเครื่องก็จะระบุเป็นวันเดียวกัน
- PVS เป็นค่าผลลัพธ์เชิงเวกเตอร์ค่าจุดสูงสุดความเร็วอนุภาค (Peak Vector Sum) ที่คำนวณมาจากผลรวมของค่าจุดสูงสุดความเร็วอนุภาค 3 แกน (หรือทิศทาง) หน่วยเป็น มิลลิเมตรต่อวินาที
- D หมายถึง ระยะทางในแนวราบ ที่วัดระหว่างหน้าเหมืองกับจุดที่ตั้งเครื่อง หน่วยเป็นเมตร
- W หมายถึง น้ำหนักวัตถุระเบิด (AN-FO) สูงสุดต่อจังหวะถ่วงของแก๊สไฟฟ้า ที่คำนวณจากแบบอย่างผังหน้าระเบิด มีหน่วยเป็น กิโลกรัมต่อจังหวะถ่วง
- ZC หมายถึง ค่า Zero Crossing Frequency หน่วยเป็น เฮิรตซ์ ค่าที่ได้หาจากช่วงเวลาของคลื่นที่มีการแกว่งแบบออสซิลเลต (period of oscillation) การคำนวณค่า ZC ได้มาจากค่าพอร์มของคลื่นที่มีจุดสูงสุดสืบเนื่องกัน (successive peaks) โดยมักเลือกตำแหน่งที่เป็นจุดสูงสุดของความเร็วอนุภาค (PVS)
- Scaled D. หมายถึง ค่าการสเกลรากกำลังสองของระยะทาง เป็นค่าที่คำนวณจากค่าระยะทาง ต่อ ค่ารากกำลังสองของน้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดสำหรับการถ่วงจังหวะด้วยแก๊สไฟฟ้า หน่วยเป็น เมตร ต่อ (กิโลกรัม)<sup>1/2</sup>
- ACC. หมายถึง ค่าความเร่งอนุภาคที่ตรวจวัดได้ หน่วยเป็น มิลลิเมตร ต่อ (วินาที)<sup>1/2</sup>
- DISP. หมายถึง ค่าการเปลี่ยนตำแหน่งอนุภาค หน่วยเป็น มิลลิเมตร

อนึ่งในระหว่างที่ทำการบันทึกผลในภาคสนาม เครื่องตรวจวัดอาจระบุค่าที่เกินช่วงขอบเขตที่ควรจะเป็น (out of range) ในตารางจะทำการเป็นแลงเงาในช่องเล็ก ๆ ที่มีค่าตัวเลขดังกล่าวไว้ และค่าเหล่านี้ได้ถูกคัดออกจากการเป็นข้อมูลที่ใช้ในการวิเคราะห์ผลเชิงสถิติ

#### 5.5.4 ผลลัพธ์การวิเคราะห์เชิงสถิติกรณีข้อมูลคิขของประเทศไทย

การประเมินผลเพื่อหาค่าเชิงสถิติข้อมูลคิขของประเทศไทย ใช้แนวทางเดียวกับที่ทางคณะที่มงานของ Siskind et al. ได้เสนอไว้เป็น 2 แบบ คือ วิธีการแบบแรกเป็นการหาค่าเฉลี่ยและค่าความแปรปรวนโดยใช้การถดถอยเชิงเส้น หรือที่เรียกว่า วิธี Mean

and Variance และวิธีแบบที่สองเป็นการหาค่าเปอร์เซ็นต์โอกาสที่จะเกิดความเสียหาย หรือที่เรียกว่าวิธี Probability

การประเมินผลเพิ่มเติมที่ทางคณะผู้วิจัยโครงการนี้ ได้ดำเนินการนอกเหนือจากที่ Bureau of Mines ทำไว้ คือ ได้แยกกลุ่มข้อมูลที่มีค่าความถี่สูงกว่า 40 เฮิรตซ์ ไว้เป็นกลุ่มข้อมูลที่มีความถี่สูง (high frequency) กับกลุ่มข้อมูลที่มีค่าความถี่ต่ำกว่า 4 เฮิรตซ์ ไว้เป็นกลุ่มข้อมูลที่มีความถี่ต่ำ (low frequency) เพื่อให้มีความชัดเจนมากขึ้น

### 1. การประเมินผลข้อมูลคิบัติประเทศไทยวิธี Mean and Variance Analysis

หลักการวิธีนี้ ใช้การสมมุติให้การแจกแจงค่าข้อมูลคิบัติตัวแปรสุ่มเป็นแบบปกติ และวิเคราะห์ในรูปแบบเดียวกับที่ได้อธิบายหลักการมาแล้วในหัวข้อ 5.3.1 ตารางที่ 5.10 ข้างล่าง เป็นผลการเปรียบเทียบความชันของเส้นถดถอย ระหว่างค่าที่ระบุในรายงาน R.I. 8507 กับค่าข้อมูลคิบัติการตรวจวัดจริงในประเทศไทย ซึ่งมีการกำหนดค่าช่วงคลื่นความถี่กับการแยกแสดงผลการวิเคราะห์ตามชนิดเขตข้อมูลคิบัติด้วย

ตารางที่ 5.10 การเปรียบเทียบค่าความชันของเส้นถดถอย ที่ได้จากแนวทางวิธีแรกที่เป็นการทำค่าเฉลี่ยกับค่าความแปรปรวนเขตข้อมูลคิบัติ

ประเภทความถี่	RI 8507		หินเมืองไทย	
	กลุ่มข้อมูล	ความชัน	ประเภทของหิน	ความชัน
ทุกค่าความถี่	Set 7 Threshold damage	- 0.67	หินปูนเหมืองใหญ่	- 0.429
			หินปูนเหมืองเล็ก	- 0.616
			หินแกรนิต	- 0.544
			หินบะซอลต์	- 0.879
ความถี่สูง	Set 6 Minor damage	- 1.06	หินปูนเหมืองใหญ่	- 0.211
			หินปูนเหมืองเล็ก	- 1.842
			หินแกรนิต	- 0.685
			หินบะซอลต์	- 1.787
ความถี่ต่ำ	Set 4 Threshold damage	- 1.86	หินปูนเหมืองใหญ่	- 4.143

จากการพิจารณาค่าความชันเส้นถดถอยของข้อมูลการตรวจวัด เมื่อกำหนดให้ค่าความชันของ R.I. 8507 เป็นมาตรฐาน มีข้อนำสังเกตดังนี้

ก. ความชันของเส้นเริ่มเกิดความเสียหาย (threshold damage) ที่ระดับชั้นความถี่ค่าสำหรับข้อมูลเขต 1 ของประเทศไทย (เหมืองหินปูนขนาดใหญ่) มีค่าความชันสูงกว่าข้อมูลเขต 4 ของ R.I. 8507 ข้อมูลดิบของประเทศไทยเขตนี้ มีลักษณะที่ค่าความเบี่ยงเบนออกจากมาตรฐานมาก

ข. ความชันของเส้นเกิดความเสียหายเล็กน้อย (minor damage) ที่ระดับชั้นความถี่สูง ข้อมูลเขต 1 (เหมืองหินปูนขนาดใหญ่) กับข้อมูลเขต 3 (เหมืองหินแกรนิต) ของประเทศไทย มีค่าความชันน้อยกว่าข้อมูลเขต 6 ของ R.I. 8507

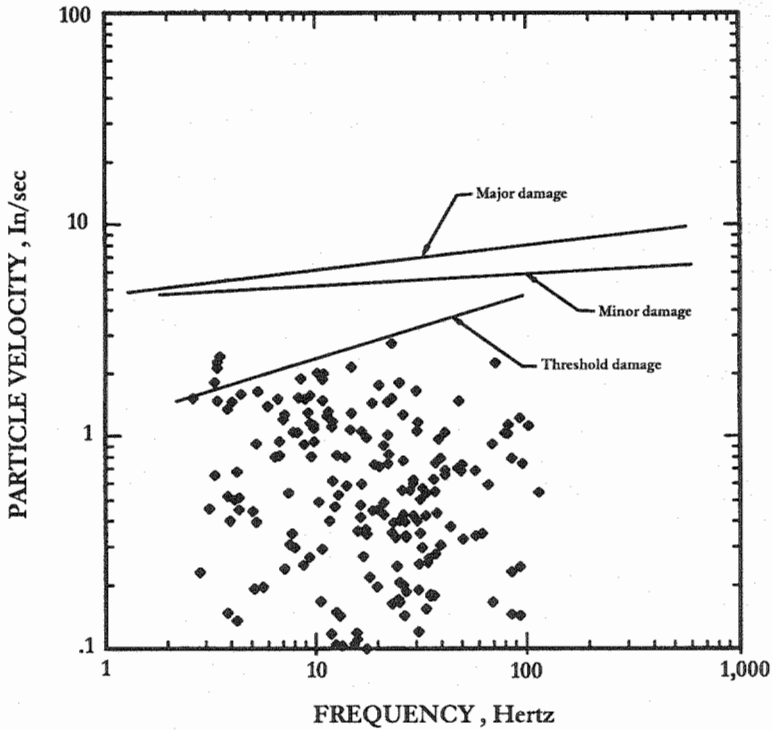
ส่วนข้อมูลเขต 2 (เหมืองหินปูนขนาดเล็ก) กับข้อมูลเขต 4 (เหมืองหินอะลูมิเนียม) ของประเทศไทย มีค่าความชันมากกว่า

ค. ความชันของเส้นเริ่มเกิดความเสียหาย (threshold damage) ที่ค่าความถี่ทุกระดับชั้น ข้อมูลเขต 1, เขต 2 กับข้อมูลเขต 3 ของประเทศไทย มีค่าความชันน้อยกว่าข้อมูลเขต 7 ของ R.I. 8507 แต่ก็มีความใกล้เคียงกันมาก ถ้าให้ค่าความชันของเส้นถดถอยของ Bureau of Mines เป็นเกณฑ์มาตรฐาน มีผลน่าเชื่อถือได้ว่าจะใช้ได้กับของประเทศไทย และถึงแม้ว่าข้อมูลเขต 4 ของประเทศไทยจะมีความชันสูงกว่า แต่ก็มีความใกล้เคียงกับความชันเส้นถดถอยมาตรฐานสำหรับทุกความถี่

ผลการวิเคราะห์จากค่าความชันดังกล่าว โอกาสที่จะเกิดความเสียหายมีน้อย และน่าจะป้องกันได้จากการออกแบบให้มีการควบคุมผลลัพธ์ของการระเบิดหินที่ดี เช่น จำกัดเรื่องน้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อการระเบิดหนึ่งครั้ง มีการใช้แก๊สไฟฟ้าจางหวะถ่วง เป็นต้น

ข้อสนับสนุนเรื่องความเสี่ยงของการระเบิดหินในประเทศไทยอีกส่วนหนึ่ง ได้มาจากการทดลองนำค่าข้อมูลดิบของเขต 1 กับเขต 2 ของประเทศไทย ตั้งแต่ปี 2539-2541 มารวมกันทำให้เป็นข้อมูลดิบของเหมืองหินปูนแบบขั้นบันไดทั่วประเทศ (ดูตารางที่ 5.6 กับตารางที่ 5.7) มาพล็อตใหม่เพื่อเปรียบเทียบกับเส้นขีดจำกัดความเสียหายที่ทาง U.S. Bureau of Mines ได้ระบุไว้

ข้อมูลดิบประเทศไทยที่มีค่าความเร็วอนุภาคสูงสุด (แปลงหน่วยเป็น นิ้วต่อวินาที) กับค่าความถี่ (หน่วยเป็น เฮิรตซ์) ถูกนำมาพล็อต (คล้ายคลึงกับ Figure 54 หน้า 56, R.I. 8507) แล้วใช้ความชันของเส้นถดถอยของเขต 7 (R.I. 8507) เป็นเกณฑ์มาตรฐานสำหรับทุกค่าความถี่ เส้นความชันนี้มี 3 เส้น เป็นเส้นความชันที่เริ่มเสียหาย (มีค่า 0.78) เส้นความชันที่เสียหายน้อย (มีค่า 0.46) และเส้นความชันที่เสียหายมาก (มีค่า 0.59) พบว่า มีจำนวนข้อมูลเพียง 1.87 % ของทั้งหมดที่อยู่เหนือขีดเริ่มเกิดความเสียหาย และไม่มีข้อมูลใดอยู่เหนือขอบเส้นขีดจำกัดของความเสียหายเล็กน้อยเลย (ดูรูปที่ 5.7 หน้า 135)



รูปที่ 5.7 การทดลองพล็อตตำแหน่งจุดข้อมูลคิบัติการตรวจวัดผลการสั่นสะเทือนที่รวมเขต 1 กับเขต 2 เป็นค่าข้อมูลคิบัติการระเบิดหินเหมืองหินปูนแบบชั้นบันไดของประเทศไทย ทำการเปรียบเทียบกับค่าความถี่เส้นถดถอยขีดจำกัดความเสียหายของข้อมูลเขต 7, R.I. 8507

ถ้าหากทำการระบุค่าเชิงสถิติของรูปที่ 5.7 ข้างบน โดยเปรียบเทียบกับค่าขีดจำกัดเริ่มเสียหาย (threshold damage) จำนวนจุดการตรวจวัดของประเทศไทยที่อยู่เหนือเกินเส้นขีดมาตรฐานมีเพียง 4 จุด จากที่มีการพล็อตข้อมูลคิบัติทั้งหมด 213 จุด จัดได้ว่ามีโอกาสความเป็นไปได้เล็กน้อยมากที่การระเบิดแบบควบคุมผลกระทบจะก่อให้เกิดความเสียหาย หรือถ้าหากคำนวณเปอร์เซ็นต์ของค่าการตรวจวัดที่อยู่เหนือเส้นขีดจำกัดเริ่มเกิดความเสียหาย จะมีค่าเพียง 2 เปอร์เซ็นต์

ในอีกแนวทางหนึ่ง ถ้าหากทำการวิเคราะห์ค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ( $V_{min}$ ) ที่ได้จากวิธีการหาค่าเฉลี่ยกับค่าความแปรปรวน (mean and variance) ในแนวทางของหัวข้อ 5.3.1 กับ 5.3.3 ทำการวิเคราะห์โดยแยกประเภทของความถี่ เพื่อหาความน่าจะเป็นที่ระดับขั้นที่ค่าแห่งข้อมูลอยู่นอกเหนือขอบความเชื่อมั่น (Probability Outside Low Limit, POLL) เท่ากับ 5 เปอร์เซ็นต์ โดยการเปรียบเทียบค่าที่วิเคราะห์จากข้อมูลคิบัติของ U.S. Bureau of Mines กับค่าที่วิเคราะห์จากข้อมูลคิบัติของประเทศไทย



ผลลัพธ์ของการวิเคราะห์ (ดูตารางที่ 5.11 ข้างล่างประกอบ) เพื่อเปรียบเทียบความเร็วอนุภาคต่ำสุดของข้อมูลดิบทั้งสองชุดด้วยวิธี Mean and Variance ที่หาจากผลความสัมพันธ์ จากตัวแปรสุ่มอิสระ (X) ซึ่งเป็นค่าความถี่ กับตัวแปรสุ่มที่พึ่งพิง (Y) ซึ่งเป็นค่าระยะการเปลี่ยนตำแหน่ง พบว่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ( $V_{min}$ ) ของชุด Bureau of Mines ที่ระบุในรายงาน R.I. 8507 สำหรับทุกค่าความถี่ มีค่าความเร็วอนุภาคที่ 21.5 มิลลิเมตร/วินาที ในขณะที่ความเร็วอนุภาคต่ำสุดของชุดประเทศไทย มีค่าเพียง 1.64–2.83 มิลลิเมตร/วินาที (ขึ้นอยู่กับชนิดของหิน)

ดังนั้นการปฏิบัติงานระเบิดหินในประเทศไทยจัดว่ามีความเสี่ยงต่ำมาก ผลของการวิเคราะห์ข้อมูลที่แยกประเภทความถี่ระหว่างของชุดของ Bureau of Mines กับชุดของประเทศไทย ได้ค่าผลลัพธ์ในทำนองเดียวกันที่มีค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุดของประเทศไทยอยู่ในระดับที่ต่ำ

ตารางที่ 5.11 การเปรียบเทียบค่าความเร็วอนุภาคต่ำสุด ( $V_{min}$ ) แล้วใช้วิธี Mean and Variance หาค่าเปอร์เซ็นต์ความน่าจะเป็นที่ค่า POLL = 5 % ระหว่างข้อมูลดิบ 2 ชุด

ประเภทความถี่	RI 8507		หินเมืองไทย	
	กลุ่มข้อมูล	ความเร็วอนุภาค (มิลลิเมตร/วินาที)	ประเภทของหิน	ความเร็วอนุภาค (มิลลิเมตร/วินาที)
ทุกค่าความถี่	Set 7 Threshold damage	21.5	หินปูนเมืองใหญ่	1.64
			หินปูนเมืองเล็ก	2.83
			หินแกรนิต	1.85
			หินบะซอลต์	1.63
ความถี่สูง	Set 6 Minor damage	111	หินปูนเมืองใหญ่	0.60
			หินปูนเมืองเล็ก	2.32
			หินแกรนิต	6.44
			หินบะซอลต์	0.76
ความถี่ต่ำ	Set 4 Threshold damage	16.5	หินปูนเมืองใหญ่	1.64

## 2. การประเมินผลข้อมูลคิประเทศไทยด้วยวิธี Probability Analysis

หลักการวิธีนี้ใช้การสมมุติให้การแจกแจงค่าข้อมูลคิตัวแปรสุ่มเป็นแบบลอการิทึมปกติ และทำการวิเคราะห์ในรูปแบบเดียวกับที่ได้อธิบายมาแล้วในหัวข้อ 5.3.2 ถึง 5.3.4

ตัวอย่างการวิเคราะห์เซตข้อมูลชุดหนึ่งที่ได้แยกประเภทความถี่ไว้แล้ว โดยใช้วิธี Probability ได้แก่ การวิเคราะห์ความเร็วอนุภาคของเหมืองหินปูนขนาดใหญ่ ตารางที่ 5.12 ข้างล่างเป็นเซตข้อมูลเมื่อตรวจวัดความเร็วอนุภาคได้ความถี่ค่า (ไม่ได้แยกชื่อของเหมืองหินไว้) โดยมีจุดประสงค์จะหาความเร็วอนุภาคค่าสุด ( $V_{\min}$ ) ที่ขอบค่าของระดับชั้นความเชื่อมั่น 95%

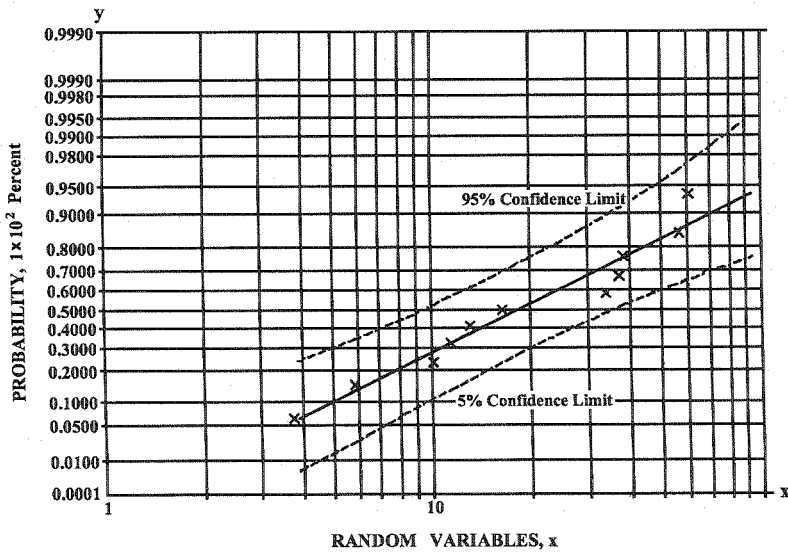
ตาราง 5.12 ข้อมูลคิความเร็วอนุภาคที่ตรวจวัดและบันทึกได้ค่าความถี่ค่า สำหรับเหมืองหินปูนแบบชั้นบันไดขนาดใหญ่ของประเทศไทย

