

**Министерство образования и науки Украины
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»**



**А.В. СКОБЕНКО
Н.В. ХОЗЯЙКИНА
В.В. ДЕРЫШ**

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАМНОЙ КРЕПИ
ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ**

МОНОГРАФИЯ

**Днепропетровск
НГУ
2014**

УДК 622.26
ББК 33.141
С 44

Рекомендовано до друку вченою радою Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» (протокол № 6 від 01.072014 р.).

Рецензенти:

С.П. Мінець – доктор технічних наук, професор кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет»;

О.О. Сдвижкова – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри вищої математики Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет».

Скобенко О.В.

С 44 Совершенствование рамной крепи протяженных выработок угольных шахт: монография / А.В. Скобенко, Н.В. Хозяйкина, В.В. Дерыш; М-во образования и науки Украины; Нац. горн. ун-т. – Д.: НГУ, 2014. – 96 с.

ISBN 978-966-350-478-0

Предложена методика оптимального проектирования протяженных выработок. Обосновано, что экономически не целесообразно ориентироваться на безремонтную эксплуатацию выработки, поскольку в условиях большой неоднородности породного массива требуется применение крепи с повышенной несущей способностью и высокой стоимостью. Разработана вероятностная модель горной выработки, которая позволяет оценивать объемы планируемых ремонтов в зависимости от дисперсии коэффициента устойчивости выработки.

Материал монографии может быть использован в учебном процессе при преподавании дисциплины «Крепление горных выработок», в изучении вопросов крепления, эксплуатации и поддержания протяженных выработок, а также для усовершенствования методов прогнозирования затрат на поддержание протяженных выработок специалистами научно-исследовательских и проектных организаций (ГВУЗ «НГУ», ИГТМ, МакНИИ, Днепрогипрошахт, Донгипрошахт и др.).

УДК 622.26
ББК 33.141

© О.В. Скобенко, Н.В. Хозяйкина, В.В. Дерыш, 2014
© Державний ВНЗ «НГУ», 2014

ISBN 978-966-350-478-0

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1. Состояние вопроса, анализ литературных источников и задачи исследований	6
1.1. Состояние капитальных и основных подготовительных выработок шахт Украины	6
1.2. Анализ литературных источников по проблеме устойчивости подготовительных выработок	11
ГЛАВА 2. Обоснование применения распределения отношения случайных величин для вероятностной оценки устойчивости протяженных подземных выработок	21
2.1. Выбор вероятностной модели протяженной горной выработки	21
2.2. Основные предпосылки лабораторных и натурных исследований	23
2.3. Лабораторные исследования	26
2.4. Лабораторные исследования характера работы металлической арочной крепи в условиях случайного нагружения	30
2.5. Натурные исследования коэффициента устойчивости	37
2.6. Обоснование характера и закона распределения влияющих на устойчивость протяженной выработки параметров	44
2.7. Количественный анализ устойчивости одиночных протяженных выработок	61
2.8. Методика определения параметров металлических арочных крепей по результатам обработки статистических данных экспериментальных наблюдений	63
ГЛАВА 3. Оптимальное проектирование протяженных выработок с учетом эксплуатационных затрат	68
3.1. Оптимальное проектирование протяженных выработок, расположенных в неоднородном породном массиве	68

ГЛАВА 4. Общие положения методики проектирования протяженных выработок на основе вероятностных моделей	76
4.1. Основные предпосылки и методика проектирования	76
4.2. Методика проектирования протяженных выработок	80
4.3. Пример проектирования	83
4.4. Перспективы применения вероятностно-статистического подхода к проектированию подземных сооружений	84
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	87
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	88

ВВЕДЕНИЕ

Из статистических прогнозов очевидно, что после 2015 года при сохранении существующих темпов добычи угля очистные работы большинства шахт Донбасса достигнут отметки 1000-1300 м. С увеличением глубины отработки месторождений, начиная с 600-800 м, резко снижается устойчивость протяженных выработок, что связано с изменением горно-геологических условий при их проведении и эксплуатации. Прослеживается явная тенденция ежегодного увеличения на 2-3% протяженности выработок, требующих ремонта [1].

Инженерные решения при проектировании подготовительных выработок, применяемые по классическим методикам, в силу высокой идеализации вмещающего породного массива, в большинстве случаев не соответствуют реальным горно-геологическим условиям их эксплуатации. Практически всегда при детерминированном подходе однозначному теоретическому результату расчета в реальных условиях соответствует спектр значений, значительно колеблющихся вокруг прогнозируемой величины. В свою очередь это приводит либо к существенному завышению несущей способности и стоимости крепи в период строительства, либо к дополнительным затратам на ремонт горных выработок при их эксплуатации.

Возникает необходимость в использовании при проектировании такого рода выработок и планировании ремонтно-восстановительных работ расчетных методик, основанных на применении теории вероятностей, которые позволяли бы в большей степени учитывать многообразие случайных, влияющих на устойчивость, горно-геологических и горнотехнических факторов.

В этой связи разработана на основе вероятностных моделей методика оптимального проектирования подземных горных выработок и планирования ремонтно-восстановительных работ с целью обеспечения их устойчивости на протяжении всего периода эксплуатации, обоснование конструктивных параметров крепей и менее затратных, но достаточно эффективных способов поддержания выработок в устойчивом состоянии, является актуальной задачей, исследования и решения которой изложены в настоящей монографии.

Г Л А В А 1.

СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, АНАЛИЗ ЛИТЕРАТУРНЫХ ИСТОЧНИКОВ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Состояние капитальных и основных подготовительных выработок шахт Украины

В угольной промышленности Украины работают 1,2 млн. человек, 1300 предприятий, в т.ч. 164 шахты, 51 обогатительная фабрика, 116 предприятий горношахтного оборудования [1].

Общее состояние выработок шахт Донбасса на 2010 г. характеризовалось следующими показателями: всего деформировано выработок – 50%, в том числе стволов – 32%; околоствольных дворов – 43%; основных горизонтальных выработок – 52%; основных наклонных выработок – 50%, сопряжений – 67%, подготовительных выработок различного вида и назначения – 73%. Из общего объема деформированных выработок 20% находилось в аварийном состоянии [2-4].

Некоторые основные сведения о состоянии протяженных горных выработок угольных шахт Украины приведены в табл.1.1 и рис.1.1 [5, 6]. Видно, что общая протяженность поддерживаемых выработок из года в год увеличивается и за 1980-1992 г. г. возросла с 14,8 до 17,3 тыс. км (на 16,7 %). Столь значительные объемы поддержания выработок ставят перед шахтостроителями и эксплуатационниками сложные задачи по обеспечению их устойчивости. Несмотря на то, что около 95 % выработок закреплено долговечными крепями, в т. ч. более 90 % - металлической из спецпрофиля СВП, объемы их ремонта по отрасли не снижаются, а его стоимость во многих случаях приближается к стоимости проведения новых выработок.

Таблица 1.1.

Состояние протяженных горных выработок угольных шахт Украины

Показатели / годы	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013
Протяженность поддерживаемых выработок на конец года, км, всего: в т.ч.: с металлической рамной и туннинговой крепью; со сборной железобетонной крепью.	14805	15236	15732	16254	16577	16978	17277	15274	13508	11284
	10793	11601	12368	13032	13448	13703	14013	14088	12508	10024
	1509	1425	1329	1236	1293	1257	1268	914	753	694
Отремонтировано выработок за год, км, всего: в т.ч.: с расширением; со сплошным перекреплением.	4238	4581	4599	4884	5091	5314	5467	5509	5704	5732
	177	239	283	293	317	324	337	342	356	359
	1527	1424	1421	1360	1398	1473	1401	1387	1437	1449
Процент от средней протяженности поддерживаемых выработок: всех отремонтированных; перекрепленных.	28,6	30,1	29,1	30,0	30,7	31,3	31,6	31,9	31,7	32,6
	10,3	9,4	9,0	8,4	8,3	8,7	8,1	4,7	3,8	4,4
Из общей протяженности не соответствует паспорту крепления, км	2152	2198	2163	2337	2411	2618	2517	2077	1742	1433
Численность рабочих на поддержании и ремонте выработок, всего, тыс. человек	37,0	39,8	41,8	41,3	41,7	41,5	41,9	42,1	32,1	27,7
Процент к общему числу рабочих: на всех подземных работах; на проведении выработок.	10,1	10,1	10,3	10,5	10,4	10,4	10,2	11,7	11,4	10,8
	50,1	51,1	49,0	47,3	49,5	50,5	50,3	56,5	56,9	73,9
Трудоёмкость работ по поддержанию и ремонту выработок, чел-смен/1000 т среднесуточной добычи	71	78	83	80	82	81	84	83	82	85

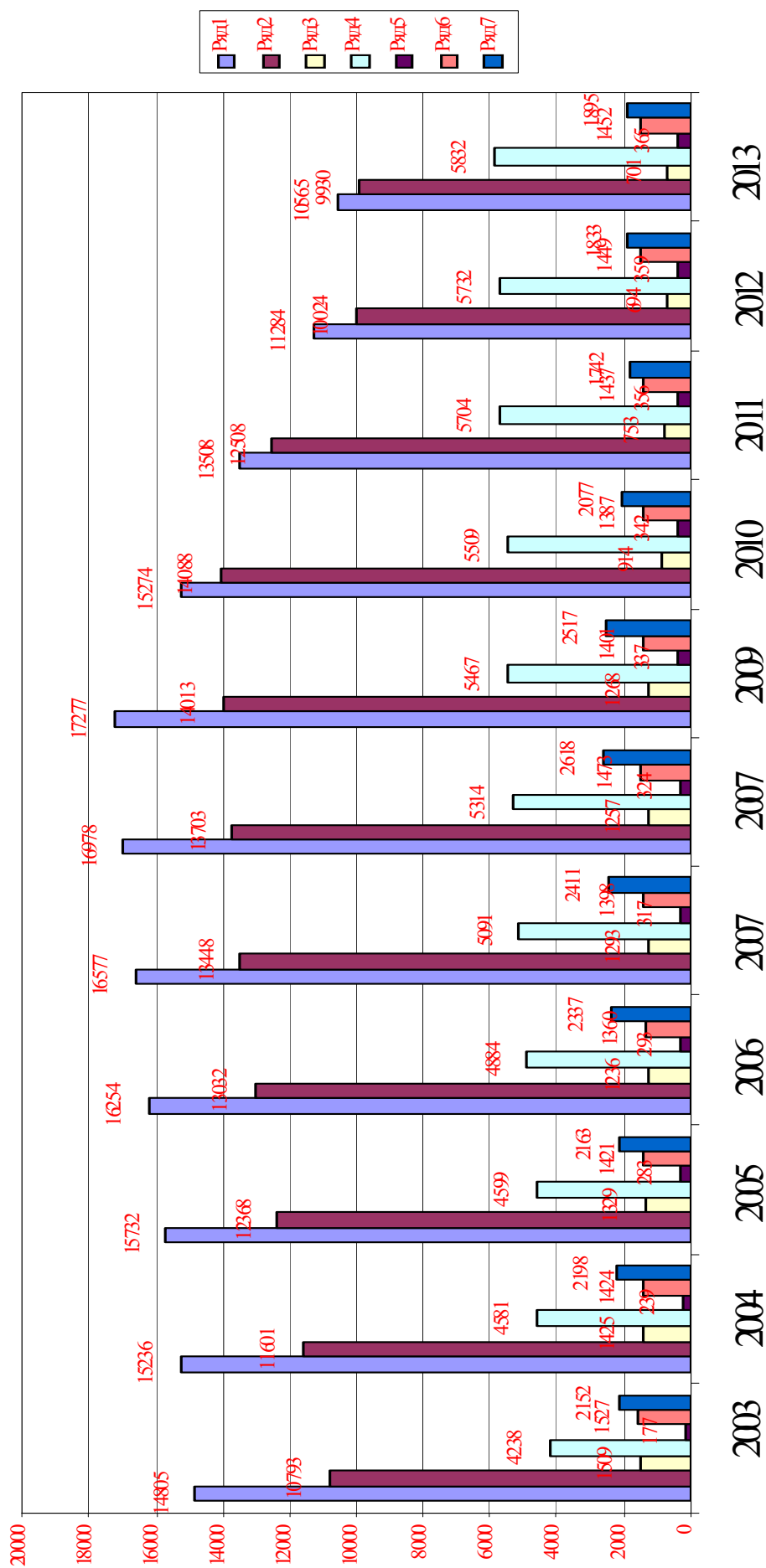


Рис. 1.1. Состояние подготовительных выработок шахт Украины: ряд 1 - протяженность всех поддерживаемых выработок на конец года, км; ряд 2 - в т.ч. закрепленных металлической рамной и тубинговой крепью; ряд 3 - со сборной железобетонной крепью; ряд 4 - всего отремонтировано выработок за год, км; ряд 5 - в т.ч. с расширением; ряд 6 - со сплошным перекреплением; ряд 7 - из общей протяженности не соответствует паспорту крепления, км.

Если до 1991 г. из почти 15 тыс. км выработок ежегодно ремонтировали более 4 тыс. км. (28 %), то в настоящее время ремонтируют ежегодно около 5,4 тыс. км в год (более 31 %), в том числе с полным перекреплением - почти 1,5 тыс. км. Ежегодно на шахтах Донбасса протяженность выработок, требующих ремонта, увеличивается на 2-3 %. Выполнение столь значительных объемов ремонтных работ требует привлечения соответствующей рабочей силы. Так, если общая численность рабочих, занятых на поддержании и ремонте горных выработок в 1991 г. составляла около 37 тыс. чел. [5], то в 2009 г. эта цифра превысила 41,9 тыс. чел. (до 10 % всех подземных рабочих), а в 2010 г. - 46,4 тыс. чел.

Трудоемкость ремонтных работ по-прежнему остается высокой, достигая 82-84 чел-смен на 1000 т среднесуточной добычи угля.

На 2009 г. объем проведения вскрывающих и подготавливающих выработок составил 1,4 тыс. км (93,3 % к заданию) и был на 18,2 км меньше достигнутого в 2008 г. В том числе пройдено хозспособом (силами шахт и углестроя) 1,8 тыс. км выработок при плане 1,8 тыс. км, или 97,6 %; из них вскрывающих и подготавливающих пройдено 1,3 тыс. км, что составляет 93,7% от планового объема проведения 1,4 тыс. км. Эти объемы ниже, чем в 2009 г. на 98,9 км. План проведения выработок выполнили только 9 производственных объединений, которыми сверх плана пройдено более 40 км выработок. Среднесписочная численность трудящихся составила 887,7 тыс. человек, из которых промышленно-производственного персонала – 755,7 тыс. человек, проходчиков – 59,2 тыс. человек (на 290 человек больше, чем в 2008 г.), а горнорабочих очистного забоя – 99,0 тыс. человек (на 1,4 тыс. меньше, чем в 2008 г.).

В 2010 г. проведено 1,5 тыс. км подготовительных выработок, что составляет 86,9 % запланированного объема проведения и на 284,7 км меньше, чем в 2009 г. Объем проходки вскрывающих и подготавливающих выработок составил 1,1 тыс. км (82,8 % к заданию). Силами шахт и углестроя за год пройдено 1,5 тыс. км подготовительных выработок, в том числе 1,1 тыс. км вскрывающих и подготавливающих. Комбайнами пройдено 0,4 тыс. км выработок

при задании 0,5 тыс. км, что на 96,9 км меньше, чем в 2009 году. Уровень комбайновой проходки выработок составил 30,2 %. Среднесписочная численность промышленно-производственного персонала (ППП) в угольной промышленности была 73,66 тыс. человек или на 7,5 тыс. меньше, чем в 2009 году. Из них проходчиков 58,1 тыс. человек (на 1,3 тыс. человек меньше), а горнорабочих очистного забоя – 97,3 тыс. человек, что на 2,6 тыс. человек меньше, чем в 2009 году. В целом за год среднесписочная численность трудящихся в угледобывающей отрасли уменьшилась на 8,7 тыс. человек [3,4].