ความเร็วอนุภาค (มิลลิเมตร/วินาที)						
60.500	34.200	38.400	16.600			
56.700			11.500			
37.400			13.200			
3.740			5.79			
10.100						

จากข้อมูลคิในตารางที่ 5.12 ข้างบน นำค่าที่ได้เป็นข้อมูลเข้า (input data) เพื่อใช้โปรแกรม PROBCHAR วิเคราะห์ผลแล้วพล็อตเป็นกราฟบนกระดาษความน่าจะเป็นแบบลอการิทึมปกติ (ดูรูป 5.8 หน้าถัดไป) แล้วอ่านค่าที่เป็นข้อมูลออก (output data) ของตัวแปรเสริมมาตรฐาน (ค่า A) กับค่าตัวแปรเสริมรูปร่าง (ค่า B) แล้วแทนค่าในสมการสำหรับการแจกแจงค่าลอการิทึมปกติ

$$F(x) = \Phi\left(\frac{\ln x - A}{B}\right)$$

ซึ่งค่าที่อ่านเป็นข้อมูลออกของรูปที่ 5.8 คือค่า  $A = 2.914$  ค่า  $B = 1.0047$  ใช้ตารางสถิติของตำรา Reliability, Maintainability and Supportability หน้า 224 ที่  $z = -1.64$ ;  $F(z) = 0.050$  แทนค่าสมการข้างบนได้ค่า  $x = 3.55$  หรืออ่านค่า  $V_{\min}$  ที่ค่า POLL 5% (1.64 SD) เป็น 3.55 มม./วินาที



รูปที่ 5.8 การพล็อตค่าความเร็วอนุภาคบนกระดาษกราฟการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ ที่ปรากฏบนหน้าจอคอมพิวเตอร์

ตารางที่ 5.13 การเปรียบเทียบค่าความเร็วอนุภาคค่าสุด โดยกำหนดให้ใช้วิธี Probability เพื่อหาค่าเปอร์เซ็นต์ความน่าจะเป็นที่ขอบค่าช่วงความเร็วมัน (POLL = 5 %)

ประเภทความถี่	RI 8507		หินเมืองไทย	
	กลุ่มข้อมูล	ความเร็วอนุภาค (มิลลิเมตร/วินาที)	ประเภทของหิน	ความเร็วอนุภาค (มิลลิเมตร/วินาที)
ทุกค่าความถี่	Set 7 Threshold damage	25.00	หินปูนเมืองใหญ่	4.74
			หินปูนเมืองเล็ก	4.38
			หินแกรนิต	1.53
			หินบะซอลต์	1.00
ความถี่สูง	Set 6 Minor damage	101.75	หินปูนเมืองใหญ่	0.31
			หินปูนเมืองเล็ก	0.94
			หินแกรนิต	1.59
			หินบะซอลต์	0.23
ความถี่ต่ำ	Set 4 Threshold damage	19.75	หินปูนเมืองใหญ่	3.55 1.64

ในอีกแนวทางหนึ่ง ถ้าหากการวิเคราะห์ค่าความเร็วอนุภาคค่าสุด ( $V_{min}$ ) ที่ได้ จากวิธีการวิเคราะห์ค่าความน่าจะเป็น (probability analysis) โดยใช้โปรแกรม PROBCHAR วิเคราะห์ข้อมูลดิบทั้งหมดสำหรับการวัดการสั่นสะเทือนภายในประเทศไทยโดย แยกประเภทของความถี่ เพื่อหาความน่าจะเป็นของ  $V_{min}$  ระดับขั้นที่ค่าแห่งข้อมูลอยู่นอก เหนือขอบความเชื่อมั่น (Probability Outside Low Limit, POLL) เท่ากับ 5 เปอร์เซ็นต์ จากนั้นก็ทำการเปรียบเทียบค่าที่วิเคราะห์จากข้อมูลดิบของ U.S. Bureau of Mines กับค่าที่วิเคราะห์จากข้อมูลดิบของประเทศไทย ดังที่ได้ระบุผลลัพธ์ไว้ในตาราง ที่ 5.13 หน้า 138

### 3. ผลสรุปการใช้การวิเคราะห์เชิงสถิติของข้อมูลดิบการสั่นสะเทือนในประเทศไทย

ข้อมูลดิบของประเทศไทยที่ได้ทำการวิเคราะห์ผลเชิงสถิติทั้ง 2 วิธี ถูกนำมาทดลอง เปรียบเทียบกันบนตารางเดียวกัน เฉพาะในส่วนของ  $V_{min}$  ที่ระดับค่า POLL = 5 % เพื่อพิจารณาได้ชัดเจนว่าการวิเคราะห์ประเภทใด เหมาะสมกับการนำมาใช้ในการ วิเคราะห์เชิงสถิติของการปฏิบัติงานระเบิดหินแบบตัดตะพักเป็นขั้นบันไดของประเทศไทย

ตารางที่ 5.14 เป็นตารางการเปรียบเทียบการวิเคราะห์ทั้ง 2 วิธี สำหรับ ข้อมูลดิบของประเทศไทย แยกตามเขตข้อมูลดิบทั้ง 4 เขต กับตามประเภทความถี่

ตารางที่ 5.14 การเปรียบเทียบค่าจุดสูงสุดของความเร็วอนุภาค โดยใช้วิธี Mean and Variance กับวิธี Probability เพื่อหาค่าเปอร์เซ็นต์ความน่าจะเป็นที่ค่า POLL = 5 %

ประเภทความถี่	ประเภทของหิน	ความเร็วอนุภาค (มิลลิเมตร/วินาที)	
		วิธี Mean and Variance	วิธี Probability
ทุกค่าความถี่	หินปูนเมืองใหญ่	1.64	4.74
	หินปูนเมืองเล็ก	2.83	4.38
	หินแกรนิต	1.85	1.53
	หินบะซอลท์	1.63	1.00
ความถี่สูง	หินปูนเมืองใหญ่	0.60	0.31
	หินปูนเมืองเล็ก	2.32	0.94
	หินแกรนิต	6.44	1.59
	หินบะซอลท์	0.76	0.23
ความถี่ต่ำ	หินปูนเมืองใหญ่	1.64	1.64

ผลการพิจารณาค่าตัวเลขความเร็วอนุภาคต่ำสุด ปรากฏว่าผลลัพธ์ทั้ง 2 วิธี มีค่าต่างกันพอสมควร และถ้าหากเทียบกับข้อมูลของการวิเคราะห์ด้วยวิธี Probability มีค่าค่อนข้างน่าเชื่อถือกว่า อย่างไรก็ตามตัวเลขผลลัพธ์ของการวิเคราะห์ผลเชิงสถิติข้อมูลดิบของประเทศไทยไม่ใช่เป็นสิ่งที่ประกันความปลอดภัย ว่าการระเบิดหินแบบตัดตะพักเป็นชั้นบันไดของประเทศไทย จะไม่เกิดผลกระทบในระดับสูงต่อสิ่งแวดล้อม การที่จะมีความแน่ใจว่ามีความเสี่ยงต่อการปฏิบัติงานระเบิดหินในระดับต่ำ ยังมีสิ่งที่ต้องปรับปรุงภาคสนามอีกได้แก่ การตรวจวัดจริงสำหรับการสันสะเทือนมีการตั้งเครื่องมือตรวจวัดที่ระยะไกลเกิน 100 เมตรทั้งสิ้น ทำให้มีผลได้ค่าตัวเลขจุดสูงสุดความเร็วอนุภาคที่บันทึกได้ค่อนข้างต่ำ ถึงแม้ว่ามีการใช้การสเกลระยะทางเข้ามาในการคำนวณ แต่ก็ยังมีความแปรปรวนต่อค่าผลลัพธ์พอสมควร เพราะการวางเครื่องมือในระยะไกลทำให้ได้กลุ่มข้อมูลที่มีค่าใกล้เคียงกันเกินไป อาจเกิดการเอนเอียง (biased) ต่อค่าผลการบันทึกความเร็วอนุภาคได้

## บทที่ 6

### การประเมินผลเชิงสถิติสำหรับ ความดันเสียงจากการระเบิดหิน

เมื่อนำค่าตัวเลขข้อมูลความดันเสียงที่เกิดจากการระเบิดหิน ที่บันทึกผลจากเครื่องตรวจวัดในแต่ละบริเวณพบว่ามีความแปรปรวนเป็นอย่างมาก นอกจากนี้ในบริเวณเดียวกัน ข้อมูลที่ตรวจวัดได้ยังขึ้นกับองค์ประกอบอีกหลายอย่างเช่น ทิศทางลม สภาพภูมิอากาศขณะตรวจวัด (ปลอดโปร่ง หรือครึ้มฟ้าครึ้มฝน) เป็นต้น

#### 6.1 ข้อมูลตีผลการตรวจสอบค่าระดับความดังเสียงแบบ L-weight

การบันทึกการตรวจวัดค่าระดับความดังเสียงใช้ทำการบันทึกพร้อมกันกับการตรวจวัดการสั่นสะเทือนโดยใช้เครื่องมือการตรวจวัดชนิดเดียวกัน ผลการบันทึกค่าระดับความดังเสียงที่เกิดจากความดันเกินระดับ (overpressure) ของคลื่นระเบิด ตามปกติใช้อุปกรณ์ไมโครโฟนเชิงเส้น (L-microphone) ทำการตรวจวัด และแปลงค่าเป็นหน่วยเดซิเบล ในกรณีที่มีการใช้ไมโครโฟน A-weight จะมีการคำนวณแล้วแปลงค่าเป็น L-weight ก่อนระบุไว้ในตารางบันทึกผล แต่ข้อมูลตีประเภทหลังนี้มีจำนวนน้อยกว่า 10 %

ตารางที่ 6.1 ซึ่งมีจำนวน 2 หน้า (หน้า 142-143) เป็นข้อมูลตีของการตรวจวัดเมื่อทำการระเบิดหินปูนสำหรับอุตสาหกรรมซีเมนต์เป็นเหมืองหินปูนขนาดใหญ่ จัดเป็นข้อมูลตีเขต 1 และที่เป็นข้อมูลตีที่มีการรวมทั้งงานโครงการวิจัยเดิมที่เสร็จสิ้นแล้วกับงานวิจัยในโครงการนี้ ส่วนตารางที่ 6.2 เป็นข้อมูลตีของการตรวจวัดเมื่อทำการระเบิดหินปูนสำหรับงานก่อสร้างเป็นเหมืองหินปูนขนาดเล็กจนถึงขนาดกลางจัดเป็นข้อมูลตีเขต 2 ตารางที่ 6.3 เป็นข้อมูลตีการตรวจวัดในหินแกรนิตเป็นข้อมูลตีเขต 3 สำหรับตารางสุดท้ายเป็นเขต 4 เป็นข้อมูลตีการตรวจวัดในหินบะซอลต์ ในทุกตารางระบุค่าหน่วยความดังเสียงเป็นเดซิเบล อนึ่งถึงแม้ว่าการตรวจวัดระดับความดังเสียง ได้กระทำพร้อมกับการตรวจวัดการสั่นสะเทือนแต่จำนวนข้อมูลตีที่บันทึกได้ไม่ได้เท่ากัน เนื่องจากในบางครั้งไมโครโฟนไม่บันทึกค่าความดังเสียงไว้ เนื่องจากมีระดับความดังเสียงในขณะบันทึกสูงเกินขอบเขตหรือมีความซับซ้อนอย่างอื่นในการตรวจวัดภาคสนาม การบันทึกก็จะปรากฏเป็น N/A ซึ่งหมายถึงไม่สามารถระบุค่าได้ (not available)

ตารางที่ 6.1 ผลการตรวจวัดความดังเสียงที่ใช้ไมโครโฟนเชิงเส้นสำหรับการระเบิดหินแบบชั้นบันไดของเหมืองหินปูนเป็นข้อมูลดิบชุด 1 สำหรับเหมืองหินปูนขนาดใหญ่

วันที่ทำการตรวจวัด	ความดังเสียง (เดซิเบล)	ระยะทาง (เมตร)	น้ำหนักวัตถุระเบิด (กิโลกรัม)	ค่าการสเกลระยะทาง	
				รกกกำลังสอง (เมตร/กก. <sup>1/2</sup> )	รกกกำลังสาม (เมตร/กก. <sup>1/3</sup> )
14 พ.ย. 2539	141	280	1300.00	7.77	25.66
26 พ.ย. 2539	140	200	316.25	11.25	29.36
	137	230	316.25	12.93	33.76
	109	260	316.25	14.62	38.16
2 ธ.ค. 2539	141	230	316.25	12.93	33.76
	140	260	316.25	14.62	38.16
	138	290	316.25	16.31	42.57
20 ธ.ค. 2539	140	170	341.25	9.20	24.33
	138	200	341.25	10.83	28.62
	139	230	341.25	12.45	32.91
25 ธ.ค. 2539	146	150	1023.75	4.69	14.88
	142	180	1023.75	5.63	17.86
	143	210	1023.75	6.56	20.84
17 ธ.ค. 2539	140	100	202.50	7.03	17.03
	139	108	202.50	7.59	18.39
	139	116	202.50	8.15	19.75
18 ธ.ค. 2539	144	90	405.00	4.47	12.16
	142	110	405.00	5.47	14.87
	142	130	405.00	6.46	17.57
27 ธ.ค. 2539	147	180	202.50	12.65	30.65
	147	210	202.50	14.76	35.76
	150	240	202.50	16.87	40.87
2 มี.ค. 2540	207	180	300.00	10.39	26.89
	142	210	300.00	12.12	31.37
	105	240	300.00	13.86	35.85
13 มี.ค. 2540	132	270	253.00	16.97	42.69
	128	340	253.00	21.38	53.76
	145	140	444.92	6.84	18.34
5 ก.พ. 2540	143	170	444.92	8.06	22.27
	148	140	175.50	10.57	25.01
	147	200	175.50	15.10	35.72
14 ก.พ. 2540	144	N/A	175.50	N/A	N/A
	146	120	528.95	5.22	14.84
	145	140	528.95	6.09	17.31
10 ม.ค. 2540	144	160	528.95	6.96	19.78
	141	120	1087.09	3.84	11.67
	140	140	1087.09	4.25	13.62
14 ม.ค. 2540	137	160	1087.09	4.85	15.56

วันที่ทำการตรวจวัด	ความดังเสียง (เดซิเบล)	ระยะทาง (เมตร)	น้ำหนักวัตถุระเบิด (กิโลกรัม)	ค่าการสเกลระยะทาง	
				รกกกำลังสอง (เมตร/กก. <sup>1/2</sup> )	รกกกำลังสาม (เมตร/กก. <sup>1/3</sup> )
28 พ.ย. 2539	136	200	391.00	10.11	27.35
	133	230	391.00	11.63	31.45
	133	260	391.00	13.15	35.56
9 ธ.ค. 2539	148	150	804.16	5.29	16.13
	144	180	804.16	6.35	19.36
	143	210	804.16	7.41	22.58
19 ธ.ค. 2539	147	180	295.34	10.47	27.03
	146	210	295.34	12.22	31.53
	144	240	295.34	13.97	36.04
12 ก.พ. 2541	127	450	N/A	N/A	N/A
20 พ.ย. 2539	137	150	578.00	6.24	18.01
	134	200	578.00	8.32	24.01
	132	250	578.00	10.40	30.01
22 พ.ย. 2539	144	268	631.56	10.66	31.24
	144	298	631.56	11.86	34.73
	144	328	631.56	13.05	38.23
10 ธ.ค. 2539	136	150	300.00	8.66	22.41
	134	180	300.00	10.39	26.89
	134	210	300.00	12.12	31.37
25 มี.ค. 2540	110	150	253.00	9.43	23.72
	135	250	253.00	15.72	39.53
2 ก.พ. 2541	146	450	236.00	29.29	72.82
16 ก.พ. 2541	91.5	450	255.00	28.18	70.96
15 พ.ย. 2539	148	250	916.92	8.26	25.73
	139	200	257.20	12.47	31.45
	133	230	257.20	14.34	36.17
21 พ.ย. 2539	131	260	257.20	16.21	40.88
	147	150	821.20	5.23	16.02
3 ธ.ค. 2539	147	178	821.20	6.21	19.01
	147	150	709.32	5.63	16.82
26 ธ.ค. 2539	147	180	709.32	6.76	20.18
	124	400	N/A	N/A	N/A
24 มี.ย. 2541	126	250	218.40	16.92	41.51
2 ก.ค. 2541	135	250	152.10	20.27	46.83
23 ก.ค. 2541	101	200	152.10	16.22	37.47
29 มี.ย. 2541	133	190	487.80	8.60	24.14
7 ก.ค. 2541	271	250	152.10	20.27	46.83
8 ก.ค. 2541	208	200	152.10	16.22	37.47

ตารางที่ 6.1 ผลการตรวจวัดความดังเสียงที่ใช้ไมโครโฟนเชิงเส้นสำหรับการระเบิดหินแบบชั้นบันไดของเหมืองหินปูนเป็นข้อมูลดิบชุด 2 สำหรับเหมืองหินปูนขนาดเล็กถึงปานกลาง

วันที่ทำการตรวจวัด	ความดังเสียง (เดซิเบล)	ระยะทาง (เมตร)	น้ำหนักวัตถุระเบิด (กิโลกรัม)	ค่าการสเกลระยะทาง	
				รากกำลังสอง (เมตร/กก. <sup>1/2</sup> )	รากกำลังสาม (เมตร/กก. <sup>1/3</sup> )
14 ม.ค. 2540	131	80	205.50	5.58	13.56
	128	100	205.50	6.98	16.95
	125	120	205.50	8.37	20.33
15 ม.ค. 2540	125	60	94.95	6.16	13.15
	119	80	94.95	8.21	17.54
	120	96	94.95	9.85	21.04
17 ม.ค. 2540	126	40	43.45	6.07	11.38
	122	70	43.45	10.62	19.91
20 ม.ค. 2540	135	105	164.40	8.19	19.17
	135	125	164.40	9.75	22.82
	133	145	164.40	11.31	26.47
21 ก.พ. 2540	88	150	112.00	14.17	31.12
	143	200	112.00	18.90	41.49
	144	250	112.00	23.62	51.86
22 ก.พ. 2540	117	120	821.67	4.19	12.81
	96	140	821.67	4.88	14.95
	125	160	821.67	5.58	17.08
22 ก.พ. 2540	104	120	246.50	7.64	19.14
	121	140	246.50	8.92	22.33
	123	160	246.50	10.19	25.52
25 ก.พ. 2540	88	120	860.00	4.09	12.62
	148	140	860.00	4.77	14.72
	144	160	860.00	5.46	16.82
20 ก.พ. 2540	92	160	505.00	7.12	20.09
23 ก.พ. 2540	124	80	683.00	3.06	9.08
	125	100	683.00	3.83	11.36
23 ก.พ. 2540	96	60	512.00	2.85	7.50
	148	80	512.00	3.54	10.00
	148	100	512.00	4.42	12.50
21 ก.พ. 2540	88	160	583.33	6.62	19.15
	145	170	583.33	7.04	20.35
	143	180	583.33	7.45	21.54

วันที่ทำการตรวจวัด	ความดังเสียง (เดซิเบล)	ระยะทาง (เมตร)	น้ำหนักวัตถุระเบิด (กิโลกรัม)	ค่าการสเกลระยะทาง	
				รากกำลังสอง (เมตร/กก. <sup>1/2</sup> )	รากกำลังสาม (เมตร/กก. <sup>1/3</sup> )
24 ก.พ. 2540	145	300	1137.00	8.90	28.74
	143	340	1137.00	10.08	32.58
25 ก.พ. 2540	137	280	1163.00	8.21	26.63
	135	310	1163.00	9.09	29.48
26 ก.พ. 2540	88	150	550.00	6.40	18.31
	139	160	550.00	6.82	19.53
	136	170	550.00	7.25	20.75
12 ธ.ค. 2539	148	1180	1672.50	28.85	99.41
	147	210	1672.50	5.13	17.69
13 ธ.ค. 2539	134	180	1784.00	4.26	14.84
	134	210	1784.00	4.97	17.31
	133	240	1784.00	5.68	19.79
23 ธ.ค. 2539	80	150	2251.70	3.16	11.44
	154	180	2251.70	3.79	13.73
	100	210	2251.70	4.43	16.02
3 ม.ค. 2540	139	180	1391.50	4.83	16.12
	138	210	1391.50	5.63	18.81
	136	240	1391.50	6.43	21.50
27 ม.ค. 2540	124	175	225.00	11.67	28.77
	122	200	225.00	13.33	32.88
5 ก.พ. 2540	136	70	79.20	7.87	16.30
	134	100	79.20	11.24	23.29
10 ก.พ. 2540	131	130	136.80	11.11	25.23
	129	150	136.80	12.82	29.11
	129	185	136.80	15.82	35.90
14 ก.พ. 2540	4.25	100	185.12	7.35	17.55
	3.25	120	185.12	8.82	21.06
	4.75	150	185.12	11.02	26.32



ตารางที่ 6.3 ผลการตรวจวัดความดั่งเสียง ที่ใช้ไมโครโฟนเชิงเส้น  
สำหรับการระเหิดหินแบบขั้ันบันไดของเหมืองหินแกรนิต  
เป็นข้อมูลคิบเซต 3 สำหรับเหมืองขนาดเล็กจนถึงปานกลาง

วันที่ทำการ ตรวจวัด	ความดั่งเสียง (เดซิเบล)	ระยะทาง (เมตร)	น้ำหนักวัตถูระเหิด (กิโลกรัม)	ค่าการสเกลระยะทาง	
				จากกำลังสอง $\frac{1}{2}$ (เมตร/กก.)	จากกำลังสาม $\frac{1}{3}$ (เมตร/กก.)
08 ม.ค. 2541	135	480	644.00	18.91	55.58
09 ม.ค. 2541	131	350	493.68	15.75	44.28
	134	250	201.30	17.62	42.66
12 ม.ค. 2541	135	240	107.50	23.15	50.47
13 ม.ค. 2541	130	250	992.90	7.93	25.06
14 ม.ค. 2541	122.5	200	966.20	6.43	20.23
15 ม.ค. 2541	140	100	621.00	4.01	11.72
	136	150	621.00	6.02	17.58
21 ม.ค. 2541	132	350	205.70	24.40	59.29
31 ม.ค. 2541	139	200	687.00	7.63	22.67
03 ก.พ. 2541	133	200	638.00	7.92	23.23
	131	250	638.00	9.90	29.04
18 มี.ค. 2541	126	280	531.50	12.15	34.57
20 มี.ค. 2541	124	350	530.80	15.19	43.23
24 มี.ค. 2541	139	330	252.10	20.78	52.24
25 มี.ค. 2541	134	230	487.80	10.41	29.22
	129	290	487.80	13.13	36.84

ตารางที่ 6.4 ผลการตรวจวัดความดังเสียง ที่ใช้ไมโครโฟนเรียงเส้น  
สำหรับการระเบิดหินแบบจั่นมันโคของเหมืองหินมะชะลด์  
เป็นข้อมูลดิบเขต 4 สำหรับเหมืองขนาดเล็กจนถึงปานกลาง

วันที่ทำการ ตรวจวัด	ความดังเสียง (เดซิเบล)	ระยะทาง (เมตร)	น้ำหนักวัตถุระเบิด (กิโลกรัม)	ค่าการสเกลระยะทาง	
				จากกำลังสอง $\frac{1}{2}$ (เมตร/กก.)	จากกำลังสาม $\frac{1}{3}$ (เมตร/กก.)
19 ก.พ. 2541	121	300	202.40	21.09	51.10
20 ก.พ. 2541	130	300	465.00	13.91	38.72
23 ก.พ. 2541	134	300	206.70	20.87	50.74
24 ก.พ. 2541	133	400	71.40	47.34	96.42
24 ก.พ. 2541	129.8	150	113.40	14.09	30.99
24 ก.พ. 2541	126.9	200	157.50	15.94	37.03
24 ก.พ. 2541	123.2	350	320.50	19.55	51.14
24 ก.พ. 2541	134	250	455.00	11.72	32.50
25 ก.พ. 2541	124.5	300	164.70	23.38	54.73
25 ก.พ. 2541	123.6	300	280.11	17.92	45.85
26 ก.พ. 2541	124.5	190	115.70	17.66	38.99
	135	230	115.70	21.38	47.20
26 ก.พ. 2541	139	150	127.10	13.31	29.83
	114.3	220	127.10	19.51	43.76
26 ก.พ. 2541	131	220	153.40	17.76	41.10
27 ก.พ. 2541	134	235	115.00	21.91	48.32
	122.8	380	115.00	35.44	78.14
27 ก.พ. 2541	139	380	258.40	23.64	59.66
	113.9	440	258.40	27.37	69.08
04 มี.ค. 2541	132	450	904.40	14.96	46.53
05 มี.ค. 2541	126.6	240	184.40	17.67	42.17
07 มี.ค. 2541	126	280	338.20	15.23	40.19
07 มี.ค. 2541	138	330	415.80	16.18	44.21
10 มี.ค. 2541	134	240	280.10	14.34	36.68
11 มี.ค. 2541	128	360	155.90	28.83	66.89

## 6.2 หลักการและจุดประสงค์ในการวิเคราะห์ค่าความดังเสียง

ผลกระทบของคลื่นความดันเสียงที่เกิดจากคลื่นระเบิด มีความแตกต่างไปจากการหาผลกระทบของการสั่นสะเทือนของพื้นผิวดินในช่วงที่มีการระเบิดหิน แนวทางหาค่าเชิงสถิติของข้อมูลความเสียหายก็มีความแตกต่างกันระหว่างความดันเสียงที่เกินระดับ กับความสั่นสะเทือนบนพื้นผิวดิน สูตรเชิงประสพการณ์ของการประเมินความดันเสียงใช้การสเกลน้ำหนักวัตถุระเบิดด้วยรากกำลังสาม แทนที่จะใช้ค่าการสเกลน้ำหนักวัตถุด้วยรากกำลังสองตามที่ใช้ประเมินในเรื่องการสั่นสะเทือน

วิธีการประเมินผลอิงตามเอกสารของ The Institute of Quarrying, U.K. หน้า 158-159 (White and Robinson, 1995) ระบุค่าความดังเสียงที่เกิดจากการระเบิดหินที่จัดเป็นเกณฑ์มาตรฐานทั่วไปและเป็นที่ยอมรับได้มีค่าพิสัยอยู่ระหว่าง 120-128 เดซิเบล ดังนั้นการประเมินผลความเสียหายในเชิงสถิติ จะนำค่าระดับความดังเสียงนี้เป็นค่า  $NL_{min}$  กับค่า  $NL_{max}$  ตามลำดับ [สัญลักษณ์ของ NL หมายถึง Noise Level] เกณฑ์การประเมินมีหลายแนวทางดังต่อไปนี้

### 6.2.1 การประเมินผลระดับความดังเสียงตามสูตรเชิงประสพการณ์

รายงานการวิจัยของ U.S. Bureau of Mines, R.I. 8485 เสนอแนะไว้สำหรับการประเมินผลกระทบของระดับความดังเสียงจากการความดันของคลื่นระเบิด โดยให้ค่าระดับความดังเสียงที่เกิดขึ้นมีความสัมพันธ์ กับระยะทางและปริมาณการใช้วัตถุระเบิดที่อยู่ในรูปลอกการิทึมของรากกำลังสาม หรือกล่าวอีกนัยหนึ่งว่า ค่าระดับความดังที่เกิดจากความดันเกินระดับของคลื่นระเบิด มีค่าเท่ากับการสเกลรากกำลังสามของระยะทาง ดังนี้

$$dB = 165 - 25 \log_{10} [ r/W^{1/3} ] \quad (6.1)$$

กำหนดให้ค่า dB เป็นความดันเสียงเกินระดับ (overpressure) หน่วยเป็น เดซิเบล และค่าการสเกลรากกำลังสาม (cube root scaling) หน่วยเป็น เมตรต่อ (กิโลกรัม)<sup>1/3</sup>

ผลการศึกษาของ U.S. Bureau of Mines ในรายงานเดียวกัน (R.I. 8485) ซึ่งเป็นทีมงานชุดที่ทำการตรวจวัดการสั่นสะเทือนด้วย (Siskind et al.) ได้เสนอแนะไว้ว่าถ้าหากไม่ได้มีเครื่องตรวจวัดระดับความดังเสียง ในขณะที่ทำการระเบิดควรกำหนดค่าประมาณของการสเกลของระยะทางกับรากกำลังสามน้ำหนักวัตถุระเบิดไว้ ตามลักษณะของหน้างานระเบิดที่แตกต่างกัน ดังนี้

ก. สำหรับการเปิดเหมืองหิน (quarry) หรือการเปิดเหมืองทั่วไป (mine) ให้ใช้ค่าของการสเกลรากกำลังสามที่ 100 เมตร ต่อ (กิโลกรัม)<sup>1/3</sup> หรือมีค่าประมาณ 250 ฟุต ต่อ (ปอนด์)<sup>1/3</sup>

ข. ส่วนการขุดเจาะโดยระเบิดเปิดหน้างานก่อสร้าง (construction) ให้ใช้ค่าของการสเกลรากกำลังสามที่ 200 เมตร ต่อ (กิโลกรัม)<sup>1/3</sup> หรือมีค่าประมาณ 500 ฟุต ต่อ (ปอนด์)<sup>1/3</sup>

เมื่อหาค่าระยะความปลอดภัยจากระดับความดังเสียงที่ค่า  $NL_{min}$  (120 เดซิเบล) กับค่า  $NL_{max}$  (128 เดซิเบล) แทนค่าที่ได้ในสมการที่ 6.1 หน้า 146

ค่าพิสัยของค่าสเกลระยะทางรากกำลังสาม (cube root scaled distance) ของการเปิดหน้าเหมืองการเปิดหน้างานก่อสร้างทั่วไป มีค่าอยู่ระหว่าง 30.2 เมตรต่อ (กิโลกรัม)<sup>1/3</sup> ถึง 63.1 เมตรต่อ (กิโลกรัม)<sup>1/3</sup> ซึ่งช่วงค่าการสเกลรากกำลังสามนี้มีค่าน้อยกว่า แสดงว่าระยะทางที่จัดเป็นระยะปลอดภัย (safe distance) ต่อความดันเสียงของคลื่นระเบิด ต้องเป็นระยะทางที่ไกลกว่า ค่าระยะทางตามข้อเสนอแนะของ U.S. Bureau of Mines ในหน้า 146 (สมการ 6.1) เมื่อค่า  $W$  ที่เป็นค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อจังหวะถ่วงที่ค่าเดียวกัน

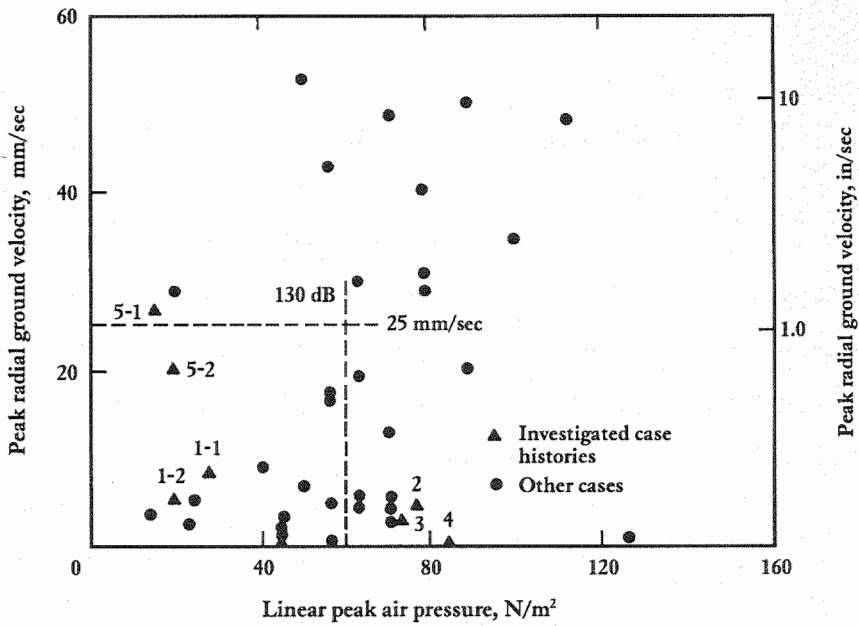
กล่าวอีกนัยหนึ่งคือการสเกลรากกำลังสามของ U.S. Bureau of Mines มีผลกระทบจากระดับความดังเสียงต่ำกว่าข้อกำหนดของ The Institute of Quarrying

### 6.2.2 การประเมินผลระดับความดังเสียงกับความเร็วอนุภาค

Dowding et al. (1982) ได้รวบรวมผลการตรวจสอบของการระเบิดหินบนพื้นผิวดินของเหมืองขนาดใหญ่ไว้ พบว่า ความเสียหายของอาคารโครงสร้างมีส่วนเกี่ยวข้องกับร่วมกันทั้งค่าความดันเสียงจากคลื่นระเบิดกับค่าความเร็วอนุภาค ดังรูปที่ 6.1 หน้าถัดไปมีผลสรุปว่า ที่ระดับความเร็วอนุภาคเกิน 25 มิลลิเมตรต่อวินาที และความดังเสียงเกิน 130 เดซิเบลก่อให้เกิดการเคลื่อนที่ของผนังบ้าน และค่าความหน่วง (damping) ของโครงสร้างสิ่งก่อสร้างเพิ่มขึ้นจากระดับ 6 % เป็น 10 % (หรือสูงกว่า)

ดังนั้นถ้าหากตั้งสมมุติฐาน ให้ใช้ค่าของความเร็วอนุภาคและระดับความดันเสียงเป็นค่าพื้นฐานในการประเมินผลกระทบเบื้องต้น สำหรับเพื่อประเมินผลลัพธ์ความเสียหายที่เกิดจากการระเบิดหินในประเทศไทย

นั่นคือกำหนดให้ค่าขีดจำกัดความเร็วอนุภาคเท่ากับ 25.4 มิลลิเมตรต่อวินาทีที่จะได้ระยะปลอดภัยสูงสุด (maximum safe distance) ที่ค่า  $NL_{min}$  (120 เดซิเบล) ซึ่งจะอยู่ไกลจากหน้าระเบิด และระยะปลอดภัยต่ำสุด (minimum safe distance) ที่ค่า  $NL_{max}$  (128 เดซิเบล) จะอยู่ใกล้กับหน้าระเบิด



รูปที่ 6.1 ผลกระทบจากความเร็วอนุภาคในแนวรัศมีกับระดับความดันเสียงเกินระดับที่เกิดจากการระเบิด (คัดลอกจาก Dowding, et al., 1982)  
 หมายเหตุ ความดันเสียง 1 กิโลพาสคัล = 0.145 ปอนด์/ตร.นิ้ว

6.3 วิธีการและผลลัพธ์จากการประเมินผลเชิงสถิติค่าความดังเสียงของการระเบิดหิน

จากการพิจารณาข้อมูลดิบการตรวจวัดระดับความดังเสียง พบว่า ค่าตัวเลขอยู่ในกลุ่มเดียวกันระหว่าง 120-145 เดซิเบล ดังนั้นถ้านำกลุ่มข้อมูลดิบระดับความดังเสียงเหล่านี้มาวิเคราะห์เชิงสถิติจะได้ผลลัพธ์ที่ดียาก เพราะว่ามีกลุ่มข้อมูลดิบมีช่วงพิสัยแคบ และตัวเลขค่าความดังเสียงในกลุ่มมีค่าใกล้เคียงกันมาก จึงมีการทดลองนำข้อมูลดิบมาทำการวิเคราะห์หลายรูปแบบ

6.3.1 การหาค่าระยะทางความปลอดภัยที่ระดับชั้นความเชื่อมั่น 95 %

แนวทางวิเคราะห์แบบแรกนี้ใช้วิธีการเช่นเดียวกับการวิเคราะห์ค่าความเร็วอนุภาคจากวิธี Mean and Variance กับวิธี Probability ดังได้แสดงรายละเอียดไว้แล้ว

1. การหาค่าระยะทางด้วยวิธี Mean and Variance

ในกรณีที่เป็นวิธีการหาค่าเฉลี่ยกับค่าความแปรปรวน (mean and variance) จะใช้วิธีของการถดถอยเชิงเส้น กำหนดให้ตัวแปรสุ่มอิสระ (X) เป็นค่าของน้ำหนักวัตถุระเบิด และตัวแปรสุ่มที่พึ่งพิง (Y) เป็นค่าความดังเสียง แล้วหาค่าระยะความปลอดภัยจากความดังเสียง (ค่า r ในสมการที่ 6.1) ที่ระดับค่า POLL = 5 %

ผลสรุปสำหรับการตรวจวัดในหินหลายชนิด ทั้งที่จำกัดค่าพิสัยความดันเสียง กับที่ไม่ได้จำกัดค่าความดันเสียง ได้ระบุไว้คอลัมน์ด้านซ้ายของตารางที่ 6.5

## 2. การหาค่าระยะทางด้วยวิธี Probability

การประเมินผลเชิงสถิติของค่าระยะทางความปลอดภัยด้วยวิธีหาค่าความน่าจะเป็นนี้ ใช้การสมมุติให้ตัวแปรสุ่มมีการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ ใช้โปรแกรม PROBCHAR คำนวณ จุดพิทักในแกนลอการิทึม  $x$  เป็นค่าของระยะทางหน่วยเป็นเมตร จุดพิทักบนแกนลอการิทึม  $y$  ค่าตัวเลขความน่าจะเป็น มีหน่วยเท่ากับ  $1 \times 10^2$  เปอร์เซ็นต์ จากนั้นหาค่าความน่าจะเป็นที่ระดับค่า POLL = 5 %

ผลสรุปสำหรับการตรวจวัดในหินหลายชนิด ทั้งที่จำกัดค่าพิสัยความดันเสียง กับที่ไม่ได้จำกัดค่าความดันเสียง ได้ระบุไว้คอลัมน์ด้านขวาของตารางที่ 6.5

ตารางที่ 6.5 การเปรียบเทียบ ค่าระยะทางความปลอดภัยที่ประเมินมาจากสองแนวทาง ระหว่างวิธีการหาค่าเฉลี่ยกับความแปรปรวน กับวิธีการหาค่าความน่าจะเป็นที่ความเชื่อมั่น 95 เปอร์เซ็นต์

ประเภทของเหมืองหิน	ระยะทาง (เมตร)	
	วิธี Mean and Variance	วิธี Probability
เขต 1 และ 2 เหมืองหินปูนทุกประเภท (ความดังเสียงช่วง 120-128 dB)	384	434
เขต 1 เหมืองหินปูนขนาดใหญ่และขนาดกลาง (ความดังเสียงช่วง 120-128 dB)	355	570
เขต 2 เหมืองหินปูนขนาดกลางและขนาดเล็ก (ความดังเสียงช่วง 120-128 dB)	384	248
เขต 3 เหมืองหินแกรนิต (ความดังเสียงช่วง 120-128 dB)	496	473
เขต 4 เหมืองหินบะซอลต์ (ความดังเสียงช่วง 120-128 dB)	326	458