В 2011 году на шахтах и разрезах Украины объем проведения как всех подготовительных, так и вскрывающих и подготавливающих выработок, снизился. Объем проведения всех подготовительных выработок составил 1,15 тыс. км, что на 0,36 тыс. км меньше, чем в 2010 г., а вскрывающих и подготавливающих выработок проведено на 0,29 тыс. км меньше (в 1993 г. - 1150,2 км). Среднесписочная численность ППП равнялась 685,6 тыс. человек, в том числе рабочих по добыче 469,7 тыс. человек, из них ГРОЗ – 85,0 тыс. человек, а проходчиков – 51,6 тыс. человека, что значительно меньше численности рабочих соответствующих профессий в 2010 г.

В 2012 г., в связи с недовыделением средств на развитие угольной промышленности, тенденция снижения объемов добычи угля и, соответственно, проведения подготовительных выработок сохранялась. Объем проведения составил 1019,2 км (проходческими комбайнами - 404,7 км), в том числе вскрывающих и подготавливающих - 763,3 км. По сравнению с данными 2011 г. снижение объемов проведения выработок составило, соответственно, 11,9 и 10,3 %. Численность ППП уменьшилась на 65,3 тыс. человек, в том числе ГРОЗ - на 12,5 тыс. человек (с 85,0 до 72,5 тыс.), а проходчиков на 7,4 тыс. человек (с 51,6 до 44,3 тыс.).

В 2012 г. для создания фронта очистных работ, обеспечивающего достижение необходимого уровня добычи угля, на шахтах Украины ежегодно проходится около 3000 км горных выработок (из них 93,9 % в Западном Донбассе), поддерживаемых с помощью различных крепей и способов охраны [5].

С 2013 г. объемы проведения подготовительных выработок снижаются (с 13508 км до 10255 км), что связано в первую очередь с реструктуризацией угледобывающей промышленности. Однако количество ремонтируемых выработок из этого количества увеличивается (с 5704 км до 5908 км), что объясняется усложнением горно-геологических условий поддержания с уходом большинства шахт на глубину.

Таким образом, проблема поддержания подготовительных выработок в устойчивом состоянии во время всего периода их эксплуатации не только остается актуальной, а и приобретает возрастающий характер.

1.2. Анализ литературных источников по проблеме устойчивости подготовительных выработок

В настоящее время на угледобывающих шахтах Украины в результате увеличения глубин разработки, и, как следствие, ухудшения горно-геологических условий проведения и эксплуатации подготовительных выработок, особую актуальность приобретает проблема их поддержания в устойчивом состоянии для обеспечения бесперебойной добычи полезного ископаемого.

Основными факторами, влияющим на устойчивость, являются изменения напряженного состояния вмещающего выработку массива, возникающие при ее проведении, вызванные развитием области неупругих деформаций вокруг проводимой выработки, а также в процессе ведения в ее окрестностях очистных работ. Эти изменения влекут за собой возникновение нагрузок на крепь, приводящих, при достижении ими определенного уровня, к потере устойчивости выработки.

Немаловажными, влияющими на устойчивость, являются также кажущиеся, на первый взгляд, несущественными и поэтому недостаточно изученные, горно-геологические факторы, такие, например, как потеря вмещающими породами естественной влагонасыщенности (это происходит либо из-за сильной обводненности в результате, как правило, неэффективного водоотлива вы-

работок и усугубляет процесс пучения, либо в результате их проветривания, приводящего к расширению зоны трещин во вмещающем массиве); взаимная ориентация направлений развития трещин в горном массиве и проведения подготовительной выработки; условие приложения внешней нагрузки; изменяющаяся по длине выработки крепость вмещающих пород и т.д. К горнотехническим факторам можно отнести различную сопротивляемость арочной крепи в зависимости от схемы приложения максимальных изгибающих моментов по контуру конструкции, влияние качества возведения крепи (затяжки хомутов и анкерных болтов, установки межрамных стяжек, забутовки закрепного пространства, тампонажа приконтурного массива и тому подобное).

Новой актуальной проблемой становится поддержание выработок в результате планомерного ухода работ по выемке полезного ископаемого на значительные глубины в условиях, коренным образом отличающихся от разработки вышележащих горизонтов: прослеживается тенденция плавного перехода вмещающего породного массива в практически пластическое состояние и соответственно резкое увеличение количества влияющих на устойчивость факторов.

Таким образом, всесторонний и полный учет такого многообразия входящих горно-геологических, геомеханических и горнотехнических параметров при проектировании выработок практически не представляется возможным и, соответственно, эти работы требуют некоторой идеализации. От степени последней и зависит, в конечном итоге, разработка успешных инженерных решений по обеспечению оптимальной устойчивости выработок с учетом минимальных затрат на их проведение и поддержание на протяжении всего периода эксплуатации.

Основными недостатками при проектировании подземных сооружений являются относительная достоверность и малый объем используемых горно-геологических сведений о вмещающем породном массиве; отсутствие новых прогрессивных способов проведения выработок, конструкций крепей и технологий их возведения, а также других высокоэффективных средств обеспечения устойчивости выработок.

Для обеспечения надежности эксплуатационного состояния выработок с учетом минимальных затрат в сложных горно-геологических условиях появляется необходимость изменения организации проектных работ путем перехода к двухстадийному проектированию, включающему обязательное уточнение проектных решений в период строительства.

Таким образом, знание закономерностей протекания горно-геологических и геомеханических процессов для конкретных условий заложения выработок с учетом наиболее объемлющего количества влияющих на их устойчивость факторов имеет большое научное и практическое значение для выбора, рационального расположения и обоснования способов охраны подземных сооружений.

Исследования горного давления и его проявлений, основанные на экспериментальных данных и различных гипотезах, начались в конце прошлого - начале нынешнего столетия и отражены в работах М.М.Протоdjяконова, Р.Квапила, П.М.Цимбаревича, В.Риттера и др. (гипотеза свода), А.Бирбаумера, М.П.Бродского, С.А.Щукина, К.Терцаги (гипотеза сползания призм в боках выработки), Н.М.Покровского, В.В.Орлова (гипотеза использования непосредственных наблюдений), В.Д.Слесарева, Г.П.Германа, А.И.Сегалья (гипотеза, основанная на использовании теории упругости). Подробный анализ этих гипотез изложен в работе Ю.З.Заславского, А.Н.Зорина, И.Л.Черняка [7].

Важным направлением в изучении горного давления явилось применение впервые предложенной Р.Феннером упругопластической модели, учитывающей взаимодействие крепи и массива. Это направление получило развитие в работах, основанных на методах механики сплошных сред и применении следующих моделей горного массива: упругоизотропной (Г.Н. Савин, И.В. Родин, Л.В.Федоров и др.); упруго-анизотропной (С.Г. Лихницкий, А.С. Космодемианский, И.Я. Беляев и др.); упругопластической (В.С. Акимов, Г.И. Грицко, Ю.З. Заславский, Г. Лабасс, К.В. Руппенейт, Р. Феннер, С.А. Христианович, Е.И.Шемякин, и др.); вязко-пластической (Ж.С. Ержанов, М.И. Весков, Т.А. Крыжановская, А.П. Максимов, А. Салустович и др.); упруго-

наследственная изотропная (М.А. Айталиев, Ж.С. Ержанов, М.И. Розовский, А.Н. Зорин и др.).

К третьему направлению относятся работы исследования горного массива, претерпевшего потерю упругопластической устойчивости (Л.В. Ершов, Л.Н. Насонов, А.Н. Шашенко). Здесь значения нагрузок на крепи определяются с использованием методов математической физики и механики сплошной среды.

Предложенные методы расчета горного давления, основанные на различных гипотезах и моделях среды, ограничиваются невозможностью точного определения физико-механических свойств породного массива по данным результатов лабораторных исследований образцов пород. Вторым источником погрешности расчетов является тот факт, что модели реального массива идеализируются. Однако, при определенных условиях, эти методы используются для получения количественных и качественных зависимостей.

Г.Н. Савин впервые предложил рассматривать вмещающую породу и крепь как единую систему и высказал идею управления системой “порода-крепь”. Вопросами взаимодействия пород и крепи занимались Б.З. Амусин, В.Т. Глушко, Н.Н. Фотиева.

Аналитическим исследованиям взаимодействия горных выработок и искусственных сооружений с вмещающим массивом посвящены немногочисленные, но разнообразные по принятым расчетным схемам, работы. Сюда относятся работы А.Д. Панова, К.Д. Руппенейта, Ю.М. Либермана [8], где значительное внимание уделено изучению смещений и давления пород в штреках, подверженных влиянию очистных работ.

Исследования геомеханических процессов горного массива и устойчивости крепи в подготовительных выработках представлены в литературе работами А.Ф. Булата, В.В. Виноградова, В.Т. Глушко, А.Н. Зорина, Ю.З. Заславского, М.П. Зборщика, Г.А. Крупенникова, В.Г. Колесникова, К.В. Кошелева, Г.Г. Литвинского, А.П. Максимова, О.И. Мельникова, Л.В. Новиковой, В.И. Черняева, А.Н. Шашенко, Л.Я. Парчевского, Б.М. Усаченко, и др.

Обширные исследования устойчивости крепей выработок выполнены зарубежными учеными Я. Фармером, Джоном, Маллорном, Вудли, Осборном, Джонсоном (Великобритания), Г. Бушманом, В. Каммером, И. Нига, К. Эйнхольцом, Б. Шварцем (Германия), О. Якоби, И. Раффом (Франция). Они касались устойчивости выемочных штреков, проведенных по разрабатываемому пласту вне зоны и в зоне влияния очистных работ. Для оценки устойчивости крепи горных выработок, расчета и выбора крепей в большинстве этих работ использован принцип, основанный на определении конвергенции крепи с учетом основных влияющих горно-геологических и технологических факторов [9-21].

Вопросы исследования влияния очистных работ на напряженное состояние горных пород и устойчивость подготовительных выработок детально изучены М.П. Зборщиком, Л.Я. Парчевским, А.Н. Шашенко [22-29]. В качестве показателя устойчивости используют статистические характеристики с применением случайных функций. Важным достоинством этих работ является их экспериментально-аналитический характер и высокая надежность принимаемых технических решений.

Рассмотрим подробнее работы этого направления.

Согласно [18,23,30], устойчивость выработок зависит от взаимного влияния комплекса естественно-геологических и производственно-технических факторов.

К естественно-геологическим факторам относятся: прочностные, деформационные и реологические показатели горных пород, тектоническая нарушенность, глубина залегания, степень обводненности и др.

К производственно-техническим факторам относятся [30]: форма и размеры выработки, конструкция и податливость крепи, ее грузонесущая способность и материал, время и технология ее возведения, соотношение между прочностью пород в кровле, боках и почве выработок, расположение их относительно очистных выработок, расстояние между выработками, способы охраны и управления горным давлением, технология выемки, проходки и крепления,

скорость выемки полезного ископаемого, изменение формы и размеров выработки.

В работе [18] под устойчивостью выработки подразумевается ее способность в течение определенного срока находиться в нормальном эксплуатационном состоянии.

В работе [31] под этим понятием и термином “устойчивость породных обнажений” подразумевается способность выработки сохранять в период ее использования заданные размеры и форму (в том числе и крепи).

Для оценки устойчивости выработок на стадии проектирования для глубоких шахт Донбасса принят критерий устойчивости $K_y = \frac{\gamma H}{f_T m \sigma_{сж}}$.

Согласно СНиП 94-80 [32], устойчивость выработок рекомендуется оценивать по величине безразмерного показателя $K_i = \frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}$.

Этот критерий был использован в работе [1] для оценки устойчивости выработок глубоких шахт.

Аналогичный критерий $\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}$ предложен в работе [8], а в последующей работе [27] дан критерий, учитывающий соотношение высоты и ширины выработки.

В работе [33] выполнена оценка устойчивости пород Западного Донбасса по величине показателя устойчивости $K_y = \frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}$ и установлена зависимость этого показателя от глубины разработки.

Общим недостатком подхода к оценке устойчивости выработок по критерию $\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}$ является неоднозначность определения предела прочности на одноосное сжатие породного массива $R_{сж}$ или $\sigma_{сж}$. Эта величина имеет ярко выраженную статистическую природу и методика ее достоверной оценки, осно-

ванная на привлечении вероятностных моделей, в настоящее время находится в стадии разработки [29, 52, 53].

Следует отметить, что в последние 10-15 лет понимание того обстоятельства, что геомеханические, впрочем и все иные, явления не являются детерминированными, послужило толчком к ряду исследований, в основе которых лежат вероятностные модели. Это работы К.В.Руппенейта, Л.Я.Парчевского, А.Н.Шашенко, Г.Т.Рубца, Л.С.Осадчей, Е.А.Сдвижковой и др. авторов [8, 25-28, 34, 54-56]. Спектр приложений этих работ достаточно широк: прочность горных работ, вспучивание пород почвы в выработках, прогнозная оценка устойчивости горных выработок, расчеты крепи, оценка качества армировки вертикальных стволов, оперативный анализ управленческих решений, расчет параметров опорных целиков камерных систем разработки, оценка запасов полезных ископаемых на сложных контурах обрабатываемых залежей и т.п.

Выполненная А.Н. Шашенко, Н.С. Сургаем, Л.Я. Парчевским в работе [34] статистическая обработка результатов натурных измерений изменения величин кривизны металлических арок крепей протяженных выработок угольных шахт, вариация которых обоснованно приравнивается вариации коэффициента устойчивости, показала, что статистическая совокупность его значений имеет нормальный закон распределения. В результате аналитических исследований получено выражение для определения вероятностного показателя устойчивости выработки ω , распределенному по нормальному закону, позволяющего определять среднее m_k и предельное $K_{\text{ПР}}$ значения коэффициента устойчивости выработки.

В связи с тем, что нормальный закон распределения случайных величин является обобщающим, не имеющим возможности достаточно адекватного описания довольно большого количества явлений, авторами была предпринята попытка для более точного описания представить коэффициент устойчивости как величину, распределяющуюся по усеченному нормальному закону, но и в этом случае отмечается, что ожидать существенного изменения результатов расчетов коэффициента устойчивости ожидать не следует.

Таким образом, представляет интерес продолжить исследования в этой области для нахождения распределения, более точно описывающего принятую статистическую модель выработки.

Необходимо провести исследования для установления характера и закона распределения основных, влияющих на изменение вдоль протяженной горной выработки, горно-геологических параметров.

На основании выполненного анализа исследований по вопросам устойчивости выработок в различные периоды их эксплуатации и с учетом влияющих факторов установлено, что:

- понятие устойчивости горных выработок различные исследователи трактуют по-разному, а для ее оценки рекомендуют применять различные управляющие параметры;

- существующие методы оценки устойчивости и выбора типов крепей выработок на стадии их проектирования используют ограниченное количество показателей физико-механических свойств пород, определенных в лабораторных условиях на образцах, отобранных без привязки к месту проведения выработки, что приводит к несоответствию выбранных крепей горно-геологическим условиям их проведения;

- наиболее эффективными при исследовании устойчивости горных выработок являются методы теории вероятностей, основанные на использовании для получения конкретного результата большого количества управляющих параметров;

- существующие вероятностно-статистические методы прогноза устойчивости протяженных выработок недостаточно адекватно учитывают распределения влияющих горно-геологических, геомеханических, горнотехнических а также производственно-экономических факторов.