การเปรียบเทียบค่าตัวเลขจาก 2 วิธีการของตารางข้างบน ได้แสดงค่าผลลัพธ์ของระยะทางความปลอดภัยไว้ในหลายรูปแบบ โดยทั่วไปการหาด้วยวิธี Probability จะได้ค่าระยะทางความปลอดภัยที่มากกว่า หรืออีกนัยหนึ่งถ้าหากใช้ค่าระยะทางที่วิเคราะห์ด้วยวิธีนี้จะเป็นไปในเชิงอนุรักษ์มากกว่า

### 6.3.2 การหาสูตรเชิงประสพการณ์ของระยะทางความปลอดภัยเฉพาะชนิดหิน

แนวทางนี้เป็นวิธีใหม่ที่ปรับปรุงมาจากวิธีการถดถอยเชิงเส้น โดยการประมาณเส้นถดถอยและกำหนดขอบเขตความเชื่อมั่น โดยมีลำดับขั้นการวิเคราะห์คล้ายคลึงกับการใช้วิธีหาค่าเฉลี่ยกับค่าแปรปรวน ดังนี้

#### 1. กำหนดพจน์ตัวแปรสุ่มใหม่

กำหนดให้

X = พจน์ที่ไม่พึ่งพิงหรือเป็นตัวแปรสุ่มอิสระ (independent variable)  
 = ค่าการสเกลด้วยรากกำลังสามสำหรับความดันเสียง  
 =  $\log(r/W^{1/3})$  หน่วยเป็น เมตรต่อ (กิโลกรัม)<sup>1/3</sup>

Y = พจน์ที่พึ่งพิง (dependent variable)  
 = ค่าระดับความดังเสียงที่อ่านจากเครื่องตรวจวัด  
 = dB หน่วยเป็นเดซิเบล (L-weight)

#### 2. หาค่าความชันของเส้นถดถอย

ใช้สมการที่ 5.5 หน้า 107 หาค่าความชัน ซึ่งได้คัลลอกไว้ข้างล่าง

$$b = \frac{n \sum_{i=1}^n x_i y_i - \left( \sum_{i=1}^n x_i \right) \left( \sum_{i=1}^n y_i \right)}{n \sum_{i=1}^n x_i^2 - \left( \sum_{i=1}^n x_i \right)^2}$$

#### 3. หาค่าความแปรปรวน

ใช้สมการที่ 5.7 หน้า 108 หาค่าความแปรปรวนที่ระดับขึ้นความเสรี เท่ากับ  $n - 2$  ซึ่งได้คัลลอกไว้ข้างล่าง

$$S^2 = \frac{SSE}{(n-2)}$$

#### 4. หาค่าขอบเขตความเชื่อมั่น

ใช้สมการที่ระบุสำหรับตัวแปรสุ่มที่มีการแจกแจงค่าแบบปกติ โดยหาขอบเขตที่ระดับขึ้นความเชื่อมั่นต่าง ๆ

$$95 \text{ Percent Confidence} = 1.64 \text{ SD (or S)} \quad (6.2)$$

$$98 \text{ Percent Confidence} = 2.05 \text{ SD (or S)} \quad (6.3)$$

$$99 \text{ Percent Confidence} = 2.33 \text{ SD (or S)} \quad (6.4)$$

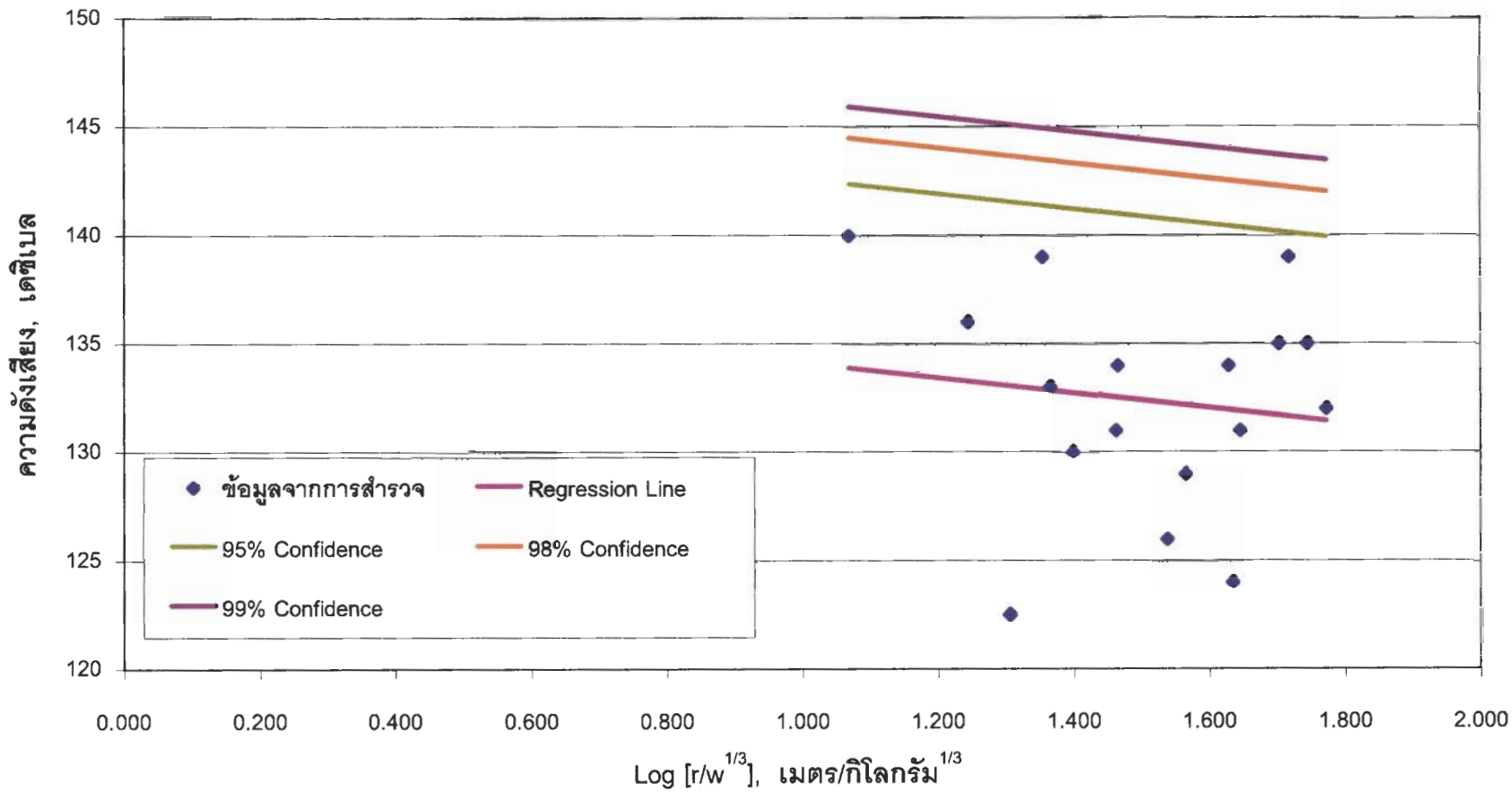
### 5. แสดงค่าพจน์ที่เป็นความดั่งเสียงสูงสุดสำหรับเหมืองหินแต่ละชนิด

หัวข้อย่อยนี้แสดงตัวอย่าง การประยุกต์เพื่อใช้ค่าข้อมูลคิบภาคสนามของประเทศไทย มาแปลงเป็นสูตรเชิงประสภการณ์ สำหรับชนิดของเหมืองหินที่แปรผันตามค่าความดั่งเสียง ในตารางที่ 6.6 ข้างล่าง เป็นตัวอย่างหนึ่งที่ใช้ค่าตามที่บันทึกไว้เมื่อตรวจวัดในเหมืองหิน แกรนิตที่มีการคัดตะพักเป็นชั้นบันได (ระบุค่าความดั่งเสียงทุกค่า) และกราฟที่แสดงไว้ใน รูปที่ 6.2 เป็นกราฟผลลัพธ์การถดถอยเชิงเส้นที่ระดับค่าความเชื่อมั่น 3 ค่าระดับ

ตารางที่ 6.6 ค่าการตรวจวัดภาคสนามของเหมืองหินแกรนิต (ทุกค่าความดั่งเสียง)

ความดั่งเสียง	ระยะทาง	น้ำหนักวัตถุระเบิด	สเกลรากกำลังสาม
135	480	644.0	55.58
131	350	493.7	44.28
134	250	201.3	42.66
135	240	107.5	50.47
130	250	992.9	25.06
122.5	200	966.2	20.23
140	100	621.0	11.72
136	150	621.0	17.58
132	350	205.7	59.29
139	200	687.0	22.67
133	200	638.0	23.23
131	250	638.0	29.04
126	280	531.5	34.57
124	350	530.8	43.23
139	330	252.1	52.24
134	230	487.8	29.22
129	290	487.8	36.84





รูปที่ 6.2 กราฟความสัมพันธ์ระหว่างค่าความดังเสียงกับค่าการสเกลรากกำลังสาม

ตารางที่ 6.7 สมการการคาดคะเนความดังเสียงที่ค่าระดับความเชื่อมั่นต่าง ๆ ตามชนิดของเหมืองหิน และตามค่าของช่วงพิสัยความดังที่กำหนด

สมการการคาดการณ์ระดับความดังเสียงสูงสุดที่ระดับความเชื่อมั่น 95%, 98%, 99%

เหมืองหินปูนทุกประเภท (ทุกค่าความดังเสียง)

เหมืองหินปูนทุกประเภท (ความดังเสียงช่วง 120 –128 dB)

ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	22.55	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	148.14	ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	2.48	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	125.79
ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	22.55	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	159.83	ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	2.48	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	126.86
ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	22.55	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	167.82	ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	2.48	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	127.59

เหมืองหินปูนขนาดใหญ่และขนาดกลาง(ทุกค่าความดังเสียง)

เหมืองหินปูนขนาดใหญ่และขนาดกลาง(ความดังเสียงช่วง 120 –128 dB)

ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	-9.07	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	190.03	ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	10.03	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	112.73
ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	-9.07	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	198.94	ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	10.03	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	113.56
ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	-9.07	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	205.02	ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	10.03	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	114.12

เหมืองหินปูนขนาดกลางและขนาดเล็ก(ทุกค่าความดังเสียง)

เหมืองหินปูนขนาดกลางและขนาดเล็ก(ความดังเสียงช่วง 120 –128 dB)

ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	19.09	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	149.09	ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	0.33	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	128.74
ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	19.09	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	162.41	ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	0.33	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	129.89
ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	19.09	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	171.51	ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	0.33	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	130.69

เหมืองหินแกรนิต(ทุกค่าความดังเสียง)

เหมืองหินแกรนิต(ความดังเสียงช่วง 120 –128 dB)

ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	-3.49	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	146.12	ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	6.47	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	117.69
ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	-3.49	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	148.23	ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	6.47	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	118.48
ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	-3.49	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	149.68	ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	6.47	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	119.02

เหมืองหินบะซอลต์(ทุกค่าความดังเสียง)

เหมืองหินบะซอลต์(ความดังเสียงช่วง 120 –128 dB)

ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	-13.34	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	162.11	ความดังเสียงสูงสุดที่ 95% confidence	=	-4.99	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	136.79
ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	-13.34	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	164.88	ความดังเสียงสูงสุดที่ 98% confidence	=	-4.99	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	137.70
ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	-13.34	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	166.77	ความดังเสียงสูงสุดที่ 99% confidence	=	-4.99	$\log[r/w^{(1/3)}]$	+	138.32

ในรูปที่ 6.2 หน้า 152 ถ้าหากเขียนความสัมพันธ์ที่ระดับชั้นของความเชื่อมั่นหลายค่า จะได้สมการถดถอยเชิงเส้นของเหมืองหินแกรนิต (ทุกค่าความดังเสียง - หน่วยเดซิเบล) ดังต่อไปนี้

$$\text{ความดังเสียงสูงสุดที่ระดับชั้นความเชื่อมั่น 95 \%} = - 3.49 \log [r/w^{1/3}] + 146.12$$

$$\text{ความดังเสียงสูงสุดที่ระดับชั้นความเชื่อมั่น 98 \%} = - 3.49 \log [r/w^{1/3}] + 148.23$$

$$\text{ความดังเสียงสูงสุดที่ระดับชั้นความเชื่อมั่น 99 \%} = - 3.49 \log [r/w^{1/3}] + 149.69$$

ในแนวทางเดียวกัน เมื่อใช้สมการที่ 6.1 ถึง 6.4 ตามที่ระบุในหัวข้อนี้ กับทำการพล็อตกราฟความสัมพันธ์จากตารางข้อมูลดิบที่บ้านที่ภาคสนาม ทำให้สามารถหาค่าความสัมพันธ์ในรูปสมการถดถอยเชิงเส้น สำหรับหินแต่ละชนิดกับที่ค่าความดังเสียงตามที่กำหนดเป็นสมการเฉพาะ หรือเรียกว่า สมการการคาดคะเนความดังเสียงที่ระดับชั้นความเชื่อมั่นต่าง ๆ ดังแสดงไว้ในตารางที่ 6.7 ที่ระบุความสัมพันธ์จากข้อมูลดิบในตารางที่ 6.1 - 6.4 มาวิเคราะห์หาสมการถดถอยเชิงเส้นเพื่อใช้คาดคะเนค่าความดังเสียง

วิธีการในหัวข้อ 6.3.2 นี้ ถ้าหากทดลองหาระยะทางความปลอดภัย,  $r$  (เมตร) จำเป็นต้องทราบค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อจังหว่อ่าง,  $W$  กับค่าความดังเสียง, dB ผลของการประเมินแตกต่างจากการใช้วิธีการในหัวข้อ 6.3.1 เล็กน้อย แต่สามารถประยุกต์ได้กับทุกเหมืองหินที่มีการตรวจวัดค่าได้ข้อมูลดิบจำนวนหนึ่ง ซึ่งไม่ควรมีจำนวนข้อมูลดิบต่ำกว่า 10 การประเมินจะได้ผลดี ถ้าข้อมูลดิบมีตัวเลขความดังแตกต่างกันชัดเจน

### 6.3.3 ผลสรุปการประมวลผลของระยะทางความปลอดภัยจากความดันเสียง

เมื่อพิจารณา จากแนวทางทั้ง 2 หัวข้อข้างต้น พบว่า ความแปรปรวนยังมีค่อนข้างสูง ค่าระยะความปลอดภัยถ้าประเมินจากระดับความดังเสียงอย่างเดียว มีค่าที่น่าจะสูงเกินความเป็นจริง ประกอบกับเป็นสิ่งที่ยากต่อการปฏิบัติงานจริง เพราะค่าระยะเหล่านี้สูงกว่า 400 เมตร เกือบทั้งหมด ซึ่งไม่สอดคล้องกับสภาพความเป็นจริงช่วงการบันทึกผลการพิจารณาเลือกเกณฑ์ความเสียหายในเรื่องความดันเสียง ควรพิจารณาในเรื่องของความเร็วอนุภาคกับระยะทางที่หินปลิวกระเด็นประกอบด้วย

## บทที่ 7

### การประเมินผลเชิงสถิติสำหรับ ระยะหินปลิวกระเด็นจากการระเบิด

ข้อมูลดิบการระเบิดหินที่มีชิ้นส่วนหินเกิดปลิวกระเด็น แล้วอ่านค่าตัวเลขที่บันทึกผลจากการตรวจวัดในภาคสนามแต่ละบริเวณ ก็คล้ายคลึงกับค่าการตรวจวัดความดั่งเสียง คือพบที่มีความแปรปรวนในแต่ละบริเวณเป็นอย่างมาก ปัญหาอีกอย่างหนึ่งคือการระบุค่าระยะปลิวกระเด็นไกลสุดของชิ้นส่วนหินที่แตกกระเด็นออกจากหน้าเหมืองหิน ใช้การคาดคะเนกับการทดลองสัมผัสก่อนชิ้นส่วนว่ายังมีความอ่อนนุ่มเล็กน้อยกับสิ่งเกิดผิวที่เพิ่งแตกหลุดออกอาจมีความผิดพลาดได้

#### 7.1 ข้อมูลดิบผลการตรวจสอบค่าระยะปลิวกระเด็นของหิน

ระหว่างทำการระเบิดหินใช้การสังเกตด้วยตาเปล่า และจากการสัมผัสเศษหินที่แตกหักเป็นรูปหลายเหลี่ยมแล้วบันทึกค่าระยะการปลิวกระเด็นของหิน ในช่วงเวลาสั้น ๆ ที่หินปลิวกระเด็นมาเมื่อสัมผัสกับเศษหินรู้สึกอ่อนและรู้สึกมีความคมบริเวณขอบแหลมของมวลหิน ขนาดของหินใช้ค่าประมาณ 2-3 นิ้ว ค่าผลลัพธ์การตรวจสอบระยะปลิวกระเด็น ก่อนระบุในตารางมีการแยกตามชนิดหินกับตามชื่อเหมืองหิน

ตารางที่ 7.1 เป็นข้อมูลดิบระยะปลิวกระเด็นของหินปูนในเหมืองขนาดใหญ่ที่ระเบิดหินเพื่อการผลิตปูนซีเมนต์ ตารางที่ 7.2 เป็นข้อมูลดิบระยะปลิวกระเด็นของหินปูนในเหมืองขนาดเล็กถึงปานกลางที่ระเบิดหินเพื่อใช้ในงานก่อสร้าง ส่วนตารางที่ 7.3 กับ 7.4 เป็นระยะปลิวกระเด็นของหินแกรนิต กับหินมะซอลต์ ตามลำดับ

#### 7.2 สูตรเชิงประสมการณ์ของระยะปลิวกระเด็นของหิน

สูตรเชิงประสมการณ์ที่จะมีผู้เสนอแนะไว้ได้ถูกนำมาทบทวน ก่อนทำการประเมินผลทางสถิติเปรียบเทียบเพื่อเป็นการทดสอบว่าสูตรเชิงประสมการณ์นั้นให้ค่าผลลัพธ์ที่เหมาะสมก่อนจะถูกนำมาใช้หาค่าระยะปลอดภัยจากการปลิวกระเด็นของหิน ในประเทศไทยหรือไม่

ตารางที่ 7.1 ระยะการปลิวกระเด็นของการระเบิดในเหมืองหินปูนขนาดใหญ่ เป็นข้อมูลชุด 1

	วันที่ทำการ ตรวจวัด	เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ (นิ้ว)	เบอร์คอน (เมตร)	ระยะหินปลิว (เมตร)
<b>ปูนซีเมนต์ไทย (นังกงคอย)</b>				
1	20 พ.ย. 2539	7.38	6.00	150
2	22 พ.ย. 2539	7.38	6.00	120
3	10 ธ.ค. 2539	7.38	6.00	N/A
4	25 มี.ค. 2540	7.88	5.50	260
5	2 ก.พ. 2541	7.88	6.00	130
6	16 ก.พ. 2541	2.00	5.50	120
7	24 มิ.ย. 2541	7.88	6.00	10
8	2 ก.ค. 2541	7.88	5.50	50
9	23 ก.ค. 2541	7.88	5.50	10
<b>ปูนซีเมนต์นครหลวง</b>				
1	15 พ.ย. 2539	7.38	5.00	340
2	18 พ.ย. 2539	7.38	5.00	200
3	19 พ.ย. 2539	7.38	5.00	180
4	21 พ.ย. 2539	7.38	5.00	200
5	3 ธ.ค. 2539	7.38	5.00	150
6	26 ธ.ค. 2539	7.38	5.00	193
7	17 มี.ค. 2540	7.38	5.00	310
8	5 ก.พ. 2541	7.38	5.00	130
9	29 มิ.ย. 2541	7.38	5.00	150
10	7 ก.ค. 2541	7.88	5.50	100
11	8 ก.ค. 2541	7.88	3.00	70
<b>ปูนซีเมนต์ไทย (ทุ่งสง)</b>				
1	21 ม.ค. 2540	7.88	5.00	80
2	16 ม.ค. 2540	7.88	6.00	160
3	14 ม.ค. 2540	7.88	6.00	90

	วันที่ทำการ ตรวจวัด	เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ (นิ้ว)	เบอร์คอน (เมตร)	ระยะหินปลิว (เมตร)
<b>ปูนซีเมนต์ไทย (เขาวง)</b>				
1	14 พ.ย. 2539	7.88	5.50	200
2	26 พ.ย. 2539	7.88	5.50	120
3	2 ธ.ค. 2539	7.88	5.50	190
4	25 ธ.ค. 2539	7.88	5.50	100
5	19 มี.ค. 2540	7.88	4.50	160
<b>ปูนซีเมนต์เอเชีย</b>				
1	18 ธ.ค. 2539	7.38	3.00	130
2	17 ธ.ค. 2539	7.38	3.00	110
3	2 ม.ค. 2540	3.50	1.50	115
4	27 ธ.ค. 2539	7.38	2.50	100
5	13 มี.ค. 2540	7.50	1.00	130
<b>ชลประทานซีเมนต์</b>				
1	10 ก.พ. 2540	4.00	2.00	175
2	27 ม.ค. 2540	4.00	1.00	105
3	24 ม.ค. 2540	4.00	1.50	200
4	14 ก.พ. 2540	4.00	1.00	110
5	5 ก.พ. 2540	4.00	2.00	110
<b>ทีพีโอ โพลีน</b>				
1	25 พ.ย. 2539	5.13	4.20	240
2	28 พ.ย. 2539	5.13	4.00	160
3	9 ธ.ค. 2539	5.13	3.50	135
4	16 ธ.ค. 2539	3.50	2.90	300
5	19 ธ.ค. 2539	5.13	4.00	200
6	13 มี.ค. 2540	3.50	2.90	100
7	12 ก.พ. 2541	5.13	4.00	135

ตารางที่ 7.2 ระยะการปลิวกระเด็นของการระเบิดในเมือง  
หินปูนขนาดเล็กถึงปานกลาง เป็นข้อมูลชุด 2

	วันที่ทำการ ตรวจวัด	เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ (นิ้ว)	เบอร์เดน (เมตร)	ระยะหินปลิว (เมตร)
<b>ผาทอง</b>				
1	17 ม.ค. 2540	2.50	2.50	55
2	14 ม.ค. 2540	2.50	2.70	205
3	22 ม.ค. 2540	2.50	2.70	30
4	20 ม.ค. 2540	2.50	2.50	80
<b>ต้อยติ่งผาผดุง</b>				
1	19 ก.พ. 2540	4.00	1.00	120
2	21 ก.พ. 2540	4.00	1.50	180
3	22 ก.พ. 2540	4.00	1.00	110
4	22 ก.พ. 2540	4.00	1.00	150
5	25 ก.พ. 2540	4.00	0.80	215
<b>ศิลาผาทอง ภูกระดิ่ง</b>				
1	20 ก.พ. 2540	4.00	1.00	220
2	23 ก.พ. 2540	3.00	0.50	120
3	23 ก.พ. 2540	4.00	1.00	300
4	24 ก.พ. 2540	4.00	1.00	110
<b>ต้อยติ่งผา MT</b>				
1	19 ก.พ. 2540	4.00	1.10	250
2	21 ก.พ. 2540	4.00	1.20	240
3	24 ก.พ. 2540	4.00	2.00	270
4	25 ก.พ. 2540	4.00	1.00	254
5	26 ก.พ. 2540	4.00	1.00	240
<b>ศิลาสากลพัฒนา</b>				
1	12 ธ.ค. 2539	3.00	2.50	130
2	13 ธ.ค. 2539	3.00	2.50	115
3	23 ธ.ค. 2539	3.00	2.50	100
4	3 ม.ค. 2540	3.00	2.50	107
<b>ปราณบุรี เทรตติง</b>				
1	27 ม.ค. 2540	3.50	1.50	200
2	5 ก.พ. 2540	3.50	1.50	90
3	10 ก.พ. 2540	3.50	1.50	55
4	14 ก.พ. 2540	4.00	1.50	65

ตารางที่ 7.3 ระยะการปลิวกระเด็นของการระเบิด  
ในเหมืองหินแกรนิต เป็นข้อมูลเขต 3

	วันที่ทำการ ตรวจวัด	เส้นผ่านศูนย์กลางหลุม เจาะ(นิ้ว)	เบอร์เดน (เมตร)	ความสูงตะพัก (เมตร)	ระยะหินปลิว (เมตร)
<b>อิตาเลียนไทย (ระยอง)</b>					
1	8 ม.ค. 2541	3.00	2.00	13.0	130
2	10 ม.ค. 2541	3.00	2.00	13.0	130
3	12 ม.ค. 2541	3.00	2.00	13.0	125
4	13 ม.ค. 2541	3.00	2.00	10.0	120
5	14 ม.ค. 2541	3.00	2.50	13.0	130
6	21 ม.ค. 2541	3.00	2.00	13.0	100
<b>ปรินดา</b>					
1	15 ม.ค. 2541	3.00	2.20	6.0	80
2	31 ม.ค. 2541	3.00	3.50	12.0	100
3	3 ก.พ. 2541	3.00	3.50	12.0	60
4	18 มี.ค. 2541	3.00	3.50	12.0	80
5	20 มี.ค. 2541	3.00	2.50	9.0	110
6	24 มี.ค. 2541	3.00	2.20	6.0	130
7	25 มี.ค. 2541	3.00	2.20	6.0	120

ตารางที่ 7.4 ระยะการปลิวกระเด็นของการระเบิด  
ในเหมืองหินเบะชอลด์ เป็นข้อมูลเขต 4

	วันที่ทำการ ตรวจวัด	เส้นผ่านศูนย์กลางหลุม เจาะ(นิ้ว)	เบอร์เดน (เมตร)	ความสูงตะพัก (เมตร)	ระยะหินปลิว (เมตร)
<b>สหชัยศิลาทอง</b>					
1	19 ก.พ. 41	3.00	1.70	2.5	120
2	20 ก.พ. 41	3.00	1.00	3.0	100
3	23 ก.พ. 41	3.00	1.70	3.0	120
4	24 ก.พ. 41	3.00	1.00	3.0	105
5	26 ก.พ. 41	3.00	3.00	9.0	100
6	27 ก.พ. 41	3.00	2.00	6.0	95
7	27 ก.พ. 41	3.00	2.00	3.0	120
8	10 มี.ค. 41	3.00	1.00	5.0	160
<b>หินลาด</b>					
1	24 ก.พ. 41	3.00	1.00	3.0	80
2	24 ก.พ. 41	3.00	1.70	3.0	130
3	25 ก.พ. 41	3.00	1.30	3.3	150
4	25 ก.พ. 41	3.00	1.50	4.5	125
5	4 มี.ค. 41	3.00	2.00	6.0	120
6	7 มี.ค. 41	3.00	1.00	3.0	120
<b>ศิลาชัย 2</b>					
1	20 ก.พ. 41	3.00	1.50	7.0	130
2	23 ก.พ. 41	3.00	1.00	3.0	80
3	24 ก.พ. 41	3.00	1.00	6.0	150
4	24 ก.พ. 41	3.00	1.00	3.0	95
5	26 ก.พ. 41	3.00	1.00	6.0	135
6	26 ก.พ. 41	3.00	1.00	3.0	110
7	28 ก.พ. 41	3.00	1.00	6.0	100
8	7 มี.ค. 41	3.00	1.00	6.0	110
9	11 มี.ค. 41	3.00	1.00	6.0	120



### 7.2.1 สูตรเชิงประสพการณ์จากการระเบิดแบบเครเตอร์

Lundborg et al. (1975) พบว่า ระยะการปลิวกระเด็นไกลสุดแบบไม่มีทิศทาง (wild fly rock, Td) เป็นฟังก์ชันกับเส้นศูนย์กลางหลุมเจาะระเบิด (ดูรูปที่ 7.1 หน้า 161)

$$T_d = 260 (DH)^{2/3} \quad (7.1)$$

พจน์ในสมการมีหน่วยต่างระบบ ระยะ Td หน่วยเป็นเมตร ขนาด DH หน่วยเป็นนิ้ว

ดังนั้นถ้ากำหนดค่าให้การตรวจสอบภาคสนามจริง ของระยะปลิวกระเด็น =  $L_A$  หาค่าความคลาดเคลื่อนที่เกิดจากการคำนวณตามสูตรนี้ เป็น

$$\text{Error}_{cr} = \frac{(T_d - L_A)}{L_A} \times 100 \quad (7.2)$$

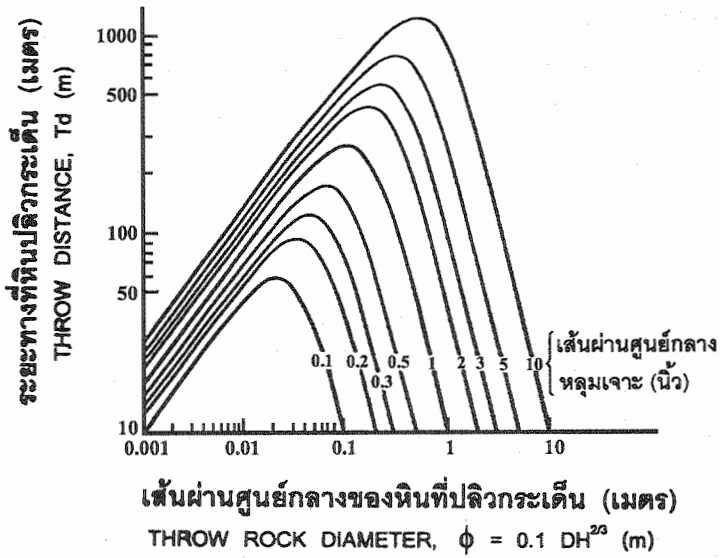
พจน์ตัวแปร  $\text{Error}_{cr}$  เป็นค่าความคลาดเคลื่อนของการระเบิดแบบเครเตอร์

### 7.2.2 สูตรเชิงประสพการณ์จากการระเบิดแบบขี้น้ำมันโค

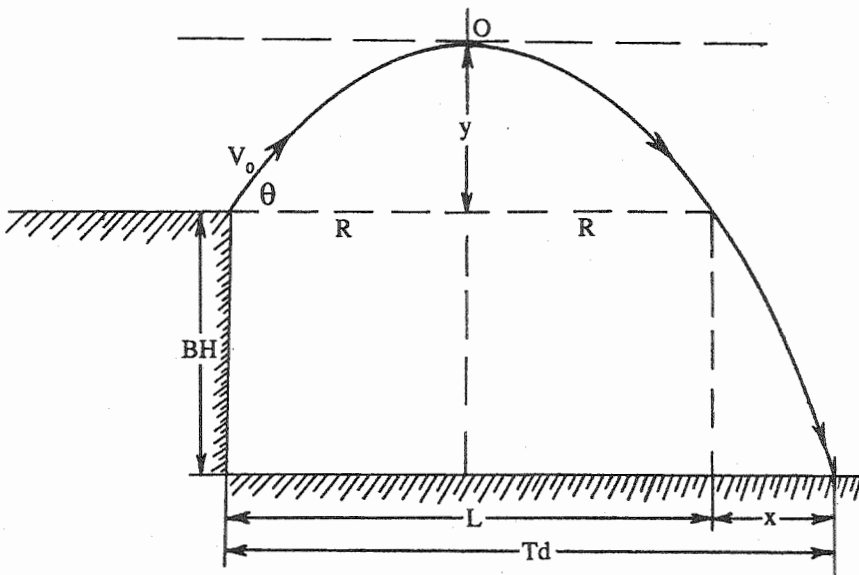
ผลการศึกษาในเอกสาร U.S. Bureau of Mines, Open File Report No. 77-81 พบว่า แนววิถีของการปลิวกระเด็นของหินบริเวณที่เป็นจุดยอดตะพักด้านบน (ดูรูปที่ 7.2 หน้า 161) เป็นแบบเส้นโค้งพาราโบลา (parabolic trajectory) เมื่อวัดระยะปลิวกระเด็นในแนวราบกับที่อยู่ระดับเดียวกับตะพักด้านบน (สมมุติให้มีค่าเท่ากับ L) ได้สูตรเชิงประสพการณ์สำหรับหินแต่ละชนิด

ตารางที่ 7.5 ความสัมพันธ์ระหว่างค่า DH กับค่า  $0.44 V_d$

เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ (DH), นิ้ว	ค่า $0.44 V_d$ ของ ANFO ฟุต / วินาที
2	4,900
3	5,300
4	5,900
6	6,450
9	6,700
12	6,800
15	6,850



รูปที่ 7.1 การคำนวณระยะปลิวกระเด็นไกลสุดแปรผันกับขนาดของชิ้นส่วนหินและเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะระเบิด



รูปที่ 7.2 การคำนวณระยะปลิวกระเด็นในการตัดตะพักแบบขั้นบันได กำหนดให้หินเริ่มปลิวกระเด็นตรงจุดตะพักด้านบน แนวปลิวไกลสุดเป็นเส้นโค้งพาราโบลา ( $T_d$ ) มีค่ามากกว่าระยะที่หินปลิวกระเด็นตามแนวระดับตรงจุดยอดตะพักด้านบน ( $L$ )

กำหนดให้วัตถุระเบิด ที่ใช้ในการระเบิดเป็น AN-FO (Ammonium Nitrate - Fuel Oil) ที่มีค่าความหนาแน่นของไหลที่บรรจุ (loading density,  $l_c$ ) เป็น 0.85 กรัม/ลบ.ซม. ข้อกำหนดคืออย่างหนึ่ง คือ การใช้ค่าของเส้นผ่านศูนย์กลาง หลุมเจาะ (DH) และความเร็วของคลื่นระเบิด (detonation velocity,  $V_d$ ) เป็นไปตามตารางที่ 7.5 หน้า 160 ที่รวบรวมค่าความเร็วคลื่นระเบิดหลายค่าที่ตีพิมพ์ใน เอกสารหลายแห่งมาพล็อต ระหว่าง ค่า  $V_d$  กับค่า  $1/DH$

การประเมินระยะทางที่ปลิวกระเด็นสูงสุดของหิน (L) กับความสัมพันธ์ของขนาด หลุมเจาะ (DH) กับความเร็วของคลื่นระเบิด ( $V_d$ ) ในหินหลายชนิด มีความสัมพันธ์ แตกต่างกันไป ได้เป็นสมการเชิงประสพการณ์ต่าง ๆ คือ

### 1. หินแกรนิต

เมื่อคำนวณระยะสูงสุดที่หินปลิวจากค่าความเร็วที่ใช้วัตถุระเบิด AN-FO พบว่า L เป็นฟังก์ชันกับอัตราส่วนของ  $DH/B_{\min}$  [กำหนดให้  $B_{\min}$  = ค่าระยะต่ำสุดของความหนา หน้าระเบิด]

$$L = 0.334 [8.95 \times 10^5 \{DH/B_{\min}\}^2 - 584] (0.44V_d/7544)^2 \quad (7.3)$$

หน่วยของ L เป็น ฟุต, DH และ  $B_{\min}$  เป็น นิ้ว, และ  $V_d$  เป็น ฟุต/วินาที พจน์ ในสมการที่ 5.4 ได้คูณค่าตัวเลขของการปรับค่าข้อมูลให้เป็นมาตรฐาน สำหรับหน่วย ต่าง ๆ ไว้แล้ว ส่วนความหนาแน่นของหินแกรนิตกำหนดให้เป็น 2.6 กรัม/ลบ.ซม.

### 2. หินทราย

กรณีของหินทราย เอกสารของ U.S. Bureau of Mines, OFR 77-81 กำหนด ให้ค่าตัวเลขความหนาแน่นค่อนข้างค่า เป็น 2.2 กรัม/ลบ.ซม. จะได้

$$L = 0.334 [6.86 \times 10^5 \{DH/B_{\min}\}^2 - 475] (0.44V_d/5740)^2 \quad (7.4)$$

### 3. หินปูนหรือหินโคโลไมด์

สำหรับหินปูนหรือหินโคโลไมด์ กำหนดความหนาแน่นเป็น 2.7 กรัม/ลบ.ซม. ได้

$$L = 0.334 [7.42 \times 10^5 \{DH/B_{\min}\}^2 - 200] (0.44V_d/5490)^2 \quad (7.5)$$

#### 4. การคำนวณค่า $L$ สำหรับหินบะซอลต์

เนื่องจากเอกสาร OFR 77-81 ไม่มีสูตรเชิงประสพการณ์ในการคำนวณค่า  $L$  สำหรับหินบะซอลต์ ดังนั้น สง่า ตั้งชวาล และคณะ (2542, หน้า 115-116) จึงทำการประมาณค่าในช่วง (interpolation) สำหรับใช้คำนวณระยะปลิวกระเด็นของหินบะซอลต์ โดยสร้างสมการใหม่ขึ้นจากการสมมุติค่าคงที่ให้มีค่าเฉลี่ย ระหว่างค่าคงที่ของหินแกรนิตกับค่าคงที่ของหินปูน แล้วแสดงเป็นความสัมพันธ์รูปใหม่คือ

$$L = 0.334 [7.905 \times 10^5 \{DH/B_{\min}\}^2 - 529.5] (0.44V_d/6642)^2 \quad (7.6)$$

ในทำนองเดียวกันกับสมการที่ 7.2 หน้า 161 ทำการหาค่าความคลาดเคลื่อนของการระเบิดหินแบบตัดตะพักเป็นขั้นบันได คือ

$$\text{Error}_{bb} = \frac{(L - L_A)}{L_A} \times 100 \quad (7.7)$$

พจน์  $\text{Error}_{bb}$  ในสมการข้างบนเป็นค่าความคลาดเคลื่อนในการคำนวณระยะการปลิวกระเด็นของการระเบิดหินแบบตัดตะพักเป็นขั้นบันได

ถ้าหากทำการเปรียบเทียบระยะการปลิวกระเด็นภาคสนาม พบว่าระยะหินปลิวของการระเบิดหินตามปกติจะต่ำกว่าที่คาดคะเนจากสมการของระยะไกลสุด เหตุผลที่สำคัญคือในสภาพธรรมชาติมวลหินมีรอยแตกรอยแยกมากจึงมีผลต่อการปลิวกระเด็นของหิน

### 7.3 วิธีการและผลลัพธ์จากการประเมินผลเชิงสถิติระยะหินปลิวกระเด็น

จากการพิจารณาข้อมูลดิบการตรวจวัดระยะปลิวกระเด็นพบว่า ค่าตัวเลขอยู่ในระยะไกลไม่เกิน 200 เมตร โดยมีขนาดอนุภาคหินที่ส่วนใหญ่พบอยู่ระหว่าง 2-3 นิ้ว ดังนั้นถ้านำกลุ่มข้อมูลดิบที่เป็นค่าระยะการปลิวกระเด็นมาวิเคราะห์เชิงสถิติ จะได้ผลลัพธ์ที่ดียาก เพราะว่ากลุ่มข้อมูลดิบมีช่วงพิสัยแคบ และตัวเลขค่าระยะในกลุ่มมีค่าใกล้เคียงกันมาก

#### 7.3.1 การหาค่าระยะทางความปลอดภัยที่ระดับขั้นความเชื่อมั่น 95 %

แนวทางวิเคราะห์นี้ใช้วิธีการเช่นเดียวกับ การวิเคราะห์ค่าความเร็วอนุภาคกับความคงเสถียรด้วยวิธี Mean and Variance กับวิธี Probability ดังกล่าวมาแล้ว