В соответствии с вышеизложенным, целью исследований, настоящей монографии, является обоснование и разработка на основе вероятностно-статистических моделей методики оптимального проектирования крепей протяженных горных выработок с учетом затрат на их поддержание в условиях

случайного воздействия влияющих геомеханических факторов.

Основная идея работы заключается в использовании системного вероятностного подхода к определению устойчивого состояния протяженных подготовительных выработок для выбора, оценки и корректировки параметров их крепей, а также к расчету затрат на их поддержание.

В процессе выполнения исследований использован комплексный подход, включающий: выбора объектов исследований; обобщения результатов шахтных наблюдений за процессами деформации вмещающего породного массива и изменения кривизны рамных арочных крепей подготовительных выработок; обоснования вероятностно-статистической модели для установления зависимости коэффициента устойчивости протяженной выработки от влияющих горно-геологических факторов; на основе сравнительного анализа вероятностных законов установление наиболее адекватного для распределения коэффициента устойчивости вдоль протяженной выработки; разработка инженерной методики определения действующей нагрузки на металлическую арочную крепь протяженных горных выработок для оптимизации ее конструктивных параметров и обоснования способов поддержания в безремонтном состоянии, основанную на инструментальных наблюдениях за протеканием геомеханических процессов в натуральных условиях; разработку методики количественной оценки и прогнозирования устойчивости протяженных горных выработок в условиях случайного воздействия влияющих факторов с учетом оптимизации затрат на проведение и текущие ремонты металлической арочной крепи в период эксплуатации; на основе разработанных методик отработать рекомендации по выбору и корректировке параметров крепи, соответствующей горно-геологическим условиям ее применения.

Г Л А В А 2.

ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОТНОШЕНИЯ СЛУЧАЙНЫХ ВЕЛИЧИН ДЛЯ ВЕРОЯТНОСТНОЙ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ПРОТЯЖЕННЫХ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

2.1. Выбор вероятностной модели протяженной горной выработки

В настоящее время исследования устойчивости протяженных одиночных выработок выполняются, как правило, в детерминированной постановке, которая предполагает идеализацию изучаемого объекта (выработки), породного массива и граничных условий, позволяет обоснованно применять методы механики сплошной среды и получать однозначные решения поставленных задач. Однако, сопоставление натурных измерений с аналитическими расчетами показывает, что в геомеханике высокая степень идеализации объекта приводит к тому, что практически всегда однозначному теоретическому результату в реальных условиях проведения и эксплуатации выработки соответствует спектр значений, колеблющихся вокруг прогнозируемой величины (в нашем случае – ее устойчивости). Причиной этих, часто значительных, отклонений является целый ряд на первый взгляд недостаточно существенных факторов, неучтенных в исходной физической модели. Суммарное воздействие их таково, что детерминированная система становится в значительной мере вероятностной и искомые закономерности могут быть установлены для нее в виде тенденций, реализация которых в каждом конкретном случае отклоняется от прогнозируемого результата. Это обстоятельство вызывает известное недоверие у проектировщиков и практических инженеров, вынуждая их принимать технологические и технические параметры чаще всего феноменологически, то есть, опираясь на опыт строительства шахт и подземных сооружений в аналогичных горнотехнических условиях. Такой подход редко позволяет принять близкое к оптимальному инженерное решение, что приводит либо к существенному завышению несущей способности и стоимости крепи в период строительства, либо к до-

полнительным затратам на ремонт и поддержание горных выработок. Особенно отчетливо это видно на примере выработок шахт, эксплуатирующихся в сложных горно-геологических условиях Западного Донбасса, Красноармейского угольного района, Львовско-Волынского угольного бассейна и т.п.

Сказанное выше свидетельствует о том, что в основу исследований устойчивости протяженных выработок, рассматриваемых в виде сложных механических систем, основные характеристики которых могут быть прогнозируемы лишь в виде тенденций, должна закладываться стохастическая модель, отражающая колебания исследуемых параметров вокруг детерминированных решений.

Рассмотрим структуру такой физической модели.

Подземная горная выработка представляет собой искусственную полость определенного функционального назначения, пройденную тем или иным способом в гетерогенном породном массиве. Ее устойчивость в течении заданного срока службы обеспечивается, прежде всего, возведением крепи соответствующей несущей способности и податливости, которая сложным образом воспринимает нагрузку со стороны массива, контактируя с породным обнажением. Таким образом, рассматриваемая механическая система состоит из трех основных взаимодействующих в силовых полях подсистем: породного массива, локально ослабленного полостью (выработкой), породного обнажения и крепи, каждая из которых обладает более высоким, по отношению к исходному объекту, уровнем организации.

В работе [34] А.Н. Шашенко, Н.С. Сургаем, Л.Я. Парчевским обоснована необходимость применения для решения задач устойчивости подготовительных выработок методов теории вероятностей. Неодинаковая реализация равновесного состояния породной среды в каждой точке вмещающего выработку массива, наличие в нем случайных по плотности трещин, напластований, пор и других дефектов, влияющих на прочность породного массива, случайный характер отклонения реального контура выработки от проектного очертания, колебания угла падения пластов, неточности технологии изготовления элементов и возве-

дения крепи, а также ряд других факторов приводят к тому, что несущая способность, нагрузка на крепь и их отношение K_y , называемое коэффициентом устойчивости, изменяются по длине выработки случайным образом.

В соответствии с этим для исследований закономерностей распределения вышеперечисленных факторов принята наиболее удобная для аналитических исследований стохастическая модель протяженной горной выработки, приведенная на рис.2.1.

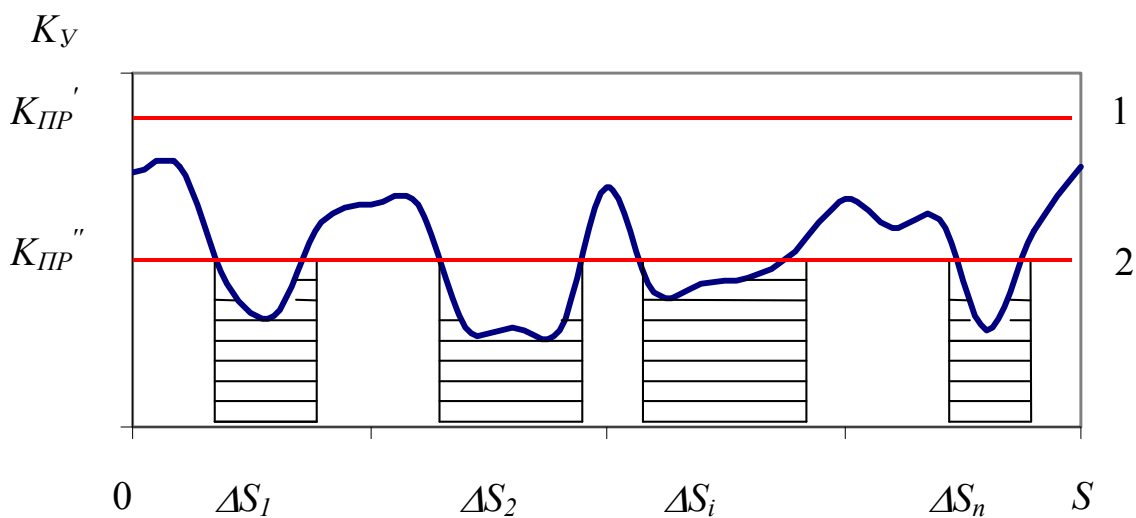


Рис. 2.1. Вероятностная модель протяженной горной выработки:

1 – предельный уровень устойчивости выработки, закрепленной крепью с такой высокой несущей способностью, в конструкции которой учтены самые неблагоприятные условия ее нагружения горным давлением с одновременным выполнением мероприятий, направленных на упрочнение или разгрузку приконтурного породного массива; 2 – предельный уровень устойчивости выработки, закрепленной менее дорогой крепью с более низкой несущей способностью, с тем, чтобы в последствии отдельные участки выработки, потерявшие устойчивость, подвергались ремонту и усилению

2.2. Основные предпосылки лабораторных и натурных исследований

На современном уровне развития теорий, описывающих поведение сложных динамических систем, наиболее общей является теория, основанная на

представлениях статистической механики Гиббса [35], развиваемая в работах В.В. Болотина, Л.Я. Парчевского, А.Н. Шашенко [37-41] и других авторов. Суть теории заключается в том, что состояние исследуемой системы описывается и оценивается в многомерном пространстве управляющих параметров, одним из которых может быть время. Математическим аппаратом для описания таких вероятностных систем является теория случайных функций.

Как указывается в [34], устойчивость протяженной выработки в каждом конкретном сечении зависит от действующей вертикальной нагрузки, которая может приводить выработку в неустойчивое состояние. Количественно она может быть оценена коэффициентом устойчивости, имеющим вид

$$K_y(S) = \frac{q_{np}(S)}{q(S)}. \quad (2.1)$$

где $q_{np}(S)$ - величина предельной вертикальной нагрузки, характеризующая несущую способность крепи, которая для тонкостенных конструкций может быть установлена по формуле

$$q_{np} = \frac{R_T W}{R_0^2 f(\lambda_0, K_p, \theta, \varphi_{max})}, \quad (2.2)$$

R_T - предел текучести (прочности) материала крепи; W - момент сопротивления поперечного сечения крепи; R_0 - полупролет выработки, м; $f(\lambda_0, K_p, \theta, \varphi_{max})$ - безразмерная функция, учитывающая соотношение боковой и вертикальной нагрузок λ_0 , угол приложения результирующего вектора внешней нагрузки θ , конструктивные особенности крепи K_p , величину угла, при котором отмечено максимальное значение изгибающего момента φ_{max} .

Величины λ_0 , θ , φ_{max} в зависимости (2.2), вследствие особенностей стохастического варианта модели выработки, являются случайными, следовательно

но, и предельная нагрузка на крепь $q_{np}(S)$ изменяется от сечения к сечению случайным образом.

Действующая нагрузка $q(S)$, деформирующая крепь в выработке с координатой S_i , зависит от величины показателя условий разработки $\frac{R_C k_C k_B}{\gamma H}$, в котором параметры R_C (предел прочности пород на одноосное сжатие), k_C (коэффициент структурного ослабления породного массива) и k_B (коэффициент снижения прочности пород вследствие изменения природной влажности) случайны в силу природы породной среды. По этой причине нагрузка, действующая на крепь со стороны массива, также случайна по длине выработки.

В соответствии с выражением (2.1) каждая реализация коэффициента устойчивости при $S = S_i$ ($i = 1, 2, 3, \dots, n$, где n - номер сечения) представляет собой случайную величину, образуя по длине выработки некоторую случайную функцию $K_y(S, t)$, (рис.2.1). В том случае, если математическое ожидание и дисперсия случайной функции $K_y(S)$ остаются приблизительно одинаковыми как по длине выработки, так и во времени, то она является стационарной.

Основной характеристикой взаимосвязи значений случайной функции $K_y(S)$ при различных значениях S являются корреляционная функция $K(\tau)$. Для стационарных случайных функций статистическая связь между $K_y(S_1)$ и $K_y(S_2)$ зависит только от расстояния между сечениями $S_1 = S_2$ и не зависит от их положения относительно продольной оси выработки.

Решение вопроса о том, является ли случайная функция $K_y(S)$ стационарной, каковы ее статистические характеристики и как они изменяются в зависимости от горнотехнических условий проведения выработки, может основываться только на достаточно большом количестве измерений величины коэффициента устойчивости в натуральных условиях, или какой-либо иной величины, которая была бы связана с ним таким образом, чтобы их вариации были одинаковы. Правомерность такого рода измерений должна быть обоснована путем специальных статистических экспериментов, выполненных в лабораторных и натуральных условиях.

2.3. Лабораторные исследования

Целью лабораторных исследований является разработка достаточно простой методики определения статистических характеристик величины коэффициента устойчивости горных выработок.

Исследования, связанные с определением величины коэффициента устойчивости, были выполнены применительно к выработкам, закрепленным наиболее распространенной арочной металлической крепью.

Одним из существенных выводов, следующих из анализа эпюр нагрузок на кольцевую крепь, выполненного в работах [42, 43], являются значительная неравномерность давления на фиксированное кольцо и изменение вида эпюр при переходе от одного сечения к другому. Еще более сложный и неравномерный характер носит нагружение крепи в выработках с арочной формой [44, 45]. Таким образом на современном этапе стандартные методы определения напряженно-деформированного состояния крепи и оценки ее устойчивости в условиях такого сложного нагружения затруднительны.

Вследствие этого, в результате разложения нагрузки в каждой точке контура крепи на вертикальную и горизонтальную составляющие и перехода к вертикальной и двум боковым неравномерным распределенным нагрузкам после некоторого усреднения известными статистическими приемами, получена расчетная схема крепи, отличающаяся от стандартной несимметричным приложением нагрузки (2.2,а).

Анализ такой схемы позволил получить численные значения коэффициентов несимметрий ($\lambda_0 = \frac{q_e}{q'_3}$ и $\lambda_0 = \frac{q'_e}{q''_3}$) и перейти к нагрузке, распределенной по закону синуса (показана пунктиром на рис. 2.2,а). Результирующий вектор внешних сил при этом направлен под углом θ к вертикальной оси.

Вследствие причин вероятностного характера угол θ в каждом сечении выработки является величиной случайной, значение которой колеблется вокруг ее математического ожидания.

Покажем, что если вместо распределенных усилий в точке приложения результирующего вектора внешних сил приложить некоторую эквивалентную сосредоточенную силу $P(\theta)$, то и в том и в другом случае характер эпюры моментов, определяющих устойчивость системы, будет подобен (рис. 2.2,б). Доказательство приведем для частного случая, когда $\theta = 90^\circ$.

В случае распределенной нагрузки изменение изгибающего момента вдоль криволинейной части арки описывается зависимостью (2.4), ранее полученной на основе более реальной схемы нагружения, содержащей такое же количество управляющих параметров, как и в случае схемы, показанной на рис. 2.2,а.

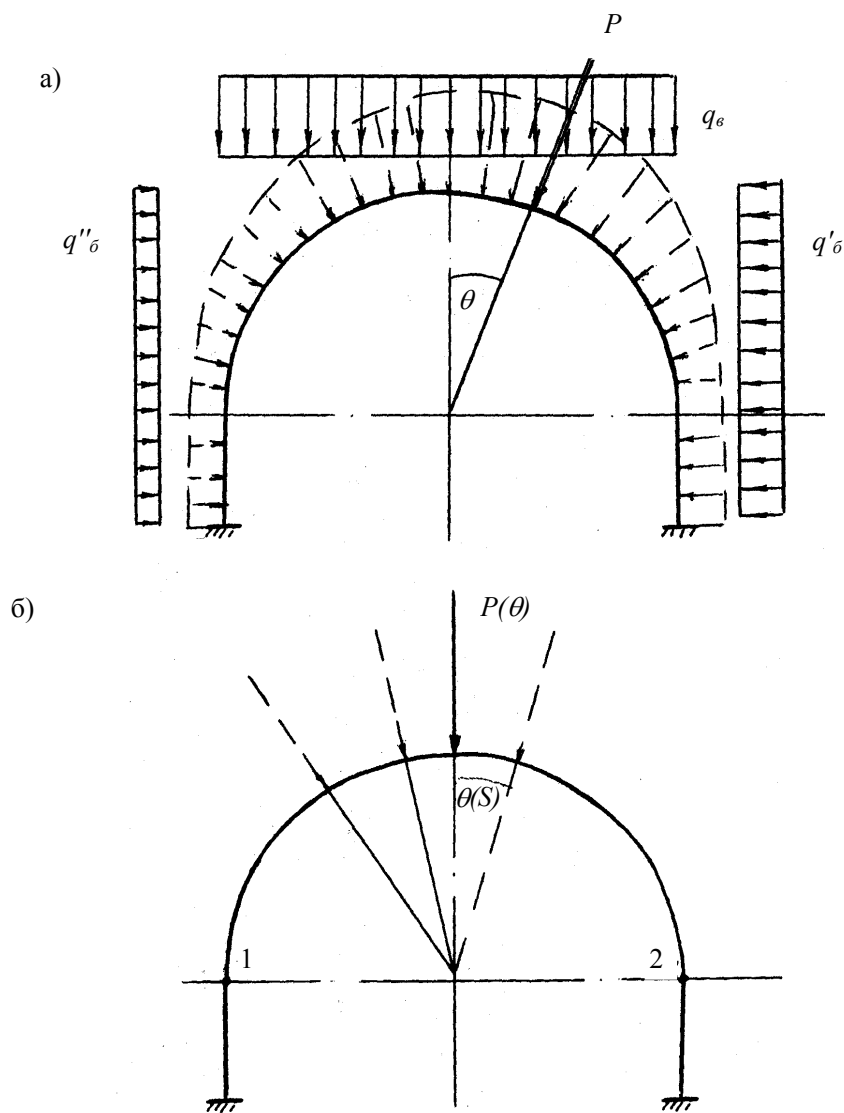


Рис. 2.2. Реальная (а) и модельная (б) схемы нагружения арки несимметричной нагрузкой

При нагружении же арки эквивалентной сосредоточенной силой величина изгибающего момента определяется в соответствии с выражением:

$$M_{\varphi} = PR_0 \left[\frac{K(0,5\pi + 1) + 0,5}{0,67K^3 + \pi K^2 + 4K + 0,5\pi} (K + \sin\varphi) - \frac{1 - \cos\varphi}{2} \right]. \quad (2.3)$$

На рис. 2.3 показаны эпюры моментов для обеих схем нагружения, из которых следует что всегда можно подобрать такую эквивалентную сосредоточенную силу P , при которой форма эпюры изгибающих моментов и точки приложения максимальных моментов будут практически идентичны.

Таким образом, при моделировании нагружения металлической арочной крепи несимметричной случайной нагрузкой вполне можно ограничиться схемой, изображенной на рис. 2.2, б. Изгибающие моменты в произвольной точке криволинейной части арки определяются по формулам:

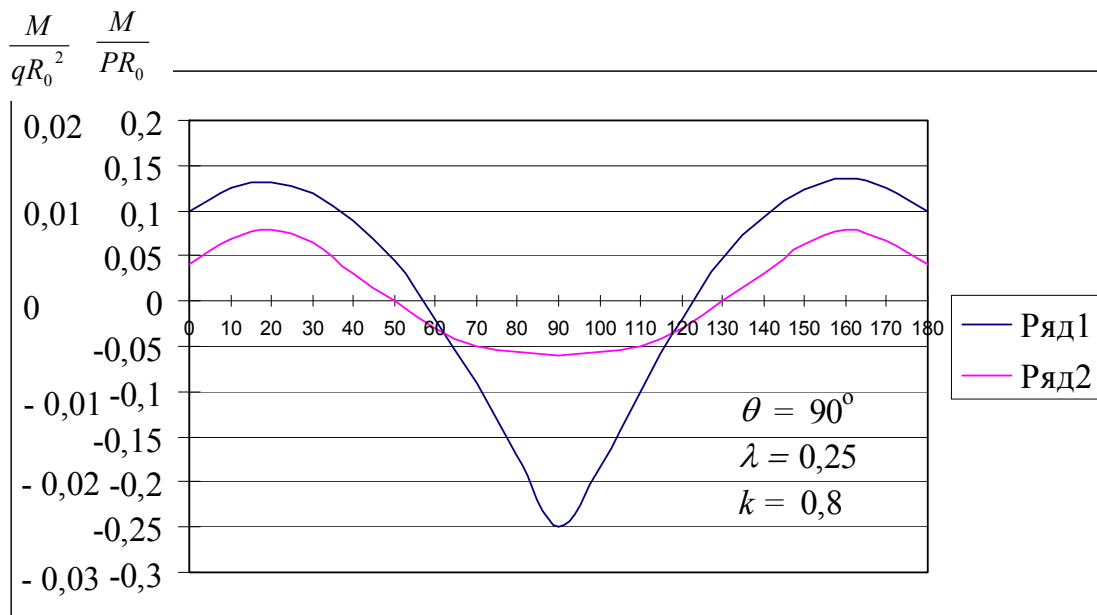


Рис. 2.3. Изменение изгибающих моментов в круговой части арки при нагружении ее сосредоточенной силой (ряд 1) и равномерной распределенной нагрузкой (ряд 2)

$$M_{\varphi} = PR_0 \left[X_A (K + \sin \varphi) - \frac{\sin \theta - K \cos \theta}{2} (1 - \cos \varphi) \right] \quad \text{для } 0 \leq \varphi \leq \theta, \quad (2.4)$$

$$M_{\varphi} = PR_0 \left[X_A (K + \sin \varphi) - \frac{\sin \theta - K \cos \theta}{2} (1 - \cos \varphi) + \cos \theta \sin \varphi - \sin \theta \cos \varphi \right] \quad \text{для } \theta \leq \varphi \leq \pi, \quad (2.5)$$

$$X_A = P \frac{\sin \theta (\pi K + 1) \cos \theta (0,33K^3 + \pi K^2 - 4K - \pi + \theta)}{2(0,67K^3 + \pi K^2 + 4K + 0,5\pi)}. \quad (2.6)$$

При $\theta = \frac{\pi}{2}$ из зависимости (2.4) следует выражение (2.5).

Выше отмечалось, что угол $\theta(S)$ в рассматриваемой схеме нагружения крепи является величиной случайной, изменяющейся от сечения к сечению вдоль выработки. В этой связи, следует заранее установить характер и закон распределения этого параметра. Структура вероятностной модели такова, что в формировании величины θ участвует большое количество разнородных факторов, подробно перечисленных выше. Это дает основание говорить о том, что измерения угла приложения вектора внешних сил на рамах крепи в конкретных условиях горной выработки будут представлять собой, прежде всего, совокупность независимых случайных величин. Нет оснований полагать также, что в одних и тех же условиях величина θ будет существенно отклоняться от некоторого среднего значения. Таким образом, влияние каждого ее измерения на сумму будет тем меньше, чем больше измерений будет выполнено. В соответствии с центральной предельной теоремой [46] закон распределения таких независимых случайных величин должен быть близок к нормальному. По тем же причинам и распределение нагрузки на крепь выработки также должно подчиняться близкому к нормальному закону распределения.

Таким образом, есть все основания принимать величины влияющих на устойчивость горно-геологических параметров подчиняющимися близкому к нормальному закону распределения.

2.4. Лабораторные исследования характера работы металлической арочной крепи в условиях случайного нагружения

Лабораторные исследования характера работы металлической арочной крепи в условиях случайного нагружения проводились на стенде Национальной горной академии Украины, сконструированном и изготовленном сотрудниками лаборатории моделирования и конструкционных материалов кафедры строительства шахт и подземных сооружений. Общий вид стенда показан на рис. 2.4.

Принципиальная схема эксперимента приведена на рис. 2.2,б.

Стенд спроектирован в соответствии с требованиями теории размерностей [47-49]. Масштабы моделирования устанавливались по третьей теореме подобия, исходя из равенства безразмерных комбинаций параметров модели и природы [46]. Для арочной крепи такими параметрами, определяющими величину напряжений в произвольной точке арки, являются нагрузка на крепь P , момент сопротивления сечения Ω , линейные размеры конструкции l .

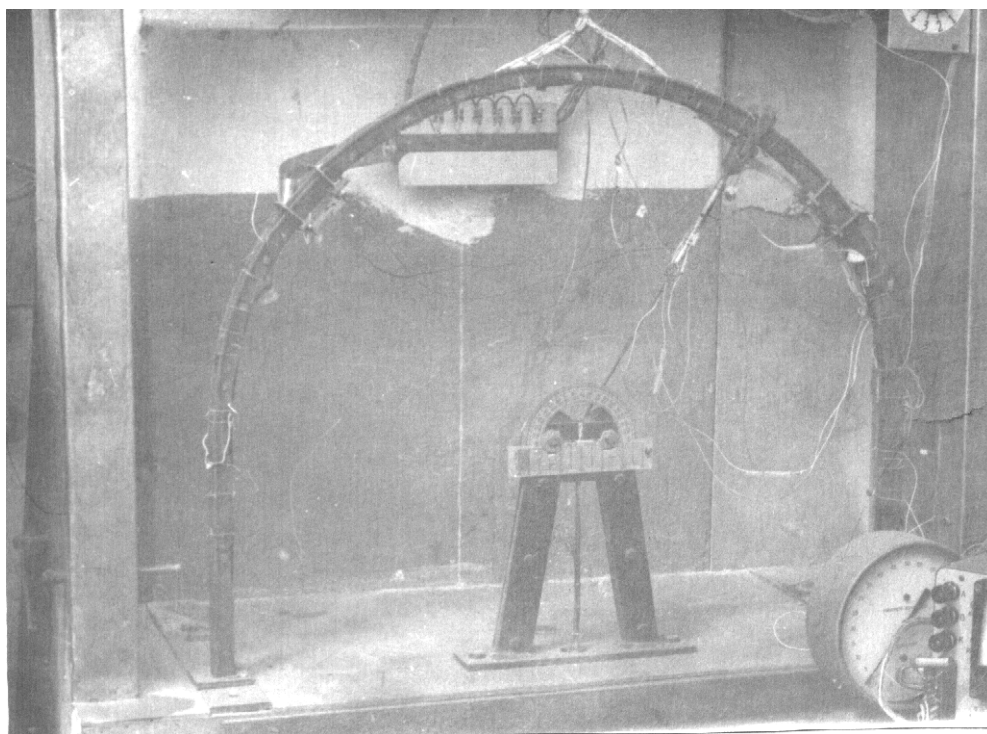


Рис. 2.4. Общий вид стенда для испытаний моделей арочной крепи

Исходными являются линейный масштаб моделирования $d_l = 5$ и масштаб напряжений (модуля Юнга) $d_\sigma = 1$, который обеспечивается применением в модели той же марки стали, что и в натуре. Численные значения остальных масштабов равны: масштаб площади $d_F = 25$, масштаб момента сопротивления $d_{\Omega} = 125$, масштаб жесткости $d_{EI} = 625$, масштаб сил $d_P = 5$, масштаб углов $d_\varphi = 1$. Техническая характеристика стенда приведена в табл. 2.1.

Стенд позволяет моделировать сосредоточенную нагрузку, которая создается с помощью винтового фаркопфа и гибкой тяги. Деформации, возникавшие в модели при нагружении, снимались с помощью тензодатчиков типа ПКБ-10-100 и регистрировались измерителем статистических деформаций ИД-70. Изменение кривизны арки при $\varphi = 0$ и $\varphi = 180^\circ$ фиксировались с помощью индикаторов часового типа с разрешающей способностью 1 микрон, установленных на стандартной платформе с базой 100 мм (рис. 2.5).

Измерения выполнялись в следующем порядке. Используя датчик случайных чисел, распределенных по нормальному закону, устанавливалось значение угла θ . Тяга перемещалась в соответствующее этому углу положение с помощью фаркопфа, при этом создавалась нагрузка величиной 1000 Н. Снимались показания тензодатчиков и индикаторов. Затем процедура повторялась при другом значении угла θ . Всего было выполнено четыре серии экспериментов по тринадцать вариантов нагружения в каждой (рис. 2.6).

Переход от измеренных относительных деформаций $\xi(\varphi)$ к изгибающим моментам $M(\varphi)$ производился по формуле

$$M\varphi = EW\xi(\varphi). \quad (2.7)$$

На рис. 2.6. показаны эпюры изгибающих моментов, построенные по результатам экспериментальных данных одной серий ($\theta = 54^\circ, 64^\circ, 66^\circ, 74^\circ, 83^\circ, 86^\circ, 90^\circ, 98^\circ, 102^\circ, 104^\circ, 106^\circ, 110^\circ, 117^\circ$), и теоретические кривые, построенные в соответствии с (2.4).

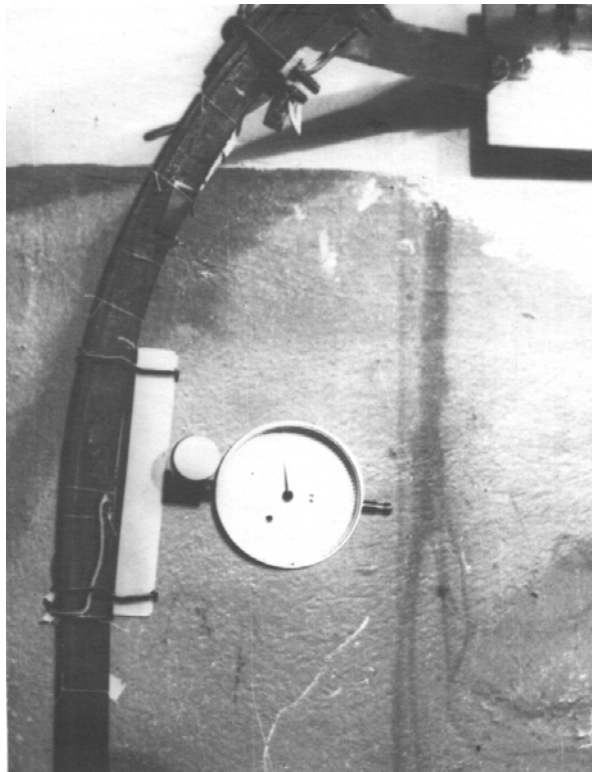


Рис. 2.5. Приспособление – кривизномер – для измерения кривизны арки

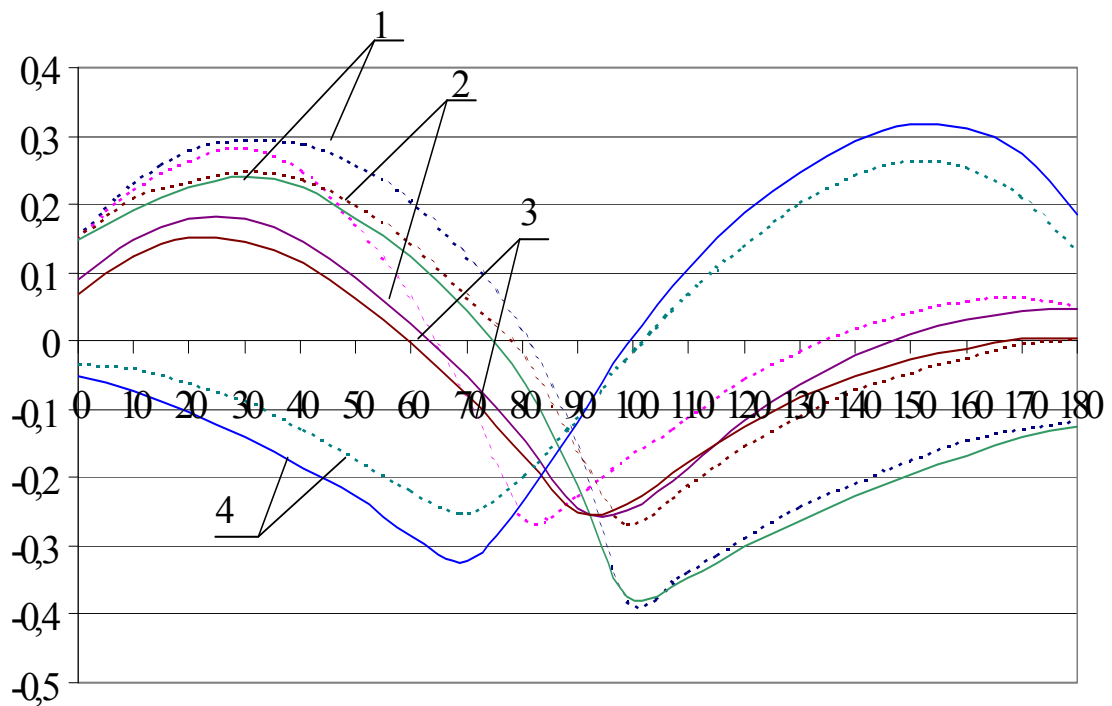


Рис. 2.6. Эпюры изгибающих моментов в криволинейной части арки по четырем сериям выполненных экспериментов:

(- - - - - - - - измеренные, _____ - теоретические)

**Техническая характеристика стенда для испытания
моделей арочной крепи [57]**

№ пп	Показатели	Ед. измерения	Количество
1	Габаритные размеры окна (ширина×высота)	мм	800 × 600
2	Количество одновременно испытываемых моделей	шт.	1
3	Тип моделируемых нагрузок	-	Сосредоточенные, распределенные, пас- сивный отбор
4	Пределы изменения угла приложения вектора внешней нагрузки от оси симметрии модели	град.	± 90
5	Точность определения нагрузки	%	± 5
6	Максимальное нагружающее усилие при сосредоточенной нагрузке на модель	Н	4000
7	Привод нагружающего устройства	-	Винтовой фаркопф
8	Количество пар измерительных трактов	шт.	36

Из графиков следует, что отклонение экспериментальных и расчетных значений не превышает 10 % и в дальнейшем при установлении закономерностей изменения коэффициента устойчивости можно использовать зависимость (2.4), в которой аргумент θ является случайной величиной, изменяющейся по нормальному закону. Теоретические кривые изменения изгибающих моментов вдоль криволинейной части арки приведены на рис. 2.7.