## 1. การหาค่าระยะทางด้วยวิธี Mean and Variance

ในกรณีที่เป็นวิธีการหาค่าเฉลี่ยกับค่าความแปรปรวน (mean and variance) จะใช้สูตรเชิงประสมการณกับวิธีของการถดถอยเชิงเส้นร่วมกัน เพื่อหาค่าระยะความปลอดภัยจากหินปลิวกระเด็นที่ระดับค่า POLL = 5 % มีขั้นตอนของการวิเคราะห์หาค่าระยะดังนี้

### ก. เลือกใช้สมการเชิงประสมการณ

เนื่องจากข้อมูลดิบของระยะการปลิวกระเด็นในประเทศไทยมีการตรวจวัดภาคสนามในเมืองหิน 3 ชนิด ได้แก่ หินปูน หินแกรนิต และหินบะซอลต์ ดังนั้นจึงควรเลือกใช้สมการที่ 7.5, 7.3 และ 7.6 ตามลำดับ ให้เหมาะกับชนิดของหิน

### ข. เลือกใช้ค่าแปร

ในสมการที่ใช้กับชนิดของหินในข้อ ก. มีค่าแปรที่ทราบค่าและต้องการหาค่า คือ ระยะทางที่หินปลิวกระเด็น, L ส่วนค่าแปรอื่น ทราบค่าจากการตรวจวัดในตารางร่วมกับการหาค่าจากตารางที่ 7.1

### ค. หาค่าเฉลี่ยและค่าเบี่ยงเบนด้วยวิธีถดถอยเชิงเส้น

ใช้วิธีการเดียวกันกับการวิเคราะห์เรื่องความเร็วอนุภาคกับความดงเลียง ที่มีรายละเอียดระบุในหัวข้อย่อย 5.5.4 บทที่ 5 กับในข้อ 1 หัวข้อย่อย 6.3.1 บทที่ 6 วิธีนี้ใช้วิธีถดถอยเชิงเส้น กำหนดให้ค่าแปรสุ่มอิสระ (X) เป็นค่าของเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะระเบิด และให้ค่าแปรสุ่มที่พึ่งพิง (Y) ในวิธีถดถอยเชิงเส้น เป็นค่าระยะความหนาหน้าระเบิดที่น้อยหรือต่ำสุด ( $B_{min}$ ) แล้วหาค่าความน่าจะเป็นที่ POLL 5 %

## 2. การหาค่าระยะทางด้วยวิธี Probability

การประเมินผลเชิงสถิติของค่าระยะทางความปลอดภัยด้วยวิธีหาค่าความน่าจะเป็นนี้ ใช้การสมมุติให้ค่าแปรสุ่มมีการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ ใช้โปรแกรม PROBCHAR คำนวณ จุดพิทักคในแกนลอการิทึม x เป็นค่าของระยะทางหน่วยเป็นเมตร จุดพิทักคบนแกนลอการิทึม y ค่าตัวเลขความน่าจะเป็น ที่มีหน่วยเป็น  $1 \times 10^2$  เปอร์เซ็นต์ จากนั้นหาค่าความน่าจะเป็นที่ระดับค่า POLL = 5 %

ผลสรุปสำหรับการตรวจวัดในหินหลายชนิดเป็นกลุ่มข้อมูลดิบทั้ง 4 เขต เช่นเดียวกับเรื่องการสันสะเทือนกับเรื่องความดงเลียงได้ระบุค่าของทั้งสองวิธีการไว้ในตารางที่ 7.6 การเปรียบเทียบค่าตัวเลขจาก 2 วิธีการ ได้แสดงค่าผลลัพธ์ของระยะทางความปลอดภัยไว้ในหลายรูปแบบ โดยทั่วไปการหาค่าด้วยวิธี Probability จะได้ค่าระยะทางความปลอดภัยที่เชื่อถือมากกว่า หรือควรเลือกใช้วิเคราะห์ค่าระยะทางความปลอดภัยด้วยวิธีนี้

ตารางที่ 7.6 การเปรียบเทียบ ค่าระยะทางความปลอดภัยที่ประเมินมาจากสองแนวทาง ระหว่างวิธีการหาค่าเฉลี่ยกับความแปรปรวน และการหาค่าความน่าจะเป็น ที่ความเชื่อมั่น 95 เปอร์เซ็นต์

ประเภทของเหมืองหิน	ระยะทาง (เมตร)	
	วิธี Mean and Variance	วิธี Probability
เขต 1 และ 2 เหมืองหินปูนทุกประเภท	1989	291
เขต 1 เหมืองหินปูนขนาดใหญ่และขนาดกลาง	871	339
เขต 2 เหมืองหินปูนขนาดกลางและขนาดเล็ก	1374	357
เขต 3 เหมืองหินแกรนิต	47	157
เขต 4 เหมืองหินบะซอลต์	313	157

7.3.2 การหาสูตรเชิงประสพการณ์ของระยะทางความปลอดภัยเฉพาะชนิดหิน แนวทางนี้เป็นวิธีใหม่คล้ายคลึงกับหัวข้อ 6.3.2 ในเรื่องความคงเสถียร โดยการประมาณเส้นถดถอยและกำหนดขอบเขตความเชื่อมั่น โดยมีลำดับขั้นการวิเคราะห์ ดังนี้

### 1. กำหนดพจน์ตัวแปรสุ่มใหม่

กำหนดให้

X = พจน์ที่ไม่พึ่งพิงหรือเป็นตัวแปรสุ่มอิสระ (independent variable)  
 = ค่าอัตราส่วน (ไม่มีหน่วย) ระหว่าง [เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะต่อระยะความหนาหน้าระเบิดที่สั้นที่สุด]<sup>2</sup> หรือค่า  $[DH / (B_{\min})]^2$

Y = พจน์ที่พึ่งพิง (dependent variable)  
 = ค่าระยะหินปลิวจริงที่ตรวจวัดในภาคสนาม หน่วยเป็นเมตร

### 2. หาค่าความชันของเส้นถดถอย

ใช้สมการที่ 5.5 หน้า 107 หาค่าความชัน ซึ่งได้คัดลอกไว้ข้างล่าง

$$b = \frac{n \sum_{i=1}^n x_i y_i - \left( \sum_{i=1}^n x_i \right) \left( \sum_{i=1}^n y_i \right)}{n \sum_{i=1}^n x_i^2 - \left( \sum_{i=1}^n x_i \right)^2}$$

### 3. หาค่าความแปรปรวนกับค่าระยะที่ระดับความเชื่อมั่น

ใช้สมการที่ 5.7 หน้า 108 หาค่าความแปรปรวนที่ระดับขั้นความเสรี เท่ากับ  $n-2$  ส่วนค่าระดับความเชื่อมั่น

$$S^2 = \frac{SSE}{(n-2)}$$

### 4. หาค่าขอบเขตความเชื่อมั่น

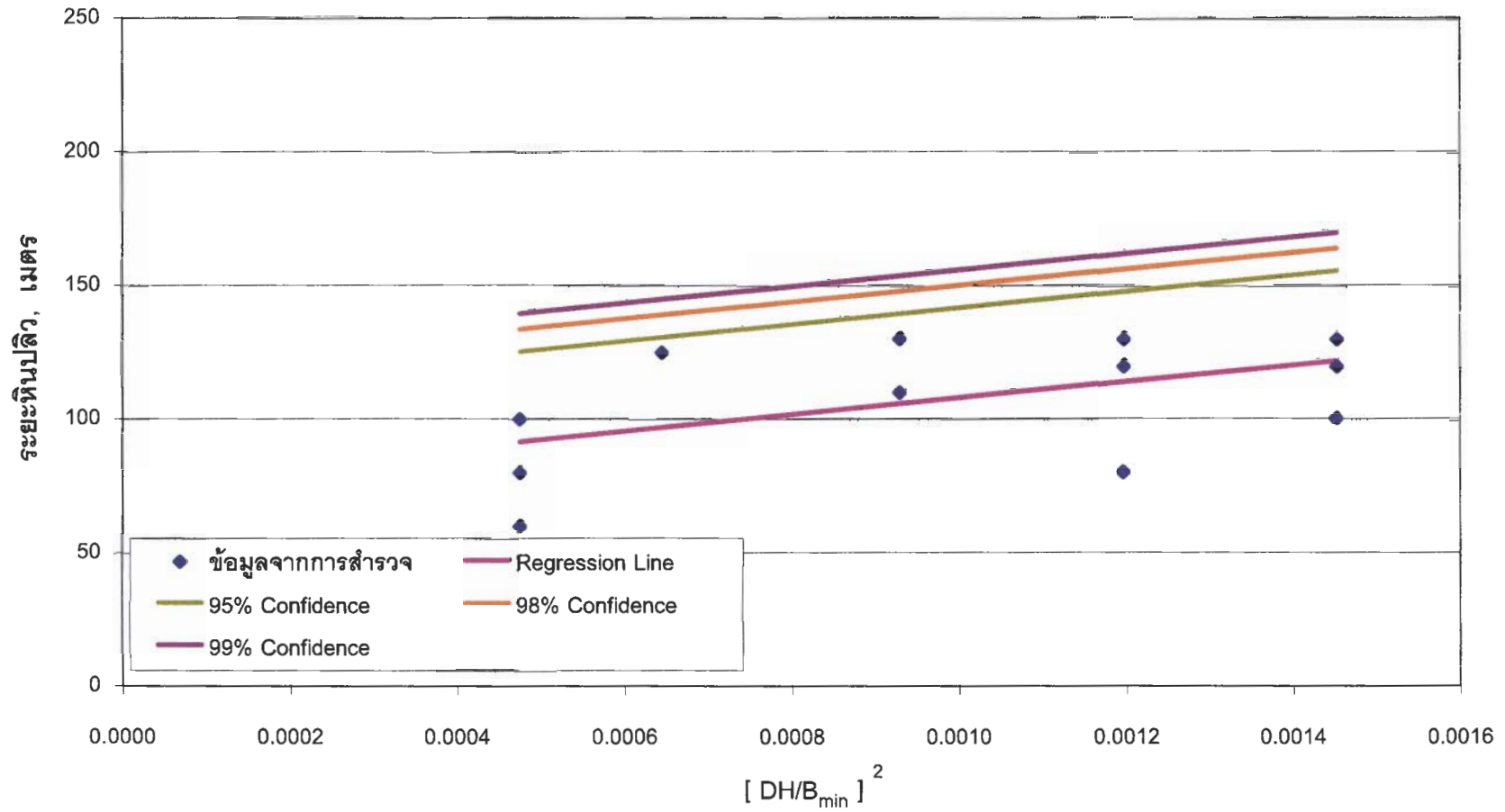
ใช้สมการที่ระบุสำหรับตัวแปรสุ่มที่มีการแจกแจงค่าแบบปกติ โดยหาขอบเขตที่ระดับขั้นความเชื่อมั่นต่าง ๆ ก็ใช้สมการชุดเดียวกับเรื่องความคงเสถียร คือ สมการที่ 6.2 ถึง 6.4 หน้า 151 บทที่ 6

### 5. แสดงค่านิพจน์ที่เป็นค่าการคาดคะเนระยะหินปลิวสำหรับเหมืองหินแต่ละชนิด

ค่าข้อมูลคิภาคสนามระยะหินปลิวของประเทศไทย ถูกแปลงเป็นสูตรเชิงประสพ-การณ สำหรับชนิดของเหมืองหินที่แปรผันตามค่าตัวแปรหน้างานระเปิด

ตารางที่ 7.7 ค่าการตรวจวัดภาคสนามของเหมืองหินแกรนิต (ทุกค่าความถี่)

DH (นิ้ว)	DH (เมตร)	$B_{\min}$ (เมตร)	$DH/B_{\min}$	$(DH/B_{\min})^2$	$0.44V_0$ (ฟุตต่อวินาที)	ระยะหินปลิว (เมตร)
3	0.076	2	0.0381	0.00145	5300	130
3	0.076	2	0.0381	0.00145	5300	130
3	0.076	3	0.0254	0.00065	5300	125
3	0.076	2	0.0381	0.00145	5300	120
3	0.076	2.5	0.0305	0.00093	5300	130
3	0.076	2	0.0381	0.00145	5300	100
3	0.076	2.2	0.0346	0.00120	5300	80
3	0.076	3.5	0.0218	0.00048	5300	100
3	0.076	3.5	0.0218	0.00048	5300	60
3	0.076	3.5	0.0218	0.00048	5300	80
3	0.076	2.5	0.0305	0.00093	5300	110
3	0.076	2.2	0.0346	0.00120	5300	130
3	0.076	2.2	0.0346	0.00120	5300	120



รูปที่ 7.3 กราฟความสัมพันธ์ระหว่างระยะทางปืนปลิวกับค่าอัตราส่วนตัวแปรหน้าระเบิด



ตารางที่ 7.7 หน้า 166 เป็นตัวอย่างหนึ่งที่ใช้ค่าตามที่ยังคงไว้เมื่อตรวจวัดในเมืองหินแกรนิตที่มีการตัดตะพักเป็นขั้นบันได (ทุกค่าความถี่) และกราฟที่แสดงไว้ในรูปที่ 7.3 เป็นกราฟพลลัพท์การถดถอยเชิงเส้นที่ระดับค่าความเชื่อมั่น 3 ค่าระดับ

เมื่อนำข้อมูลดิบที่ระบุในตารางที่ 7.1 ถึง 7.4 ก็สามารถหาปริมาณของผลการคาดคะเนระยะหินปลิวจากวิธีถดถอยเชิงเส้นที่ระดับความเชื่อมั่น 95 %, 98 % และ 99 % ตามลำดับ ตารางที่ 7.8 หน้าถัดไป (หน้า 169) เป็นพลลัพท์ของนิพจน์สำหรับเมืองหินแต่ละชนิด

### 7.3.3 ตารางสำเร็จรูปของค่าระยะหินปลิวสำหรับเมืองหินหลายชนิด

แนวทางของการทำตารางสำเร็จรูปนี้ เป็นการใช้สูตรเชิงประสภการณ์ของระยะหินปลิวกระเด็นเมื่อมีการตัดตะพักแบบขั้นบันได [สมการที่ 7.5 สำหรับหินปูน สมการที่ 7.3 สำหรับหินแกรนิต และสมการที่ 7.6 สำหรับหินบะซอลต์] จากนั้นก็ใช้วิธีการถดถอยเชิงเส้นประมาณค่าระยะหินปลิวที่แปรผันตามขนาดหลุมเจาะ กับระยะความหนาหน้าระเบิด [ที่ควรเป็นระยะความหนาหน้าระเบิดแถวแรก หรือเป็นระยะที่สั้นที่สุด อย่างไม่อย่างหนึ่ง]

กำหนดให้วัตถุระเบิดหลักที่ใช้ คือ AN-FO ส่วนขนาดหลุมเจาะระเบิดใช้ค่าตามขนาดหัวเจาะที่มีชื่อขายทั่วไปหรือนิยมใช้ในประเทศไทย คือ มีตั้งแต่ขนาด 2.5 นิ้ว ถึงขนาด 7.875 นิ้ว (63.5 - 200 มม.) และผนังหน้าเมืองมีความหนาหน้าระเบิดเท่ากับ 2 - 6 เมตร ดังนั้นสร้างเป็นตารางสำเร็จรูปการคาดคะเนได้ โดยแบ่งดังนี้

1) ตารางที่ 7.9 หน้า 170 ใช้สำหรับเมืองหินปูนทุกชนิด ในตารางนี้มีการแบ่งออกเป็น 3 ตารางย่อย เพื่อการคาดคะเนที่ระดับความเชื่อมั่น 95 %, 98 % และ 99 % ตามลำดับ

2) ตารางที่ 7.10 หน้า 171 ใช้สำหรับเมืองหินปูนขนาดใหญ่ที่ระเบิดหินเพื่อเป็นวัตถุคิบบในในอุตสาหกรรมซีเมนต์ โดยแบ่งการคาดคะเนเป็น 3 ระดับขึ้น

3) ตารางที่ 7.11 หน้า 172 ใช้สำหรับเมืองหินปูนขนาดปานกลางถึงเล็ก ที่ทำการระเบิดหินเพื่อเป็นวัตถุคิบบในอุตสาหกรรมก่อสร้างมี 3 ระดับขึ้นของการคาดคะเน

4) ตารางที่ 7.12 หน้า 173 ใช้สำหรับเมืองหินแกรนิตขนาดปานกลางถึงเล็ก ที่ระเบิดหินเพื่อเป็นวัตถุคิบบในอุตสาหกรรมก่อสร้างมี 3 ระดับขึ้นของการคาดคะเน

5) ตารางที่ 7.13 หน้า 174 ใช้สำหรับเมืองหินบะซอลต์ขนาดปานกลางถึงเล็ก ที่ระเบิดหินเพื่อเป็นวัตถุคิบบในอุตสาหกรรมก่อสร้างมี 3 ระดับขึ้นของการคาดคะเน

วิธีการอ่านตารางสำเร็จรูป ผู้ใช้เพียงแต่ตารางตามชนิดหินกับระดับขึ้นความเชื่อมั่นที่ต้องการ แล้วอ่านตารางที่ตำแหน่งที่ตรงกันระหว่างขนาดหลุมเจาะกับระยะความหนาหน้าระเบิด จะได้พลลัพท์ระยะหินปลิวที่คาดคะเนได้มีหน่วยเป็นเมตร

ตารางที่ 7.8 สมการการคาดคะเนค่าระยะหินปลิวกระเด็นที่ระดับความเชื่อมั่นต่าง ๆ ตามชนิดของเหมืองหิน และตามค่าอัตราส่วนตัวแปรที่กำหนด

<b>สมการการคาดการณ์ระยะของหินปลิวที่ระดับความเชื่อมั่น 95%, 98%, 99%</b>				
<b>เหมืองหินปูนทุกประเภท</b>				
ระยะปลิวสูงสุดที่ 95% confidence	=	$96.72 [DH/B_{min}]^2$	+	272.99
ระยะปลิวสูงสุดที่ 98% confidence	=	$96.72 [DH/B_{min}]^2$	+	305.29
ระยะปลิวสูงสุดที่ 99% confidence	=	$96.72 [DH/B_{min}]^2$	+	327.39
<b>เหมืองหินปูนขนาดใหญ่และขนาดกลาง</b>				
ระยะปลิวสูงสุดที่ 95% confidence	=	$-142.46 [DH/B_{min}]^2$	+	273.21
ระยะปลิวสูงสุดที่ 98% confidence	=	$-142.46 [DH/B_{min}]^2$	+	304.41
ระยะปลิวสูงสุดที่ 99% confidence	=	$-142.46 [DH/B_{min}]^2$	+	325.81
<b>เหมืองหินปูนขนาดกลางและขนาดเล็ก</b>				
ระยะปลิวสูงสุดที่ 95% confidence	=	$4455.75 [DH/B_{min}]^2$	+	260.23
ระยะปลิวสูงสุดที่ 98% confidence	=	$4455.75 [DH/B_{min}]^2$	+	293.93
ระยะปลิวสูงสุดที่ 99% confidence	=	$4455.75 [DH/B_{min}]^2$	+	316.93
<b>เหมืองหินแกรนิต</b>				
ระยะปลิวสูงสุดที่ 95% confidence	=	$31300.00 [DH/B_{min}]^2$	+	98.95
ระยะปลิวสูงสุดที่ 98% confidence	=	$31300.00 [DH/B_{min}]^2$	+	107.15
ระยะปลิวสูงสุดที่ 99% confidence	=	$31300.00 [DH/B_{min}]^2$	+	112.75
<b>เหมืองหินบะซอลต์</b>				
ระยะปลิวสูงสุดที่ 95% confidence	=	$-1019.23 [DH/B_{min}]^2$	+	150.11
ระยะปลิวสูงสุดที่ 98% confidence	=	$-1019.23 [DH/B_{min}]^2$	+	158.81
ระยะปลิวสูงสุดที่ 99% confidence	=	$-1019.23 [DH/B_{min}]^2$	+	164.71