Из зависимости (2.1) следует, что коэффициент устойчивости применительно к арочной металлической крепи определяется как отношение предельного изгибающего момента к действующему максимальному. Потеря устойчивости арки в одном опасном сечении эквивалентна ее разрушению, как конструкции. В зависимости от угла приложения вектора внешней нагрузки местонахождение максимального момента меняется. А поскольку величина $\theta (S)$ случайна, то и координаты опасного сечения, и величина изгибающего момента, и, следовательно, величина минимального коэффициента устойчивости также случайны. Определить такие характеристики с достаточной точностью в реальной выработке не представляется возможным. Однако вполне могут быть установлены такие вероятностные характеристики коэффициента устойчивости, как стандартное отклонение и, с некоторым приближением, математическое ожидание.

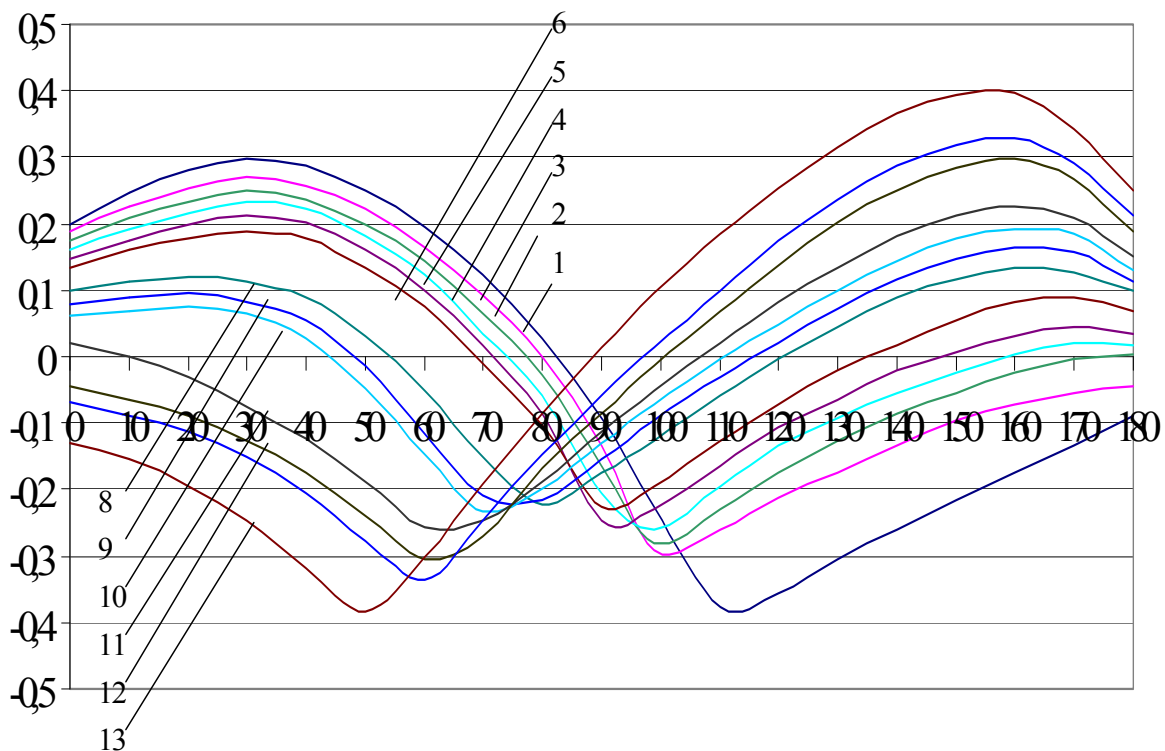


Рис. 2.7. Теоретические кривые распределения изгибающих моментов вдоль криволинейной части арки: 1 - $\theta = 117^{\circ}$, 2 - $\theta = 110^{\circ}$, 3 - $\theta = 106^{\circ}$, 4 - $\theta = 104^{\circ}$, 5 - $\theta = 102^{\circ}$, 6 - $\theta = 98^{\circ}$, 7 - $\theta = 90^{\circ}$, 8 - $\theta = 86^{\circ}$, 9 - $\theta = 83^{\circ}$, 10 - $\theta = 74^{\circ}$, 11 - $\theta = 66^{\circ}$, 12 - $\theta = 64^{\circ}$, 13 - $\theta = 54^{\circ}$

Из курса строительной механики [50] известно, что величина изгибающего момента пропорциональна кривизне в исследуемом сечении:

$$\frac{1}{R - R(\varphi)} = \frac{M(\varphi)}{EI}, \quad (2.8)$$

где $R(\varphi)$ - радиус изогнутого бруса в точке с начальными координатами (R_0, φ) .

Зафиксируем на арке две характерные точки ($\varphi = 0$, $\varphi = 180^\circ$) и станем с помощью индикаторов часового типа, установленных стационарно, измерять величину радиусов, соответствующих данным условиям нагружения. В результате выполнения серии экспериментов получим три статистические совокупности: изгибающих моментов, минимального коэффициента устойчивости и изменения радиусов арки крепи (кривизны). Их характеристики (математическое ожидание m , дисперсия D , стандартное отклонение σ и коэффициент вариации η_i , где i - номер серии испытаний) приведены в табл. 2.2.

Таблица 2.2.

Результаты вычислений статистических характеристик показаний индикаторов и минимального коэффициента устойчивости

θ , град	$\varphi = 0^\circ$			$\varphi = 180^\circ$		
Статистические характеристики	K_y	I_l	$\frac{M}{PR_0}$	K_y	I_n	$\frac{M}{PR_0}$
1	2	3	4	5	6	7
54	2.197	-11.8	0.2968	1.2237	14.2	0.2368
64	4.575	-3.5	0.0411	1.3695	9.5	0.1640
66	5.800	-2.0	-0.0289	1.4122	9.3	0.1640
74	80.40	-0.8	-0.0058	1.6559	10.0	0.1732
83	5.142	2.0	0.0277	2.1813	6.5	0.1166
86	3.954	5.1	0.0739	2.4759	6.3	0.1016
90	3.059	6.2	0.0808	3.0586	4.9	0.0832

98	2.171	8.5	0.1859	6.2729	3.0	0.0520
102	1.924	13.8	0.1986	14.3256	0.0	0.0150
104	1.827	10.1	0.1340	42.1918	0.2	0.0104
106	1.744	16.0	0.2102	42.7773	0.0	-0.0173
110	1.609	13.6	0.1859	8.4153	-1.8	-0.0196
117	1.447	15.8	0.2264	3.4260	-1.8	-0.0797
m_1	9.5761	8.4	0.1251	10.06	4.41	0.077
D_1	35.58	27.89	0.0094	203.83	28.23	0.008
σ_1	6.54	5.28	0.0970	14.2769	5.31	0.089
η_1	0.7079	0.6286	0.7754	1.411	1.219	1.162
η_2	0.6920	0.6870	0.7232	1.316	1.308	1.232
η_3	0.7123	0.7077	0.7431	1.256	1.296	1.118
η_4	0.6542	0.6359	0.7128	1.324	1.332	1.237

Из табл. 2.2 следует, что коэффициенты вариации исследуемых величин в конкретной точке измерения отличаются не более, чем на 10%. Это обстоятельство отражено на рис. 2.8, из которого следует, что $\eta_k \approx \eta_m \approx \eta_n$.

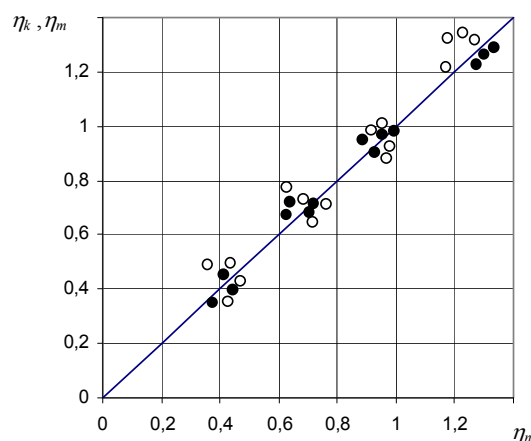


Рис. 2.8. Зависимость между коэффициентами вариации изгибающих моментов, минимального коэффициента устойчивости и коэффициентом вариации показаний индикаторов при $\varphi = 0 \dots 180^\circ$.

Таким образом, в результате лабораторных исследований установлено, что для определения вариации коэффициента устойчивости металлических арок крепи в натуральных условиях, что является практически невыполнимой задачей, можно ограничиться набором статистики изменения кривизны в точках перехода криволинейной части металлических арок крепи (в пределах замерных станций) в прямолинейную. Вариация кривизны арок крепи вдоль протяженной горной выработки равна вариации коэффициента ее устойчивости.

2.5. Натурные исследования коэффициента устойчивости

Натурные измерения выполняются для получения исходной информации, на основе которой может быть сформулирована и решена в замкнутом виде задача о количественной оценке устойчивости протяженных выработок в условиях воздействия случайных факторов.

Определение вариации минимального коэффициента устойчивости в натуральных условиях осуществлялось путем измерения величины кривизны арок металлической крепи в местах перехода верхняка в стойку, т.е. при $\varphi = 0^{\circ}$ (180°), с соответствующей статистической обработкой полученных результатов. Всего было обследовано 17 выработок шахты «Алмазная» ПСП «ШУ «Добропольское», пройденные буровзрывным и комбайновым способами, условия залегания вмещающих пород у которых сходны (табл. 2.3).

Обработанные результаты измерений представлены в табл.2.3. В табл.2.4 и 2.5 приведены отдельно обработанные результаты измерений коэффициента устойчивости в подготовительных выработках шахты «Алмазная» ПСП «ШУ «Добропольское», методика установления которых предусматривала получение временных зависимостей основной исследуемой величины, отражающих процесс формирования нагрузки на крепь.

Анализ данных табл. 2.4 показал, что вариация коэффициента устойчивости практически не зависит от глубины расположения выработки. Это объясняется тем, что с увеличением глубины увеличивается плотность установки арок

и типоразмер профиля. Крезь становится “жестче” и в условиях более высоких нагрузок вариация не изменяется.

Величина вариации определяется коэффициентом крепости вмещающих пород и способом проходки.

На рис. 2.9 отмечены экспериментальные точки и аппроксимирующие их зависимости. Из рисунка следует, что вариация нелинейно зависит от коэффициента крепости пересекаемых выработкой пород.

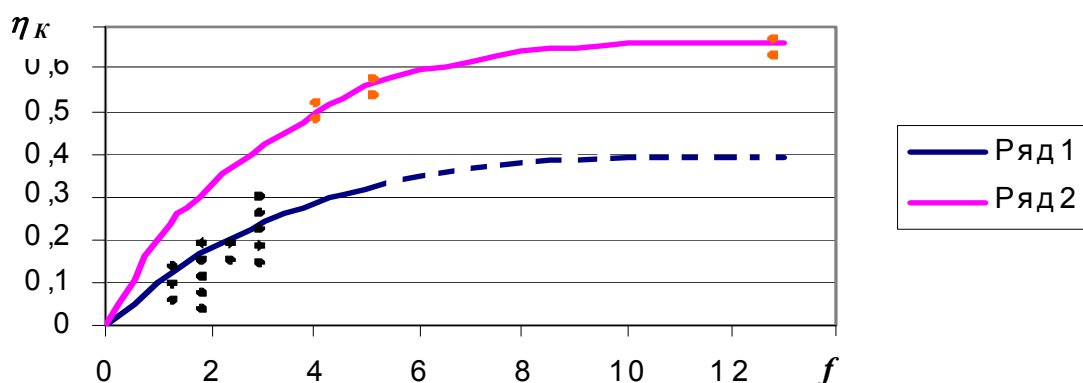


Рис. 2.9. Зависимость вариации коэффициента устойчивости от коэффициента крепости пород: ряд 1 – комбайновая проходка; ряд 2 – проходка с помощью БВР.

Ее величина в конкретных условиях может быть определена по эмпирической зависимости, полученной в результате обработки корреляционных полей, приведенных на рис. 2.9:

$$\eta_k = af \exp(-bf), \quad (2.9)$$

где a и b - константы, численно равные для данных условий: при буровзрывном способе проходки $a = 0,2$; $b = 0,1$; при комбайновом $a = 0,075$; $b = 0,076$.

На рис.2.10 приведены графики изменения во времени вариации коэффициента устойчивости, построенные по данным табл.2.3 и 2.4.

**Результаты натурных измерений вариации максимального значения коэффициента устойчивости
в выработках с арочной металлической крепью**

№ пп	Объединение, шахта, выработка	Способ проходки, залегание пластов	Глубина рас-положения, м	Средний ко-эффициент крепости пе-ресекаемых пород	Кол-во заме-ров	А	Е	K _y
1	Кор.отк.штрек	Комбайновый	330	4 - 6 (5)	22	-0,46	0,83	0,55
2	7-й Сев.отк.штр.	БВР	330	4 - 5 (4)	17	41	0,62	0,39
3	3-й Сев.конв.штр.	Комбайновый	330	2 - 3 (2,5)	25	-1,5	2,41	0,18
4	Сев.кор.штрек	Комбайновый	330	4 - 6 (5)	26	-0,43	-1,33	0,45
5	5-й Сев.к.штрек	Комбайновый	330	4 - 6 (5)	25	0,84	-0,14	0,47
6	Конв.штрек	Комбайновый	330	2 - 3 (2,5)	37	-0,04	-1,19	0,135
7	Кор.штрек	Комбайновый	330	6 - 8 (7)	20	-0,12	-0,97	0,86
8	Сев.кор.отк.штр	БВР	330	2 - 3 (3)	24	0,40	0,95	0,19
9	3-й Сев.вент.штр	Комбайновый	330	6 - 8 (6)	23	0,75	0,74	0,58
10	Кор.отк.штрек	Комбайновый	330	2 - 3 (2)	26	0,36	0,68	0,13
11	Сев.кор.штрек	Комбайновый	330	4 - 6 (5)	23	0,44	0,21	0,47
12	Южный ходок пл.	Комбайновый	550	2 - 4 (2)	20	-0,17	-0,13	0,15
13	Коренной штрек пл.	Комбайновый	550	1 - 3 (1,5)	20	1,21	1,82	0,07
14	Квершлаг с пл.	Комбайновый	550	1 - 3 (1,5)	20	0,21	-0,32	0,03
15	Людской ходок №1 пл.	Комбайновый	550	1 - 3 (3)	20	-0,09	-1,3	0,20
16	Квершлаг	БВР	140	1 - 3 (2)	41	-0,03	0,18	0,10
17	Груз.сбойка №4	БВР	140	1 - 3 (3)	40	0,51	0,26	0,17

Их анализ показывает, что процесс формирования нагрузки на крепь протекает в две стадии. Первая стадия имеет продолжительность около десяти суток и характеризуется существенной неравномерностью приложения внешней нагрузки - коэффициент вариации очень высок. Дисперсия коэффициента устойчивости и его математическое ожидание непостоянны во времени. Таким образом, случайный процесс нагружения арок крепи по длине выработки на первой стадии является нестационарным.

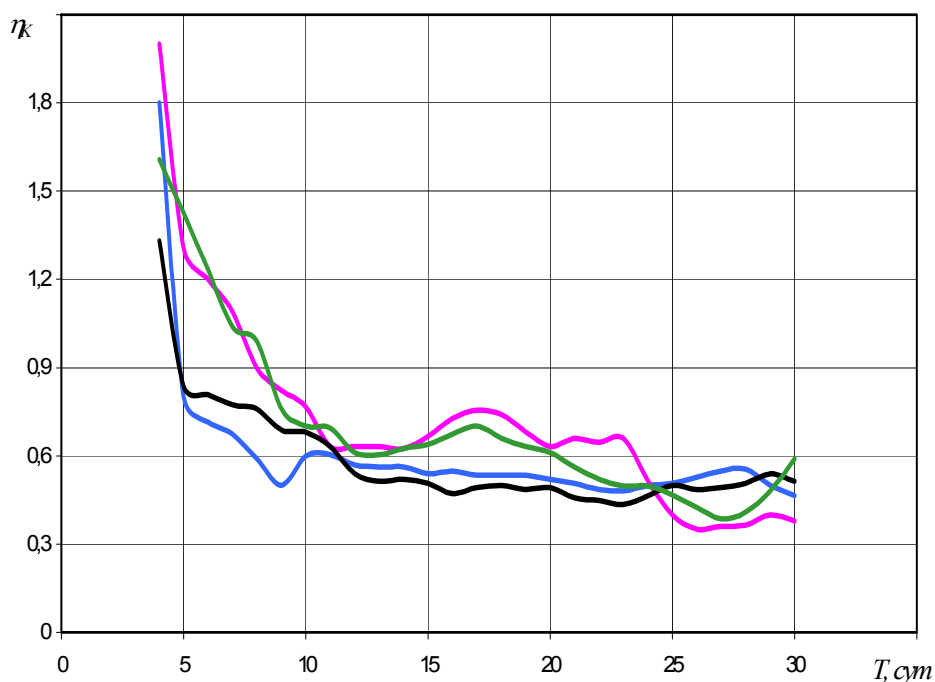


Рис. 2.10. Изменение во времени вариации коэффициента устойчивости (шахта «Алмазная» ГХК «Добропольеуголь»)

Вторая стадия формирования нагрузки на крепь выработки существенно отличается от первой продолжительностью и более низкой (в 3...4 раза) вариацией, постоянством дисперсии и математического ожидания коэффициента устойчивости. Нагрузка на этой стадии прикладывается более равномерно, что при возросшем уровне силового воздействия на крепь со стороны массива способствует, в целом, повышению устойчивости выработки.

Таблица 2.4

Результаты измерений во времени вариации коэффициента
устойчивости в 7-м северном откаточном штреке шахты “Алмазная”

ГХК «Добропольеуголь»

Сутки	4		5		8	
Номера рам	Левый	Правый	Левый	Правый	Левый	Правый
1	0.00	0.01	0.02	0.01	0.03	0.01
2	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
3	0.01	0.00	0.00	0.00	0.01	0.01
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.04
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.04
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.02
7	0.00	0.00	0.01	0.00	0.01	0.00
8	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03
9	0.01	0.00	0.02	0.00	0.04	0.00
10	0.00	0.00	0.01	0.00	0.01	0.00
11	0.00	0.00	0.01	0.01	0.01	0.01
<i>M</i>	0.0045	0.0036	0.0091	0.0045	0.0145	0.0155
<i>D</i>	0.000043	0.000041	0.000063	0.000043	0.000012	0.000021
σ	0.0066	0.0064	0.0079	0.0066	0.0108	0.0144
η	1,4422	1,7678	0,8718	1,4422	0,7395	0,9301
<i>A</i>	1,1361	1,5443	0,1630	1,1361	1,2134	0,6436
<i>E</i>	0,0858	1,0664	-1,3913	0,0086	0,5686	-0,9858
Сутки	11		13		15	
Номера рам	левый	правый	левый	Правый	левый	Правый
1	0.05	0.01	0.07	0.01	0.07	0.01
2	0.02	0.01	0.03	0.01	0.04	0.03
3	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.02
4	0.03	0.05	0.03	0.06	0.03	0.08
5	0.01	0.04	0.01	0.04	0.01	0.04
6	0.01	0.02	0.01	0.02	0.02	0.06
7	0.02	0.03	0.02	0.06	0.02	0.06
8	0.02	0.04	0.02	0.04	0.02	0.04
9	0.04	0.01	0.04	0.01	0.04	0.01
10	0.03	0.02	0.03	0.03	0.03	0.04
11	0.02	0.01	0.03	0.01	0.03	0.01
<i>m</i>	0,0236	0,0227	0,0273	0,0282	0,0291	0,0364
<i>D</i>	0,00015	0,00020	0,00027	0,00034	0,00026	0,00050
σ	0,0123	0,0142	0,0166	0,0189	0,0162	0,0223
η	0,5189	0,6248	0,6074	0,6564	0,5573	0,6124

<i>A</i>	0,7600	0,6549	1,2785	0,6118	1,1713	0,4119
<i>E</i>	-0,3379	-1,0654	1,3858	-1,0314	1,1003	-0,8656
Сутки	20		27		28	
Номера рам	левый	правый	левый	Правый	левый	правый
1	0.07	0.02	0.07	0.02	0.08	0.03
2	0.04	0.03	0.04	0.03	0.04	0.04
3	0.02	0.03	0.02	0.03	0.02	0.03
4	0.03	0.08	0.03	0.06	0.06	0.11
5	0.01	0.11	0.01	0.11	0.01	0.11
6	0.02	0.08	0.02	0.08	0.02	0.09
7	0.02	0.06	0.02	0.06	0.03	0.06
8	0.02	0.04	0.02	0.04	0.02	0.04
9	0.04	0.02	0.04	0.02	0.07	0.03
10	0.03	0.04	0.03	0.04	0.03	0.04
11	0.03	0.01	0.03	0.01	0.04	0.04
<i>m</i>	0,03	0,05	0,03	0,05	0,0382	0,0564
<i>D</i>	0,00024	0,00890	0,0024	0,00890	0,00047	0,00091
σ	0,0154	0,0299	0,0154	0,0299	0,0217	0,0302
η	0,5124	0,63198	0,5124	0,63198	0,5674	0,5364
<i>A</i>	1,3509	0,7349	1,3509	0,7349	1,6635	0,9021
<i>E</i>	1,5237	-0,6011	1,5237	-0,6011	-0,8228	-0,8707

Процесс нагружения на этой стадии является стационарным, он характерен для всего срока службы выработки.

Таблица 2.5

Результаты измерений во времени вариации коэффициента устойчивости в Северном коренном откаточном штреке шахты
“Алмазная” ГХК «Добропольеуголь»

Сутки	4		5		8	
Номера рам	левый	правый	левый	Правый	левый	правый
1	0.00	0.00	0.02	0.00	0.02	0.02
2	0.00	0.00	0.00	0.02	0.00	0.02
3	0.00	0.00	0.01	0.00	0.01	0.02
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.03	0.03
5	0.00	0.00	0.02	0.00	0.02	0.00
6	0.00	0.00	0.01	0.00	0.02	0.00
7	0.00	0.00	0.01	0.02	0.01	0.02
8	0.00	0.00	0.01	0.03	0.02	0.06

9	0.00	0.00	0.01	0.01	0.03	0.01
10	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01
11	0.03	0.00	0.03	0.00	0.03	0.01
<i>m</i>	0.0036	0.0091	0.0118	0.0082	0.0218	0.0182
<i>D</i>	0.000078	0.000083	0.000069	0.00011	0.00021	0.00025
σ	0.0088	0.0029	0.0083	0.0103	0.0147	0.0159
η	2,4238	2,1623	0,7050	1,2571	0,6719	0,8718
<i>A</i>	2,4096	2,8461	0,5923	0,8701	1,2423	1,3957
<i>E</i>	4,3253	6.10	-0,0323	-0,6235	0,7254	1,7667
Сутки	11		13		15	
Номера рам	левый	правый	левый	Правый	левый	правый
1	0.02	0.02	0.04	0.03	0.04	0.04
2	0.00	0.00	0.00	0.02	0.00	0.05
3	0.03	0.02	0.03	0.02	0.04	0.04
4	0.04	0.03	0.04	0.03	0.04	0.03
5	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.04
6	0.03	0.02	0.03	0.02	0.03	0.02
7	0.01	0.02	0.01	0.05	0.01	0.05
8	0.02	0.06	0.03	0.08	0.04	0.00
9	0.04	0.02	0.04	0.02	0.04	0.02
10	0.02	0.01	0.02	0.01	0.02	0.01
11	0.06	0.01	0.06	0.01	0.06	0.01
<i>m</i>	0,0264	0,0209	0,0291	0,0282	0,0309	0,0373
<i>D</i>	0,00024	0,00021	0,00024	0,00038	0,00026	0,00058
σ	0,0155	0,0144	0,0156	0,0195	0,0162	0,0242
η	0,5892	0,6902	0,5376	0,6904	0,5245	0,6481
<i>A</i>	0,4726	1,4744	0,0082	1,6638	-0,2751	1,2883
<i>E</i>	-0,0170	2,3685	0,2324	1,8715	-0,5222	1,4020
Сутки	20		22		28	
Номера рам	левый	правый	левый	Правый	левый	правый
1	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07
2	0.02	0.05	0.04	0.05	0.05	0.05
3	0.05	0.04	0.05	0.04	0.07	0.04
4	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06
5	0.02	0.04	0.02	0.14	0.02	0.04
6	0.03	0.02	0.03	0.02	-	-
7	0.02	0.07	0.02	0.07	-	-
8	0.06	0.02	-	-	-	-
9	0.06	0.03	0.09	0.04	0.11	0.06
10	0.02	0.01	0.02	0.01	-	-
11	0.06	0.01	0.06	0.01	-	-

m	0,0427	0,0473	0,0460	0,0410	0,0633	0,0533
D	0,00038	0,00095	0,00052	0,00045	0,00072	0,00012
σ	0,0196	0,0308	0,0229	0,0212	0,0269	0,0111
η	0,4583	0,6510	0,4976	0,5168	0,4243	0,4473
A	-0,0936	0,8747	0,3962	-0,1312	0,1584	0,0548
E	-1,7601	0,3489	-0,9624	-1,2178	-0,3465	-1,3886

2.6. Обоснование характера и закона распределения влияющих на устойчивость протяженной выработки параметров

В соответствии с принятой вероятностной моделью (рис.2.1), устойчивость выработки оценивается коэффициентом устойчивости, реализация которого по длине выработки образуют случайную функцию $K_y(S)$. Состояние выработки зависит от основных статистических характеристик этой функции, определяемых в соответствии с (2.1) преобразованием случайных функций $q_{ПР}(S)$ и $q(S)$. Эти преобразования сводятся к следующему: при известных характеристиках случайных функций $q_{ПР}(S)$ и $q(S)$ необходимо определить математическое ожидание, дисперсию и корреляционную функцию коэффициента устойчивости $K_y(S)$.

Оператор (2.1) является нелинейным и его необходимо линеаризировать. Для этого разложим функцию (2.1) в ряд Тейлора в окрестности математических ожиданий $m_{q_{ПР}}$ и m_q ограничимся членами разложения не выше первой степени

$$K_y(S) = \frac{m_{q_{ПР}}}{m_q} \left[1 + \frac{q_{ПР}(S)}{m_{q_{ПР}}} - \frac{q(S)}{m_q} \right].$$

В соответствии с [18] математическое ожидание m_K случайной функции $K_y(S)$ определяется формулой

$$m_K = \frac{m_{q_{ПР}}}{m_q}, \quad (2.10)$$

Дисперсия коэффициента устойчивости D_K может быть определена через дисперсии случайных функций $q_{ПР}(S)$ и $q(S)$ при $\tau = 0$:

$$D_K = \frac{1}{m^2 q_{ID}} \left[Dq_{ID} + \frac{m^2 q_{ID}}{m^2 q} Dq \right].$$

Таким образом, основные характеристики случайной функции $K_y(S)$ определены.

Рассмотрим подробнее обоснование характера распределения вероятностного коэффициента устойчивости протяженной выработки, изложенные в работе [34].

В соответствии с вероятностной моделью (рис. 2.1), из самого содержания коэффициента устойчивости K_y следует, что предельное состояние крепи наступит, если нагрузка $q(S)$ станет равной несущей способности крепи $q_{ПР}(S)$, то есть $K_y = 1$. Однако достижение крепью предельного состояния в наиболее опасном сечении в общем случае еще не означает потерю устойчивости всей выработки. Потеря устойчивости всей выработки наступит лишь при несоответствии сечения выработки ее эксплуатационным требованиям в случае, когда $K_y = K_{ПР}$.

Предельный коэффициент запаса устойчивости $K_{ПР}$ является детерминированной величиной и представляет собой параметр, определяющий границу, у которой совершается переход сложной взаимодействующей системы “крепь-порода” в неустойчивое состояние [37, 38]. Значение $K_{ПР} = 1$ можно принимать как детерминированную величину в первом приближении с определенным запасом прочности. Крепь не теряет устойчивости, если $K_y > 1$, в противоположном случае при $K_y < 1$ происходит потеря устойчивости выработки. В реальных условиях могут быть случаи, когда K_y будет меньше единицы, так как, например, возникновение пластических деформаций в крепи еще не означает полной потери устойчивости выработки в рассматриваемом сечении. Как будет показа-

но далее величина $K_{ПР}$ для конкретных условий и определенного типа крепи может быть определена из натурных исследований. Тенденция такова, что чем выше капитальность подземного сооружения, тем больше может быть величина $K_{ПР}$. По сути дела величина K_y является коэффициентом запаса прочности. Из практики поддержания подземных горных выработок угольных шахт Западного и Центрального Донбасса величина $K_{ПР}$ может, в первом приближении, быть принята в соответствии с табл. 2.6.

Таблица 2.6.

Величина $K_{ПР}$ для выработок угольных шахт

Назначение выработки	Предельное значение коэффициента запаса устойчивости $K_{ПР}$
Выработки околоствольного двора	1,5
Капитальные квершлагги, бремсберги, уклоны	1,3
Подготовительные выработки, используемые повторно	1,1
Подготовительные выработки, не используемые повторно	0,9

Рассмотренные неравенства относительно K_y должны пониматься в вероятностном смысле, в связи с вероятностным характером случайных величин $q(S)$ и $q_{ПР}(S)$.