ตารางที่ 7.9 ระยะการคาดคะเนขึ้นหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมืองหินปูนทั่วไป

95% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	274	274	273	273	273	273	273	273	273
	3.000	274	274	274	273	273	273	273	273	273
	3.500	275	274	274	274	273	273	273	273	273
	4.000	275	274	274	274	274	273	273	273	273
	5.125	277	276	275	274	274	274	274	273	273
	7.375	281	278	277	276	275	275	274	274	274
	7.875	283	279	277	276	275	275	274	274	274

98% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	306	306	306	306	305	305	305	305	305
	3.000	307	306	306	306	306	306	305	305	305
	3.500	307	306	306	306	306	306	306	305	305
	4.000	308	307	306	306	306	306	306	306	306
	5.125	309	308	307	307	306	306	306	306	306
	7.375	314	311	309	308	307	307	307	306	306
	7.875	315	311	310	308	308	307	307	307	306

99% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	328	328	328	328	328	328	327	327	327
	3.000	329	328	328	328	328	328	328	328	327
	3.500	329	329	328	328	328	328	328	328	328
	4.000	330	329	328	328	328	328	328	328	328
	5.125	331	330	329	329	328	328	328	328	328
	7.375	336	333	331	330	329	329	329	328	328
	7.875	337	334	332	330	330	329	329	329	328

ตารางที่ 7.10 ระยะการคาดคะเนขึ้นหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมืองหินปูน (เขต 1)

95% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เดินผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	272	272	273	273	273	273	273	273	273
	3.000	271	272	272	273	273	273	273	273	273
	3.500	270	271	272	272	273	273	273	273	273
	4.000	270	271	272	272	272	273	273	273	273
	5.125	267	269	271	271	272	272	272	272	273
	7.375	261	265	268	269	270	271	271	272	272
	7.875	259	264	267	269	270	270	271	271	272

98% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เดินผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	303	304	304	304	304	304	304	304	304
	3.000	302	303	304	304	304	304	304	304	304
	3.500	302	303	303	304	304	304	304	304	304
	4.000	301	302	303	303	304	304	304	304	304
	5.125	298	301	302	303	303	303	304	304	304
	7.375	292	297	299	300	301	302	303	303	303
	7.875	290	295	298	300	301	302	302	303	303

99% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เดินผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	324	325	325	325	326	326	326	326	326
	3.000	324	325	325	325	325	325	326	326	326
	3.500	323	324	325	325	325	325	325	326	326
	4.000	322	324	324	325	325	325	325	325	325
	5.125	320	322	323	324	324	325	325	325	325
	7.375	313	318	320	322	323	323	324	324	324
	7.875	312	317	320	321	322	323	324	324	324

ตารางที่ 7.11 ระยะการคาดคะเนชั้นหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมืองหินปูน (เขต 2)

95% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เดินผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	265	263	262	262	262	261	261	261	261
	3.000	267	265	263	263	262	262	261	261	261
	3.500	269	266	264	263	263	262	262	262	261
	4.000	272	268	266	264	263	263	262	262	262
	5.125	279	272	269	267	265	264	263	263	263
	7.375	299	285	278	273	270	268	267	266	265
	7.875	305	289	280	275	272	269	268	266	265

98% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เดินผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	299	297	296	296	295	295	295	295	295
	3.000	301	298	297	296	296	295	295	295	295
	3.500	303	300	298	297	296	296	296	295	295
	4.000	306	301	299	298	297	296	296	296	295
	5.125	313	306	302	300	299	298	297	297	296
	7.375	333	319	311	307	304	302	300	299	298
	7.875	339	323	314	309	305	303	301	300	299

99% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เดินผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	322	320	319	319	318	318	318	318	318
	3.000	324	321	320	319	319	318	318	318	318
	3.500	326	323	321	320	319	319	319	318	318
	4.000	329	324	322	321	320	319	319	319	318
	5.125	336	329	326	323	322	321	320	320	319
	7.375	356	342	334	330	327	325	323	322	321
	7.875	362	346	337	332	328	326	324	323	322

ตารางที่ 7.12 ระยะการคาดคะเนชั้นหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมืองหินแกรนิต (เขต 3)

95% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	132	120	114	110	107	106	105	104	103
	3.000	146	129	120	115	111	109	107	105	105
	3.500	163	140	128	120	115	112	109	108	106
	4.000	182	152	136	126	120	116	113	110	109
	5.125	235	186	160	144	133	126	121	117	114
	7.375	381	280	224	191	170	155	144	137	131
	7.875	420	305	242	204	180	163	151	142	135

98% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	140	128	122	118	116	114	113	112	111
	3.000	154	137	128	123	119	117	115	114	113
	3.500	171	148	136	128	123	120	118	116	115
	4.000	190	161	144	135	128	124	121	119	117
	5.125	244	195	168	152	142	134	129	126	123
	7.375	389	288	233	200	178	163	153	145	139
	7.875	429	313	250	212	188	171	159	150	143

99% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	146	134	128	124	121	120	118	117	117
	3.000	160	143	134	128	125	122	121	119	118
	3.500	177	154	141	134	129	126	123	122	120
	4.000	196	166	150	140	134	130	126	124	122
	5.125	249	200	174	158	147	140	135	131	128
	7.375	395	293	238	205	184	169	158	150	145
	7.875	434	319	256	218	193	177	165	156	149

ตารางที่ 7.13 ระยะการคาดคะเนขึ้นหินที่ปลิวกระเด็นจากหน้าเหมืองหินชะลอร์ (เขต 4)

95% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	149	150	150	150	150	150	150	150	150
	3.000	149	149	150	150	150	150	150	150	150
	3.500	148	149	149	150	150	150	150	150	150
	4.000	148	149	149	149	150	150	150	150	150
	5.125	147	148	149	149	149	149	149	150	150
	7.375	143	145	147	148	148	149	149	149	149
	7.875	142	145	146	147	148	148	149	149	149

98% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	158	158	158	158	159	159	159	159	159
	3.000	158	158	158	158	158	158	159	159	159
	3.500	157	158	158	158	158	158	158	159	159
	4.000	157	157	158	158	158	158	158	158	158
	5.125	155	156	157	158	158	158	158	158	158
	7.375	151	154	156	156	157	157	158	158	158
	7.875	150	153	155	156	157	157	157	158	158

99% ความเชื่อมั่น		ความหนาหน้าระเบิด , B (เมตร)								
เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมระเบิด, DH (นิ้ว)		2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
	2.500	164	164	164	164	164	164	164	165	165
	3.000	163	164	164	164	164	164	164	164	164
	3.500	163	164	164	164	164	164	164	164	164
	4.000	163	163	164	164	164	164	164	164	164
	5.125	161	162	163	163	164	164	164	164	164
	7.375	157	160	161	162	163	163	163	164	164
	7.875	156	159	161	162	163	163	163	164	164

#### 7.3.4 ผลสรุปการประมวลผลของระยะทางความปลอดภัยจากหินปลิวกระเด็น

เมื่อพิจารณา จากแนวทางทั้ง 3 หัวข้อข้างต้น พบว่า ความแปรปรวนค่าผลลัพธ์ที่คำนวณได้ยังมีค่อนข้างสูง ค่าระยะความปลอดภัยจากชั้นส่วนหินที่ปลิวกระเด็นถ้าประเมินจากสมการถดถอย มีค่าระยะหินปลิวกระเด็นค่อนข้างต่ำ โดยเฉลี่ยน้อยกว่า 200 เมตร เมื่อทดลองใช้วิธีเชิงสถิติที่กำหนดให้ตัวแปรสุ่มมีการแจกแจงค่าแบบปกติ (วิธี mean and variance) ค่าผลลัพธ์ระยะหินปลิวที่หาได้ไม่น่าเชื่อถือ ส่วนการทดลองอีกแบบกำหนดให้ตัวแปรสุ่มมีการแจกแจงค่าแบบลอการิทึมปกติ (วิธี probability) ค่าผลลัพธ์ที่มีการประเมินที่ระดับชั้น POLL 5 % จะได้ระยะหินปลิวกระเด็นค่อนข้างใกล้เคียงกับการอ่านค่าระยะจากตารางสำเร็จรูป

ในการคาดคะเนระยะหินปลิวที่มีการระเบิดแบบเครเตอร์ (สมการที่ 7.1) ค่าของระยะหินปลิว มีค่ามากกว่าระยะหินปลิวที่ใช้สูตรการคำนวณแบบตัดตะพักเป็นขั้นบันได ซึ่งจากการคำนวณระยะหินปลิวที่สมมุติฐานการระเบิดแบบเครเตอร์เหล่านี้สูงกว่า 400 เมตร เกือบทั้งหมด ซึ่งไม่สอดคล้องกับสภาพความเป็นจริงช่วงการบันทึกผลภาคสนาม



## บทที่ 8

### บทสรุป โครงการวิจัย

การที่จะป้องกันความเสี่ยงจากงานการระเบิดหิน นอกจากต้องมีการออกแบบที่ดี เพื่อให้ผลการระเบิดที่มวลหินหน้าระเบิดมีการแตกหักที่ดี ยังต้องคำนึงการใช้วัตถุระเบิดให้มีปริมาณที่เหมาะสม ตลอดจนมีการนำเทคนิคใหม่ ๆ ที่ช่วยลดผลกระทบมาใช้ด้วย

แนวทางที่นำเสนอผลการวิเคราะห์ข้อมูลดิบ ตัวเลขค่าการตรวจวัดสำหรับผลกระทบของการสั่นสะเทือน ความดันเสียง กับระยะที่หินปลิวกระเด็นที่เกิดจากการระเบิด เท่าที่ได้นำเสนอมาในรายงานฉบับนี้ ผลลัพธ์ที่ได้มีความแปรปรวนในค่าผลลัพธ์แต่ละตัวแปรมาก

ผลสรุปของการจัดการในเรื่องที่ศึกษาวิจัยนี้ ได้แก่ ผู้ปฏิบัติงานภาคสนามควรทำให้เกิดความเชื่อถือได้ทั้งจากการประเมินผล การออกแบบที่ดีและการป้องกัน (หรือควบคุม) ผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม การจัดการระบบที่มีเกี่ยวข้องกับความเสี่ยงในการปฏิบัติงาน และการศึกษาความต้องการของมวลหินที่อาศัยอยู่ใกล้เคียงกับแหล่งระเบิดหิน

#### 8.1 ความเชื่อได้ของการออกแบบระเบิดหินและการประเมินผล

ในส่วนแรกของการพรรณานี้เนื้อหาในโครงการศึกษาวิจัยนี้ เป็นการนำเสนอแนะของหลายสถาบันที่มีการรวบรวมผลงานการศึกษาหลายหน้างานระเบิด แล้วมาปรับปรุงเป็นแบบจำลอง 2 แบบ หรือเขียนเป็นโปรแกรมสำเร็จรูป แยกเป็น Blast Design I กับ Blast Design II ซึ่งคัดแปลงมาใช้กับหน้างานระเบิดหินแบบคัตตะพักเป็นขั้นบันได

กรณีที่มีข้อสงสัยเกี่ยวกับการใช้วัตถุระเบิดที่เหมาะสม ผู้ปฏิบัติงานภาคสนามควรตรวจสอบกับค่าเฉลี่ยของน้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อจังหวะถ่วง (W) ร่วมกับการตรวจสอบค่าการสเกลระยะทางทั้งในรูปแบบรากกำลังสอง (square root scaling) กับรากกำลังสาม (cube root scaling)

ถ้าหากปฏิบัติได้ครบถ้วนความเสี่ยง (risk) ของงานระเบิดจะอยู่ที่เกณฑ์ระดับค่าและประสิทธิภาพของการแตกหักของหินได้ขนาดที่ดี โอกาสที่จะพบชิ้นส่วนหินแตกหักเกินขนาดหรือต่ำกว่าขนาด มีความน่าจะเป็นที่ค่าเปอร์เซ็นต์ค่า

## 8.2 ความเชื่อได้ของการควบคุมการระเบิดหินและการประเมินผล

เป้าหมายต่อไปที่ควรเน้นในเรื่องการลดความเสี่ยง ได้แก่ การหาค่าของระยะที่เหมาะสมสำหรับความปลอดภัยจากผลกระทบจากการระเบิดหิน ข้อมูลการวิเคราะห์ พบว่าค่าของระยะความปลอดภัยเหล่านี้ มีค่าไม่เท่ากันขึ้นอยู่กับชนิดของตัวแปรของงานระเบิดหิน

เมื่อเปรียบเทียบระดับขั้นของค่าความคลาดเคลื่อน หลังจากใช้สูตรเชิงประสมการณ์ทำการคำนวณ ผลลัพธ์ของการตรวจวัดจริงเปรียบเทียบกับการคำนวณ มีข้อสรุปดังนี้

1. ความสั้นสะเทือนบนพื้นผิวดินที่ตรวจวัดภาคสนาม กับที่ได้จากการคำนวณมีค่าใกล้เคียงกันและความคลาดเคลื่อน (error) มีค่าต่ำ ผลลัพธ์ของทั้งสองวิธีใกล้เคียงกัน และจากการประเมินผลที่ขีดจำกัดต่าง ๆ ตัวเลขค่าความสั้นสะเทือนที่ใช้ค่าความเร็วอนุภาคสูงสุดเป็นค่าตัวแปรหลักยังอยู่ระดับต่ำกว่าเกณฑ์มาตรฐานมาก

2. ความคลาดเคลื่อนในการตรวจวัดภาคสนามของการคำนวณของความดังเสียงมีผลลัพธ์ที่ค่อนข้างแตกต่างกันมาก และแปรผันตามชนิดของหิน ดังนี้

ก) หินปูนทุกประเภท ความคลาดเคลื่อนของความดังเสียงระหว่าง 120-128 เดซิเบล มีค่าความคลาดเคลื่อนประมาณ 50 %

ข) หินแกรนิต ความคลาดเคลื่อนของความดังเสียงระหว่าง 120-128 เดซิเบล มีค่าความคลาดเคลื่อนประมาณ 38 %

ค) หินมะซอลต์ ความคลาดเคลื่อนของความดังเสียงระหว่าง 120-128 เดซิเบล มีค่าความคลาดเคลื่อนประมาณ 17 %

3. ความคลาดเคลื่อน ในการตรวจวัดภาคสนามของการคำนวณของระยะหินปลิวกระเด็นมีผลลัพธ์ที่ค่อนข้างแตกต่างกันมาก และแปรผันตามชนิดของหิน

ก) หินปูนทุกประเภท มีค่าความคลาดเคลื่อนประมาณ 105 %

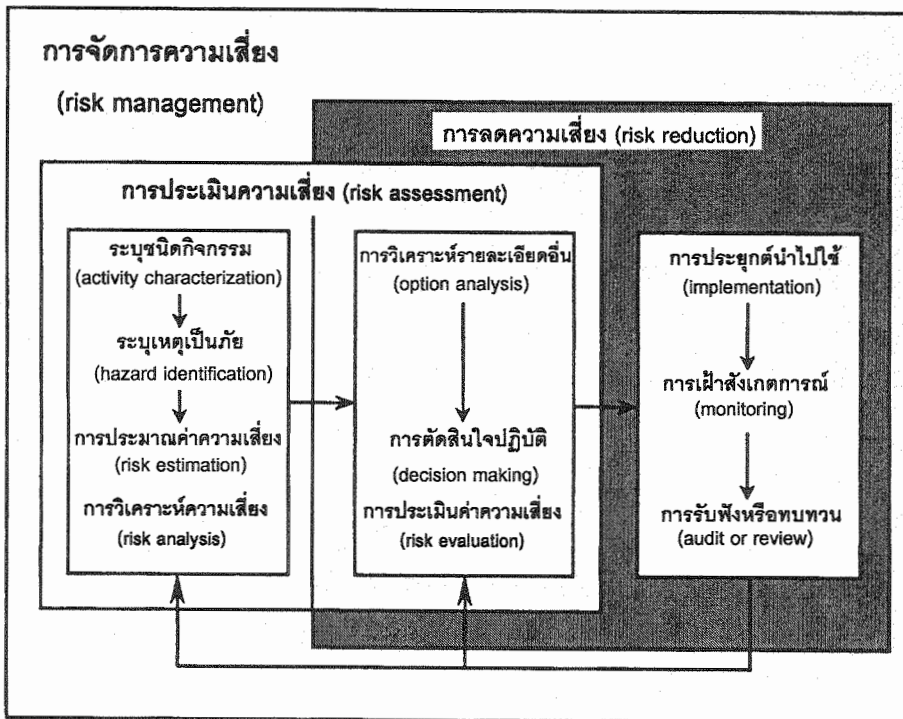
ข) หินแกรนิต มีค่าความคลาดเคลื่อนประมาณ 77 %

ค) หินมะซอลต์ มีค่าความคลาดเคลื่อนประมาณ 82 %

## 8.3 แนวทางจัดการความเสี่ยงของการปฏิบัติงาน

การจัดการเชิงความเสี่ยง (risk management) เป็นสิ่งที่จำเป็นในการวางแผนปฏิบัติงานจริงภาคสนามวิธีการบริหารงานในเชิงความเสี่ยง (คู่มือที่ 8.1) จึงต้องวิเคราะห์เฉพาะเรื่อง การจัดการเชิงความเสี่ยงควรเป็นการรวบรวมผลลัพธ์ต่าง ๆ ในกระบวนการต่าง ๆ ของทั้งระบบ ตั้งแต่การระบุความน่าเชื่อถือได้ ประเมินค่าของโอกาสความเสี่ยง จนถึงการควบคุมผลกระทบที่เกิดจากการปฏิบัติงาน และอื่น ๆ

ตารางที่ 8.1 การวางแผนในการจัดการความเสี่ยงสำหรับการวิเคราะห์ระบบ



ตารางที่ 8.1 ข้างบน เป็นแนวทางทั่วไปที่ใช้จัดการในเรื่องความเสี่ยง โดยแสดง ฟังลำดับขั้นตอนของการจัดการและแก้ไขปัญหาความเสี่ยง ที่อาจเกิดขึ้นจากการปฏิบัติงาน ทั้งระบบ แบ่งออกเป็น 2 ส่วนหลัก ได้แก่ ส่วนแรกเป็นการประเมินความเสี่ยง (risk assessment) ส่วนที่สองเป็นการลดความเสี่ยง (risk reduction)

ส่วนแรกของการจัดการความเสี่ยง แยกขั้นตอนที่เกิดจากการกระทำร่วมกันของ การหาความเสี่ยงเชิงวิเคราะห์ (risk analysis) กับการประเมินค่าความเสี่ยง (risk evaluation) หลังจากที่ทราบผลลัพธ์ความเสี่ยงก็ใช้ส่วนหลังของการจัดการ ความเสี่ยงที่มีขั้นตอนร่วมกันระหว่างการประเมินค่าเชิงปริมาณ (ของส่วนแรก) กับการ ปฏิบัติงานเพิ่มเติม ซึ่งเป็นส่วนที่สองของการลดความเสี่ยง (risk reduction) ได้แก่ การประยุกต์นำไปใช้ (implementation) การเฝ้าสังเกตการณ์ (monitoring) กับการ ทบทวนและรับฟังความคิดเห็น หรือการทำประชาพิจารณ์

#### 8.4 การสัมภาษณ์ชุมชนเพื่อปรับปรุงงานระเบิดหิน

การศึกษาในเชิงสัมภาษณ์ชุมชน ผู้ที่ได้รับผลกระทบและอาศัยอยู่ในบริเวณที่ใกล้กับแหล่งระเบิดหิน (สง่า ตั้งชวาล และคณะ, 2540 หน้า 127-170) มีผลลัพธ์ในเชิงประจักษ์ พอสรูป ได้ดังนี้