Вероятность того, что значение случайной величины K_y будет выше $K_{ПР}$ при известной плотности вероятностей $f(K_y/S_i)$ может определяться по формуле

$$\omega = p(K_y > K_{ПР}) = \int_{K_{ПР}}^{\infty} f\left(\frac{K_y}{S_i}\right) dK_y, \quad (2.11)$$

в которой значение $p(K_y > K_{ПР})$ представляет собой вероятностный показатель устойчивости ω [38] - вероятность "сохранения" устойчивости выработки.

Вероятность противоположного события

$$p(K_y < K_{\text{ПП}}) = \int_{-\infty}^{K_{\text{ПП}}} f\left(\frac{K_y}{S_i}\right) dK_y, \quad (2.12)$$

имеет смысл вероятности “потери” устойчивости. Сложность вычисления вероятностного показателя устойчивости зависит от сложности функции плотности распределения $f(K_y)$, стоящей под интегралом в формулах (1) и (2) и характеризующей плотность распределения отношения двух случайных величин $q(S)$ и $q_{\text{нр}}(S)$ со своими плотностями $f(q_{\text{нр}}/S_i)$ и $f(q/S_i)$ соответственно. Статистическая обработка результатов натуральных измерений коэффициента устойчивости протяженных выработок угольных шахт, закрепленных металлической крепью, выполненная в работе [1] Шашенко А.Н., Сургаем Н.С., Парчевским Л.Я. показала, что статистическая совокупность его значений в первом приближении имеет закон распределения, близкий к нормальному, с плотностью распределения

$$f\left(\frac{K_y}{S_i}\right) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{(K_y - m_k)^2}{2S^2}\right), \quad (2.13)$$

где m_k - среднее значение коэффициента устойчивости; S - его стандартное отклонение.

После подстановки плотности распределения (2.13) в уравнение (2.11), для вероятностного показателя устойчивости имеем

$$\omega = p(K_y > K_{\text{ПП}}) = 1 - \Phi\left(\frac{K_{\text{ПП}} - m_k}{S}\right), \quad (2.14)$$

где $\Phi(x)$ - интеграл вероятностей.

$$\Phi(x) = \frac{1}{2\pi} \int_{-\infty}^x e^{-\frac{t^2}{2}} dt.$$

Для практических целей часто представляет интерес отношение среднего значения коэффициента устойчивости m_k к его предельному значению $K_{\text{ПР}}$, при котором обеспечивается устойчивость выработки с заданным показателем ω

$$\frac{m_k}{K_{\text{ПР}}} = \frac{1}{1 + \eta_K \arg \Phi(1 - \omega)}, \quad (2.15)$$

где $\arg \Phi(x)$ - функция, обратная нормальному интегралу вероятностей;

$\eta_K = \frac{S}{m_k}$ - показатель относительной вариации коэффициента устойчивости.

Из формулы (2.14) можно, также, определить предельное значение коэффициента устойчивости

$$K_{\text{ПР}} = m_k + S \arg \Phi(1 - \omega), \quad (2.16)$$

Вероятностный показатель устойчивости в натуральных условиях может быть определен, например, как отношение суммарной длины разрушенных участков к общей длине выработки, или же как отношение числа рам, вышедших из строя, к общему их количеству.

Стандарт отклонения S коэффициента устойчивости K_y характеризует степень неупорядоченности системы “крепь-порода” и представляется следующим образом:

$$S = \frac{K_{\text{ПР}} - m_k}{\arg \Phi(1 - \omega)}, \quad (2.17)$$

Значение η_K , как показано в работе [34], корреляционно связано с коэффициентом крепости пересекаемых выработкой пород и способом проходки.

Полученные зависимости используются для вероятностного анализа устойчивости одиночных протяженных выработок. Применение функций (2.12), (2.13), (2.15), (2.16) и (2.17) связано, в первую очередь, со следующим:

- установлением границ применимости по коэффициенту вариации нормального распределения $\Phi\left(\frac{K_y - m_k}{S}\right)$ для описания такой существенно положительной (неотрицательной) случайной величины, как коэффициент устойчивости;

- выбором такой подходящей интегральной функции распределения для коэффициента устойчивости K_y , чтобы для нее в явном и простом виде существовала обратная функция $\arg\Phi(\omega)$;

- установлением области допустимых значений для коэффициентов вариации случайных величин таких, чтобы распределение отношения $q_{np}(S)/q(S)$ могло быть с достаточной для практических целей полностью аппроксимировано нормальным законом распределения с плотностью (2.12);

- выбором такого аппроксимирующего распределения для отношения случайных величин $q_{np}(S)/q(S)$, чтобы можно было установить области допустимых значений для коэффициентов вариации случайных величин, применимых во многих практических случаях.

Однако, коэффициент устойчивости K_y представляет собой величину, изменяющуюся в пределах от 0 до ∞ . Область же изменения нормально распределенной случайной величины находится в пределах от $-\infty$ до $+\infty$. Поэтому необходимо установить пределы применимости нормального закона для представления коэффициента устойчивости с заданной вероятностью, которой можно пренебрегать в практических расчетах.

Если отрицательными значениями $K_y(p)$, имеющими вероятность появления P , пренебречь, то для того, чтобы случайная величина K_y была неотрицательной, получаем условие

$$m_k + \arg\Phi(p) \geq 0 \quad ,$$

где $\arg\Phi(p)$ - функция, обратная интегралу вероятностей $\Phi(\omega)$. Для коэффициента вариации отсюда имеем неравенство

$$\eta_K \leq \frac{1}{\arg\Phi(P)}. \quad (2.18)$$

Таким образом, нормальное распределение может представлять неотрицательные случайные величины с коэффициентом вариации, зависящим от необходимой точности p представления эмпирического распределения в области минимальных значений. В табл. 2.7 даны значения вероятности p , соответствующие значениям меньшим или равным допустимому коэффициенту вариации η_K .

Таблица 2.7.

Значения вероятности p , соответствующие значениям меньшим или равным допустимому коэффициенту вариации η_K .

p	0,001	0,01	0,02	0,05	0,10	0,15	0,20
η_K	0,33	0,43	0,47	0,62	0,77	1,00	1,20

Из табл. 2.7 следует, что если пренебречь значениями вероятности появления отрицательных значений порядка 0,001, то нормальным законом можно представлять коэффициент устойчивости с величиной показателя вариации η_K не большим 33% (при вероятности 0,01 значение $\eta_K \leq 43\%$ и так далее).

Кроме того, нормальный закон имеет только два параметра: m - параметр расположения и σ - параметр масштаба; и не имеет параметра формы. На графике Пирсона для выбора кривых распределения в зависимости от квадрата нормированного показателя эксцесса β_2 [51], нормальное распределение представлено точкой с координатами (0;3), которая находится вблизи кривых в координатах $(\beta_1; \beta_2)$, представляющих распределения: Вейбулла, логнормальное

и гамма-распределение [52] (рис. 2.11), которые в отличие от нормального закона, имеют параметр формы распределения. Следовательно закон нормального распределения имеет ограниченную область применения в качестве представления распределения коэффициента устойчивости и может быть использован лишь для начального приближенного представления при коэффициентах вариации $\eta_K \leq 33\%$ и асимметрии β_1 , находящихся в интервале $(-0,25 ; 0,25)$ и коэффициентах эксцесса $(2,5 \leq \beta_2 \leq 3,5)$.

Нормальный закон не соответствует диапазону разброса коэффициента устойчивости K_y , так как случайная величина, имеющая нормальное распределение, не ограничена с обеих сторон, в то время как K_y - величина неотрицательная, изменяющаяся в пределах от 0 до $+\infty$.

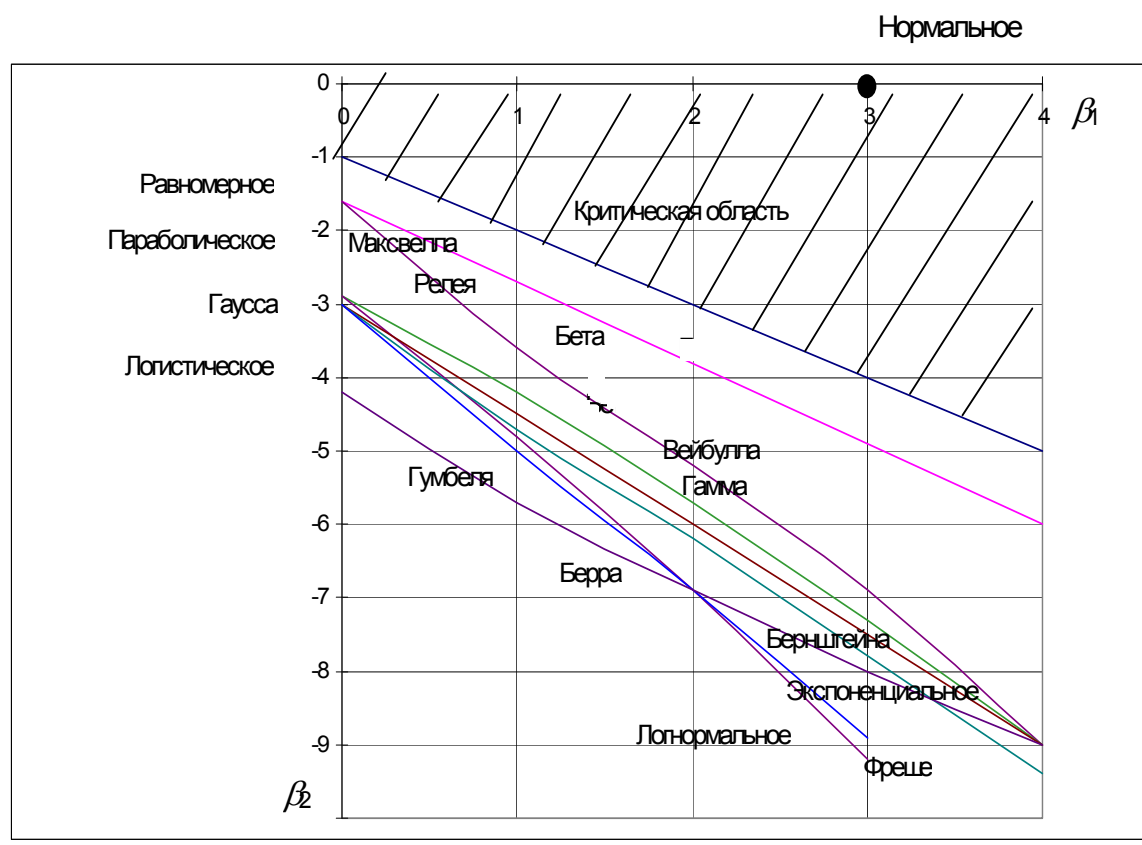


Рис. 2.11. График Пирсона для различных распределений случайных величин

Рассмотрим наиболее близкое к нормальному распределению и более адекватное применительно к устойчивости выработки распределение Вейбулла.

Этому распределению в механике соответствует интенсивность отказов (в нашем случае интенсивность потери крепью выработки устойчивости)

$$h(w) = \frac{\eta}{\sigma} \left(\frac{K_y}{\sigma} \right)^{\eta-1}$$

с плотностью

$$f(K_y; \eta, \sigma) = \begin{cases} \frac{\eta}{\sigma} \left(\frac{K_y}{\sigma} \right)^{\eta-1} \exp \left[- \left(\frac{K_y}{\sigma} \right)^\eta \right], & K_y \geq 0, \sigma > 0, \eta > 0 \\ 0 - \text{в остальных случаях,} \end{cases} \quad (2.19)$$

где σ - параметр масштаба; η - параметр формы.

Интенсивность отказов и плотность распределения Вейбулла принимают самые разнообразные формы, что можно видеть из графиков на рис. 2.12 и 2.13, построенных для различных значений η .

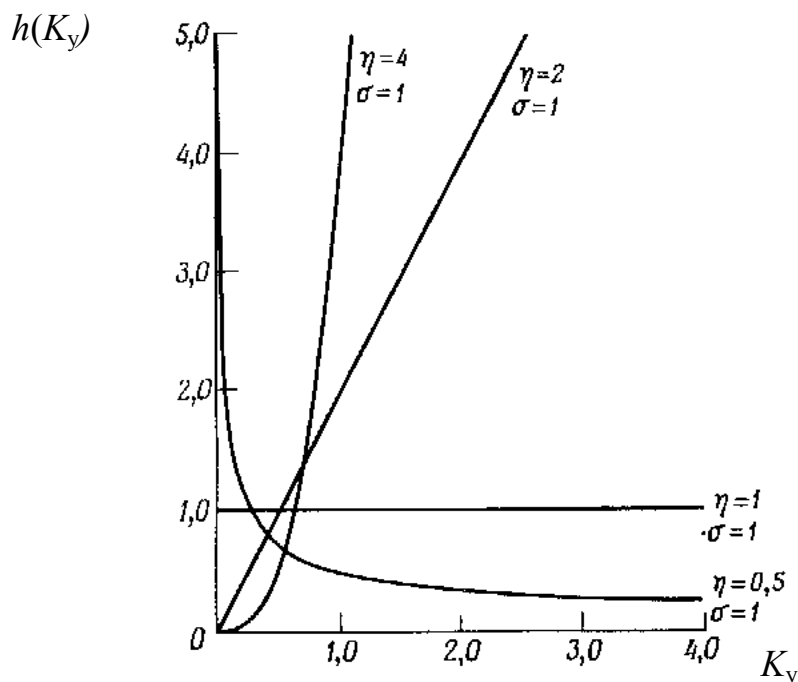


Рис.2.12 Интенсивности отказов для распределений Вейбулла с $\sigma = 1$ и различными значениями η

В частности, при $\eta > 1$ распределение Вейбулла является одновершинным и интенсивность отказов возрастает с течением времени. При $\eta < 1$ рас-

пределение Вейбулла имеет вид кривой убывающей функции и с течением времени интенсивность отказов уменьшается. При $\eta = 1$ интенсивность отказов постоянна и распределение Вейбулла совпадает с экспоненциальным. В данном случае параметр масштаба σ равен обратному значению параметра λ экспоненциального распределения.