##### 1. ปัญหาเรื่องความสั่นสะเทือน

ความสั่นสะเทือนยังมีผลสูงในเชิงจิตวิทยา สำหรับความรู้สึกรสของประชาชนที่อาศัยอยู่ในระยะห่างน้อยกว่า 500 เมตร จากหน้าระเบิด โดยก่อให้เกิดความรำคาญในระดับสูง หรือเมื่อจัดลำดับเป็นตัวเลขของความรำคาญก็ได้ค่าตัวเลขต้น ๆ ที่มีความรำคาญสูง

ข้อเสนอแนะให้แก่ไขที่มีผู้ตอบใบสอบถามระบุไว้มาก ได้แก่ การกำหนดเวลาการระเบิดหินให้เหมาะสม เพิ่มจำนวนหลุมเจาะหน้าระเบิดให้มากขึ้นและในขณะเดียวกันก็ลดปริมาณการใช้วัตถุระเบิดให้น้อยลง

##### 2. ปัญหาเรื่องระดับความดังเสียง

การทำแบบสอบถามในกรณีนี้ได้แยกคามระยะทางและคามทิศทางลม การประมวลผลโดยรวม เสียงดังจากการระเบิดยังก่อให้เกิดความรู้สึกอยู่ แต่ก็มิมีระดับความดังของแต่ละครั้งที่มีการระเบิดหินแตกต่างกันขึ้นอยู่กับองค์ประกอบหลายอย่าง เช่นสภาพอากาศในช่วงครึ้มฟ้าครึ้มฝน มีผลทำให้การได้ยินเสียงดังชัดเจนนั่น

ข้อเสนอแนะให้แก่ไขคล้ายคลึงกับการสั่นสะเทือน ได้แก่ การกำหนดเวลาการระเบิดหินให้เหมาะสม ลดปริมาณการใช้วัตถุระเบิดให้น้อยลง เปลี่ยนทิศทางเดินหน้าเหมืองไม่ให้อยู่ในแนวที่ตรงกับที่ตั้งชุมชน

##### 3. ปัญหาเรื่องระยะเวลาการปลิวกระเด็นของหิน

การทำแบบสอบถามในกรณีนี้ได้แยกคามระยะทาง การประมวลผลโดยรวมมีบ้านเรือนที่อยู่อาศัยไม่ถึง 5 % ที่ถูกหินปลิวกระเด็นใส่หลังคาบ้าน การแก้ไขก็คล้ายคลึงกับในหัวข้อข้างต้น โดยเน้นเรื่องการเตือนก่อนระเบิดหิน กับการกำหนดระยะเวลาที่แน่นอน

การลดความเสี่ยงในเชิงการปฏิบัติงานจริง ควรเลือกทางสายกลาง มีการทำงานเจาะระเบิดอย่างถูกระเบียบมีกฎเกณฑ์ และคำนึงถึงความปลอดภัยมาเป็นอันดับแรก การเพิ่มเทคนิคพิเศษของการควบคุมการระเบิดหิน เช่น กำหนดจำนวนแถวหน้าระเบิดไม่ให้เกิน 3 แถว ใช้แก๊สไฟฟ้าดวงจันทะทุกครั้งที่ทำกรระเบิด ตรวจสอบค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อการระเบิดหนึ่งครั้งให้มีค่าที่เหมาะสม เป็นต้น

บริเวณที่มีความเสี่ยงสูงเช่นหน้าระเบิดอู่ใกล้ชุมชน หรือทิศทางของการเคลื่อนที่มวลหินหน้าระเบิดมีแนวตรงกับที่ตั้งชุมชน ควรใช้การเจาะระเบิดแบบควบคุมเป็นกรณีพิเศษ เช่น การระเบิดแบบให้แตกในแถว (presplitting) หรือการระเบิดแบบคัทหน้าเรียบ (smooth blasting) หรือการเจาะหลุมเปล่า (ไม่ใส่วัตถุระเบิด) เพื่อให้เกิดช่องว่างในมวลหินและลดความสั่นสะเทือนของพื้นผิวดิน

หลักการในการปฏิบัติงานระเบิดหินที่ต้องระลึกลู่เสมอ คือ ความปลอดภัยจากงานระเบิดหินต้องเป็นสิ่งที่ผู้ปฏิบัติงานยึดถือเป็นความสำคัญอันดับแรก การวางแผนของผังหน้าระเบิดหินที่ดี ช่วยลดค่าใช้จ่ายของการพัฒนาหน้าเหมืองหินลง ประกอบกับการทำความเข้าใจต่อมวลหินที่อาศัยอู่ใกล้เคียงหรือได้รับผลกระทบ ควรเป็นสิ่งที่ต้องทำอย่างยิ่งด้วย

## บรรณานุกรม

1. สง่า ตั้งชวาล, ฉบับ บัณฑิต และ มัธยมศึกษา ปรากฏการสมุทร (2538)  
 "การพัฒนาแบบจำลองการสันเสเทือนเนื่องจากการระเบิด" รายงานฉบับสมบรูณ์  
ปีแรก เงินทุนวิจัยรัชดาภิเษกสมโภช มิถุนายน 2538 กองสงเสริมและประสานงานวิจัย  
 ฝ่ายวิจัย สำนักงานอธิการบดี จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย จำนวน 159 หน้า
2. สง่า ตั้งชวาล และ ฉบับ บัณฑิต (2539)  
 "ผลกระทบเนื่องจากความไม่ต่อเนื่องในหิน ที่มีต่อการระเบิดและการสันเสเทือน"  
รายงานฉบับสมบรูณ์ เงินทุนวิจัยงบประมาณแผ่นดิน ธันวาคม 2539 สถาบันวิจัยและพัฒนา  
 คณะวิศวกรรมศาสตร์ คณะวิศวกรรมศาสตร์ จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย จำนวน 191 หน้า
3. สง่า ตั้งชวาล, สุรพล ภู่วิจิตร, วิทยุ มีชานะ, สมศักดิ์ สายสินธุ์ชัย (2540)  
 "ผลกระทบอันเนื่องมาจากการใช้วัตถุระเบิด ในงานเหมืองแร่และเหมืองหิน"  
ร่างรายงานฉบับสมบรูณ์ กรกฎาคม 2540 แหล่งเงินทุนวิจัยภายนอก กองการ-  
 เหมืองแร่ กรมทรัพยากรธรณี จำนวน 228 หน้า
4. สง่า ตั้งชวาล (2540)  
 "แบบจำลองการคาดคะเนของผลการระเบิดในเหมืองหิน เพื่อให้ได้การแตกหักที่  
 เหมาะสมที่สุด" รายงานฉบับสมบรูณ์ โครงการวิจัยสิ่งประดิษฐ์ประเภทโปรแกรม  
 คอมพิวเตอร์ พฤศจิกายน 2540 กองสงเสริมและประสานงานวิจัย ฝ่ายวิจัย  
 สำนักงานอธิการบดี จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย จำนวน 112 หน้า
5. สง่า ตั้งชวาล (2541)  
 "การระเบิดหินและผลกระทบ" สำนักพิมพ์แห่งจุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย จำนวน  
 220 หน้า
6. สง่า ตั้งชวาล (2541)  
 "หลักการระเบิดหินอย่างมีประสิทธิภาพ" วิศวกรรมสารฉบับวิจัยและพัฒนา ปีที่ 9  
 ฉบับที่ 2 วิศวกรรมสถานแห่งประเทศไทย ในพระบรมราชูปถัมภ์ หน้า 88 - 99

7. สง่า ตั้งชวาล, สุรพล ภู่วิจิตร, ภิญไธ มีชานะ, สมศักดิ์ สายสินธุ์ชัย (2542)

"ผลกระทบอันเนื่องมาจากการใช้วัตถุระเบิด ในงานเหมืองแร่และเหมืองหิน" รายงานหลักฉบับสมบูรณ์ มีนาคม 2542 แหล่งเงินทุนวิจัยภายนอก กองการเหมืองแร่ กรมทรัพยากรธรณี จำนวน 176 หน้า

8. สง่า ตั้งชวาล (2542)

"ความน่าเชื่อถือในการออกแบบระเบิดหิน และควบคุมผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม" รายงานความก้าวหน้าฉบับที่สอง เงินทุนวิจัยงบประมาณแผ่นดิน กันยายน 2542 สถาบันวิจัยและพัฒนาคณะวิศวกรรมศาสตร์ คณะวิศวกรรมศาสตร์ จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย จำนวน 115 หน้า

9. Ambraseys, N.N. and A.J. Hendron, Jr. (1968)

"Dynamic Behaviour of Rock Masses," Chapter 7 in Rock Mechanics in Engineering Practice, K.G. Stagg and O.C. Zienkiewicz (Editors), John Wiley & Sons, London, pp. 203-236.

10. Ashby, J. P. (1980)

"Production Blasting and the Development of Open Pit Slopes," Proceedings of the Sixth Conference on Explosives and Blasting Technique, Annual Meeting - 1980, Tampa, Florida, Society of Explosives Engineers, pp. 291-331.

11. Atlas Powder Company (1987)

"Explosives and Rock Blasting," Field Technical Operations, Atlas Powder Company, Dallas, 662 pp.

12. Bauer, A. and P.N. Calder (1977)

"Established Damage for Equipment and Structures," The Canadian Mining and Metallurgical Report, No. 77-14.

13. Burkle, W.C. (1979)

"Geology and Its Effect on Blasting," Proceedings of the Fifth Conference on Explosives and Blasting Technique, Annual

Meeting - 1979, St. Louis, Missouri, Society of Explosives Engineers, pp. 105-120.

14. Cox, S.J. and N.R.S. Tait (1991)

"Reliability, Safety and Risk Management: An Integrated Approach," Butterworth-Heinemann, Ltd., Oxford, 289 pp.

15. Crandell, F.J. (1949)

"Ground Vibration due to Blasting and Its Effect upon Structures," Journal of the Boston Society of Civil Engineers, Vol. 36, No. 2, pp. 222-245.

16. Dowding, C.H. (1971)

"Response of Buildings to Ground Vibrations Resulting from Construction Blasting," Unpublished Ph.D. Dissertation, University of Illinois at Urbana-Champaign, 204 pp.

17. Dowding, C.H. (1985)

"Blast Vibration Monitoring and Control," Prentice-Hall Inc., New Jersey, 297 pp.

18. Dowding, C.H. (1996)

"Construction Vibrations," Prentice Hall, Inc., New Jersey, 610 pp.

19. Dowding, C.H., C. Fulthorpe and R.T. Langan (1982)

"Simultaneous Airblast and Ground Motion Response," Journal of the Structural Division, ASCE, Vol. 108, No. ST II, pp. 2363-2378.

20. Duvall, W.I. and D.E. Fogelson (1962)

"Review of Criteria for Estimating Damage to Residences from Blasting Vibrations," U.S. Bureau of Mines: Report of Investigations, No. 5968, 19 pp.



21. Edwards, A.T. and T.D. Northwood (1960)

"Experimental Studies of the Effects of Blasting on Structures," The Engineer, London, Vol. 210, No. 5462, September 1960, pp. 538-546.

22. E.I. du Pont de Nemours and Co. (Inc.), (1980)

"Blasters' Handbook: 16<sup>th</sup> Edition," Explosives Products Division, Wilmington, Delaware, 494 pp.

23. Harr, M.E. (1987)

"Reliability-Based Design in Civil Engineering," McGraw-Hill Book Company, New York, 290 pp.

24. Hemphill, G. B. (1981)

"Blasting Operations," McGraw-Hill Book Company, New York, 258 pp.

25. Hoek, E. and J.W. Bray (1981)

"Blasting," Chapter 11 in Rock Slope Engineering: Revised Third Edition, The Institution of Mining and Metallurgy, London, pp. 271-308.

26. Hudson, D.E. and G.W. Housner (1957)

"Structural Vibrations Produced by Ground Motion," Transactions, American Society of Civil Engineers, Vol. 122, No. EM 4, Proc. paper No. 2880, pp. 705-721.

27. ICI Explosives (1991)

"Safe and Efficient Blasting in Open Cut Mines and Quarries," ICI Australia Operations, A.C.N., 17 Chapters.

28. Key, D. (1988)

"Earthquake Design Practice for Buildings," Thomas Telford, London, 218 pp.

29. Lapin, L. L. (1990)

"Probability and Statistics for Modern Engineering: Second Edition," PWS - KENT Publishing Company, Boston, 810 pp.

30. Knezevic, J. (1993)

"Reliability, Maintainability and Supportability: A Probabilistic Approach," McGraw-Hill Book Company, London, 291 pp.

31. Konya, C.J. and E.J. Walter (1991)

"Rock Blasting and Overbreak Control," U.S. Department of Transportation: National Highway Inst., Course No. 13211, 415 pp.

32. Konya, C.J. (1995)

"Blast Design," Intercontinental Development Corporation, Montville, Ohio, 230 pp.

33. Langefors, U. H. Westerberg and B. Kihlstrom (1958)

"Ground Vibration in Blasting," Water Power Journal, Vol. 10, Part I - September 1958, pp. 335-338, 351; Part II - October 1958, pp. 390-395; Part III - November 1958, pp. 421-424.

34. Langefors, U. and B. Kihlstrom (1978)

"The Modern Technique of Rock Blasting: Third Edition," A Halted Press Book, John Wiley & Sons, New York, 438 pp.

35. Lundborg, N., A. Persson, A. Ladegaard-Pedersen  
and R. Holmberg (1975)

"Keeping the Lid on Flyrock in Open-Pit Blasting," Engineering and Mining Journal, A McGraw-Hill Publication, May 1975, Vol. 176, No. 5, pp. 95-100.

36. Meirovitch, L. (1986)

"Element of Vibration Analysis: Second Edition," McGraw-Hill Book Company, New York, 560 pp.

37. Medearis, K. (1978)

"Blasting Damage Criteria for Low-Rise Structures," Proceedings of the Fourth Annual Conference on Explosives and Blasting Technique, Annual Meeting, Miami, Society of Explosives Engineers, Ohio, pp. 280-290.

38. Morris, G. (1950)

"Vibrations due to Blasting and Their Effects on Building Structure," the Engineer, London, 27<sup>th</sup> October, 1950, pp.394-395, 414.

39. Morris, G. and R. Westwater (1953)

"Damage to Structures by Ground Vibrations due to Blasting, Mine and Quarry," Mine and Quarry Engineering Journal, April 1953, pp. 116-118.

40. Mueller, R.A. (1969)

"Seismic Energy Efficiency of Underground Nuclear Detonations," Bulletin of the Seismological Society of America, Vol. 59, No. 6, pp. 2311-2323.

41. New, B.M. (1990)

"Ground Vibration Caused by Construction Works," Tunnelling and Underground Space Technology, Pergamon Press, Vol. 5, No.3, pp. 179-190.

42. Newmark, N.M. and W.J. Hall (1969)

"Seismic Design Criteria for Nuclear Reactor Facilities," Proceedings of the Fourth World Conference on Earthquake Engineering, International Association of Earthquake Engineering, Santiago, Chile, Vol. II, Section B4, pp. 37-50.

43. Nicholls, H.R., C.F. Johnson, W.I. Duvall (1971)

"Blasting Vibrations and Their Effects on Structures," U.S. Bureau of Mines Bulletin, No. 656, 105 pp.

44. Northwood, T.D., R. Crawford and A.T. Edwards (1963)  
"Blasting Vibrations and Building Damage," The Engineer,  
London, Vol. 215, No. 5601, 31<sup>st</sup> May 1963, pp. 973-978.
45. Olofsson, S.O. (1990)  
"Applied Explosives Technology for Construction and Mining:  
Second Edition," Nitro Nobel, Dyno Explosives Group, Applex  
Publisher, Sweden, 304 pp.
46. Oriard, L. L. (1980)  
"Observations on the Performance of Concrete at High Stress  
Levels from Blasting," Proceedings of the Sixth Conference on  
Explosives and Blasting Technique, Annual Meeting - 1980, Tampa,  
Florida, Society of Explosives Engineers, pp. 1-10.
47. Persson, P.- A., R. Holmberg, J. Lee (1994)  
"Rock Blasting and Explosives Engineering," CRC Press, Inc.,  
Boca Raton, 540 pp.
48. Singh, B., P. Pal Roy, R.B. Singh, A. Bagchi, M.M. Singh,  
Md. Nabiullah (1993)  
"Blasting in Ground Excavations and Mines," A.A. Balkema,  
Rotterdam, 177 pp.
49. Siskind, D.E. and C. R. Summers (1974)  
"Blast Noise Standards and Instrumentation," U.S. Bureau  
of Mines, Environmental Research Program, Technical Progress  
Report, No. TPR 78, 18 pp.
50. Siskind, D.E., V.J. Stachura, M.S. Stagg and J.W. Kopp (1980a)  
"Structure Response and Damage Produced by Airblast from  
Surface Mining," U.S. Bureau of Mines: Report of Investigations,  
No. 8485, 111 pp.

51. Siskind, D.E., M.S. Stagg, J.W. Kopp and C.H. Dowding (1980b)  
"Structure Response and Damage Produced by Ground Vibration  
from Surface Mine Blasting," U.S. Bureau of Mines: Report of  
Investigations, No. 8507, 74 pp.

52. Stachura, V.J., D.E. Siskind and A.J. Engler (1981)  
"Airblast Instrumentation and Measurement Techniques for  
Surface Mine Blasting," U.S. Bureau of Mines: Report of  
Investigations, No. 8508, 53 pp.

53. Tanaka, T., S. Yoshizawa, Y. Osawa and T. Morishita (1969)  
"Period and Damping of Vibration in Actual Buildings During  
Earthquakes," Bulletin of the Earthquake Research Institute,  
Vol. 47, pp. 1073-1092.

54. Tangchawal, S. (1995)  
"Blasting Models in Open Pit," Proceedings of the  
International Conference on Geology, Geotechnology and Mineral  
Resources of Indochina, November 1995, L. Wannakao (Editor-in-  
Chief), Khon Kaen, Khon Kaen University, pp. 409-416.

55. Tangchawal, S. (1997)  
"Vibration and Damage Control for Two Limestone Quarries in  
Thailand," Proceedings, International Symposium on Engineering  
Geology and the Environment, June 1997, Marinos, et al., Editors,  
Held in Athens, Greece, A.A. Balkema, Vol. 3, pp. 2543-2548.

56. Tangchawal, S. (1999)  
"Assessment on Rock Blasting Impacts: Thai version,"  
Thailand Engineering Journal, Year 52, No. 11, November 1999,  
The Engineering Institute of Thailand Under H.M. The King's  
Patronage, pp. 69-74.

57. Thomson, W. T. (1993)

"Theory of Vibration With Applications: Fourth Edition,"  
Prentice-Hall, Inc., New Jersey, 546 pp.

58. Thoenen, J.R. and S.L. Windes (1942)

"Seismic Effects of Quarry Blasting," U.S. Bureau of  
Mines Bulletin, Bulletin No. 442, 83 pp.

59. U.S. Bureau of Mines (1979)

"A Model for the Determination of Flyrock Range as a  
Function of Shot Condition," Prepared by Management Science  
Associates, Los Altos, California, U.S. Bureau of Mines - Open  
File Report, No. 77-81, 88 pp.

60. White, T.E. and P. Robinson (1995)

"The Use of Explosives in Quarrying," The Institute of  
Quarrying, Nottingham, United Kingdom, 212 pp.

61. Wiss, J.F. and H.R. Nicholls (1974)

"A Study of Damage to a Residential Structures from Blast  
Vibrations," The Research Council for Performance of Structures,  
ASCE, 73 pp.

62. Wiss, J.F. and R.A. Parmelee (1974)

"Human Perception of Transient Vibrations," Journal of the  
Structural Division, ASCE, Vol. 100, No. ST4, Proc. Paper No.  
10495, pp. 773-787.

63. Wood, J. H. (1976)

"Earthquake Response of a Steel Frame Building," Journal of  
Earthquake Engineering and Structural Dynamics, Vol. 4, pp.  
349-377.