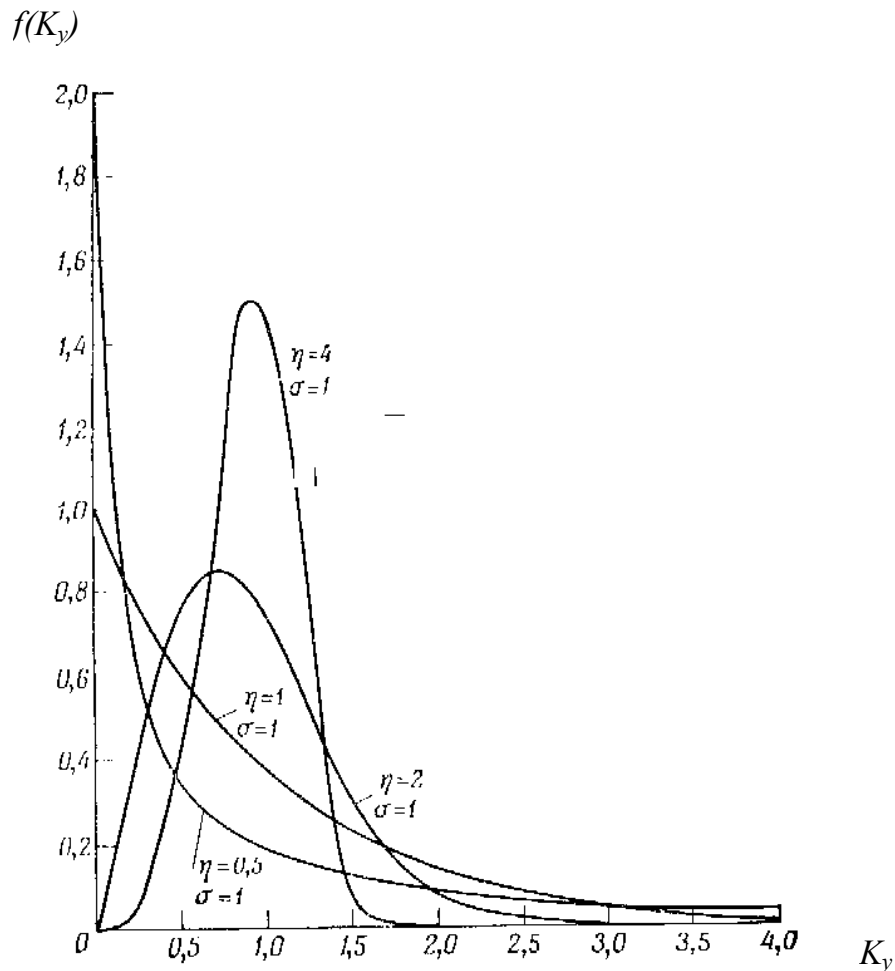


Рис. 2.13. Распределение Вейбулла для $\sigma = 1$ и различных значений η

Интегральная функция для (2.19) имеет простой аналитический вид

$$F(\omega; \eta, \sigma) = \int_0^{\omega} \frac{\eta}{\sigma} \left(\frac{\omega}{\sigma}\right)^{\eta-1} \exp\left[-\left(\frac{\omega}{\sigma}\right)^{\eta}\right] d\omega = 1 - \exp\left[-\left(\frac{\omega}{\sigma}\right)^{\eta}\right], \quad t \geq 0. \quad (2.20)$$

Подстановка плотности распределения Вейбулла (2.19) в формулу (2.10) позволяет элементарно проинтегрировать это выражение и получить простое аналитическое представление для вероятностного показателя устойчивости

$$\omega = P(Ky > K_{\text{ПР}}) = \exp\left[-\left(\frac{K_{\text{ПР}}}{\sigma}\right)^\eta\right]. \quad (2.21)$$

Формула в явном виде для предельного значения коэффициента устойчивости $K_{\text{ПР}}$, аналогичная зависимости (2.16), полученной для нормального распределения имеет вид:

$$K_{\text{ПР}} = \sigma \left[\ln \frac{1}{\omega} \right]^{\frac{1}{\eta}}. \quad (2.22)$$

В вычислительном отношении полученная зависимость выгодно отличается от формулы (2.16), поскольку не требует использования специальных таблиц. Параметр формы η распределения (2.20) непосредственно связан с асимметрией распределения $A = \sqrt{\beta_1}$ и коэффициентом эксцесса β_2 и является, таким образом, показателем скошенности и островершинности распределения.

Еще одной особенностью распределения Вейбулла является то, что оно с достаточной для практических целей точностью может аппроксимировать нормальное распределение. Так, при значениях асимметрии $A = 0$, величина $\eta = 3,6$, при этом коэффициент эксцесса $\beta_2 = 2,77$ (в то время, как у нормального распределения $A = 0$, $\beta_2 = 3$).

Таким образом, распределение Вейбулла в виде

$$F(\omega) = 1 - \exp\left[-\left(\frac{\omega}{\sigma}\right)^{3,6}\right], \quad (2.23)$$

является достаточным приближением для нормального закона распределения вероятностей [52].

В целом, распределение Вейбулла является хорошим приближением для многих законов распределения и может описывать широкий спектр эмпирических распределений (а в нашем случае – вероятностный показатель коэффициента устойчивости) с коэффициентами вариации от 0 до 100%. Оно имеет по асимметрии A интервал изменения $(-1,25; 2,00)$, а по коэффициенту эксцесса β_2 $(3 ; 9)$. На рассмотренной диаграмме Пирсона (рис.2.11) распределение Вейбулла представляется в координатах $(\beta_1 ; \beta_2)$ кривой, в пределах которой оно является гибкой и физически обоснованной моделью для описания изменчивости существенно положительных случайных величин типа коэффициента устойчивости подземных сооружений. Кроме того, это распределение находится с точностью до четырех статистических моментов близко к таким известным распределениям, как логнормальное, гамма и Берштейна [53-55].

Для практических целей представляет интерес среднее значение коэффициента устойчивости m_K , при котором обеспечивается устойчивость выработки с заданным показателем ω , т.е.

Среднее значение m_K связано с параметром σ зависимостью

$$m_{\epsilon} = \sigma \Gamma\left(1 + \frac{1}{\eta}\right), \quad (2.24)$$

где $\Gamma(x)$ - гамма функция [56].

После подстановки $\eta = 3,6$ в (2.24) получаем $\sigma \approx m_K / 0,9$. Для произвольных значений параметра формы η оценки параметров η и σ могут быть проведены с помощью таблиц, на основании данных о среднем значении m_K и стандартном отклонении S коэффициента устойчивости.

Оценка параметров η и σ осуществляется из системы двух нелинейных уравнений, содержащих гамма-функцию:

$$\begin{cases} \sigma \Gamma\left(1 + \frac{1}{\eta}\right) = m_{\varepsilon} \\ \left[\Gamma\left(1 + \frac{2}{\eta}\right) - \Gamma^2\left(1 + \frac{1}{\eta}\right) \right]^{\frac{1}{2}} \sigma = S \end{cases}$$

Разделив второе уравнение системы на первое, мы получаем одно уравнение относительно параметра η :

$$\frac{\left[\Gamma\left(1 + \frac{2}{\eta}\right) - \Gamma^2\left(1 + \frac{1}{\eta}\right) \right]^{\frac{1}{2}}}{\Gamma\left(1 + \frac{1}{\eta}\right)} = \frac{S}{m_{\varepsilon}} = \eta_K,$$

в котором стоящая справа статистическая характеристика S/m_{ε} представляет собой обычный коэффициент вариации η_K . Решив это уравнение относительно η одним из приближенных методов (например, методом половинного деления), представляется возможным построить табл. 2.8 со входом по коэффициенту вариации η_K .

Во второй графе (см. табл. 2.8) даны значения η , а в третьей - значения функции $B(\eta)$, которые служат для определения масштаба σ с помощью формулы

$$\sigma = S * B(\eta).$$

Более обширные и подробные таблицы представлены в работе [57].

На основании приведенной таблицы можно построить зависимость между вариацией коэффициента устойчивости η_K и параметром формы распределения Вейбулла η , (рис. 2.14).

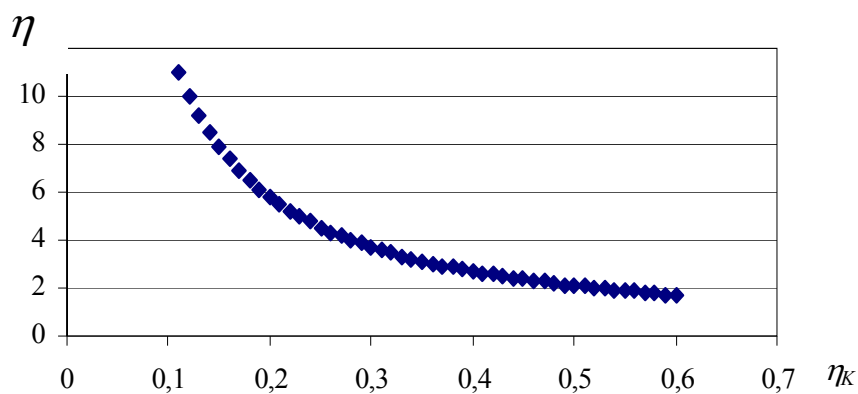


Рис. 2.14. Зависимость параметра формы распределения Вейбулла η от вариации коэффициента устойчивости η_k

Таблица 2.8.

Данные для оценки параметров распределения Вейбулла

Коэффициент вариации η_k	Параметр формы η	Функция $B(\eta)$	Коэффициент вариации η_k	Параметр формы η	Функция $B(\eta)$
0,11	10,993	9,519	0,36	3,032	3,109
0,12	10,027	8,758	0,37	2,941	3,029
0,13	9,211	8,115	0,38	2,854	2,953
0,14	8,512	7,562	0,39	2,773	2,881
0,15	7,901	7,083	0,40	2,696	2,811
0,16	7,378	6,663	0,41	2,622	2,745
0,17	6,912	6,292	0,42	2,553	2,682
0,18	6,499	5,962	0,43	2,486	2,621
0,19	6,129	5,667	0,44	2,423	2,563
0,20	5,797	5,399	0,45	2,363	2,507
0,21	5,498	5,158	0,46	2,306	2,454
0,22	5,225	4,938	0,47	2,251	2,402
0,23	4,977	4,737	0,48	2,199	2,352
0,24	4,751	4,551	0,49	2,149	2,304

0,25	4,542	4,381	0,50	2,101	2,258
0,26	4,350	4,223	0,51	2,055	2,213
0,27	4,173	4,076	0,52	2,012	2,170
0,28	4,009	3,940	0,53	1,969	2,128
0,29	3,856	3,812	0,54	1,929	2,088
0,30	3,714	3,693	0,55	1,890	2,049
0,31	3,581	3,581	0,56	1,853	2,001
0,32	3,457	3,475	0,57	1,817	1,974
0,33	3,341	3,376	0,58	1,782	1,938
0,34	3,231	3,282	0,59	1,749	1,903
0,35	3,129	3,193	0,60	1,717	1,869

Как было доказано в [2.4], вариацию кривизны (показаний индикатора кривизномера) можно принимать равной вариации коэффициента устойчивости выработки η_K . Следовательно на основании набранной статистики по кривизне исходя из приведенной таблицы имеется возможность определить параметр формы η . Из (2.22) выразим параметр масштаба σ .

$$\sigma = \frac{k_{ID}}{\left[\ln \frac{1}{\omega} \right]^{\frac{1}{\eta}}}$$

Выше представленное выражение подставляя в (2.24), получим выражение для математического ожидания коэффициента устойчивости m_K , при котором обеспечивается устойчивость выработки с заданным показателем ω , аналогичное выражению (2.15) для нормального закона распределения [34]:

$$m_K = \frac{k_{IP}}{\left[\ln \frac{1}{\omega} \right]^{\frac{1}{\eta}}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{\eta} \right), \quad (2.25)$$

или, учитывая тот факт, что величина $K_{ПР}$ является детерминированной

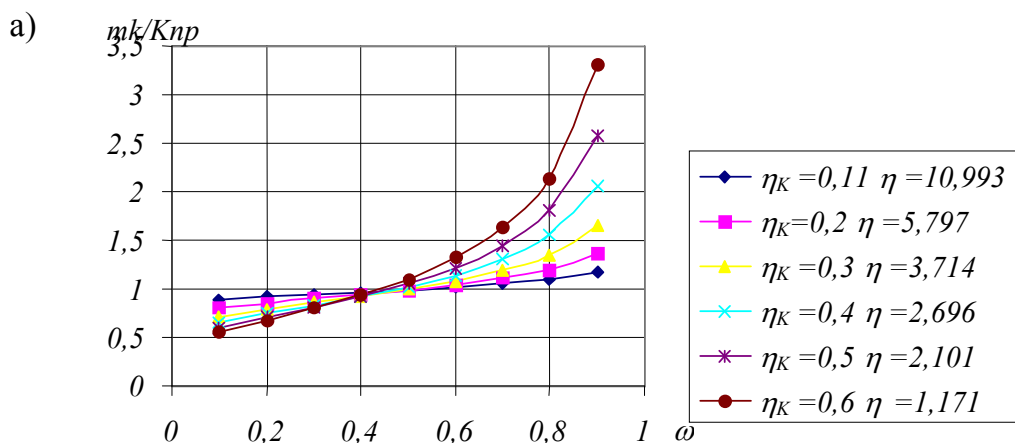
$$\frac{m_K}{k_{ПР}} = \frac{\Gamma\left(1 + \frac{1}{\eta}\right)}{\left[\ln \frac{1}{\omega}\right]^{\frac{1}{\eta}}}, \quad (2.26)$$

Графически формула (2.26) приведена на рис.2.15, а, формула (2.15) - на рис.2.15,б.

Основными являются формулы (2.26) и (2.15). В них отражена зависимость

$$\frac{m_K}{K_{ПР}} = f(\omega, \eta_K),$$

Вероятностный показатель устойчивости ω позволяет, прежде всего, оценить состояние выработки. В натуральных условиях он может быть определен, как отношение числа рам, вышедших из строя, к общему их количеству в выработке или, в случае крепи панельного типа, как отношение суммарной длины разрушенных участков к общей длине выработки.



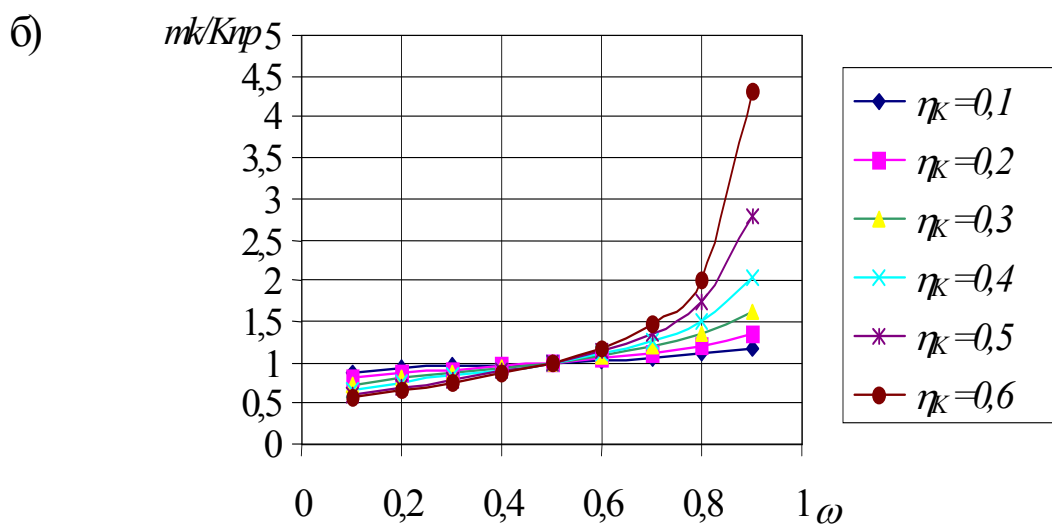


Рис. 2.15. Зависимость отношения среднего значения коэффициента устойчивости m_k к его предельному значению K_{np} от вероятностного показателя устойчивости ω : а – с использованием распределения Вейбулла; б – с использованием нормального закона распределения

Из (2.26) следует, что предельное значение коэффициента устойчивости является комплексной характеристикой конкретной выработки, отражающей средний уровень нагружения крепи и ее несущую способность m_k , горно-геологические условия и способ проведения (определяемые параметром формы распределения η), а также соответствие ее состояния требованиям Правил безопасности.

Установление оптимального значения этой величины для различных угольных регионов представляет собой непростую и трудоемкую задачу, цель которой состоит в обосновании объективного значения запаса прочности проектируемой крепи. Она может быть решена на основе массового обследования выработок по методике, основу которой составят зависимости, полученные выше.

Используем полученные выше зависимости для количественного анализа устойчивости одиночных протяженных выработок.

2.7. Количественный анализ устойчивости одиночных протяженных выработок

Наблюдения за формированием нагрузки на крепь горных выработок (рис. 2.10) показывают, что условия их поддержания являются более сложными на первой стадии, когда очень высок уровень неравномерности нагружения отдельных рам. На второй стадии, когда нагрузки в целом больше, чем на первой, выработка более устойчива вследствие улучшения условий контактирования крепи с боковыми породами. Наиболее опасным является переходный момент из первой стадии во вторую, когда нагрузка на крепь достигает устойчивого максимума при высокой степени неравномерности. В этот момент выработка должна находиться в таком состоянии, при котором предельный показатель устойчивости близок к единице. Степень отличия показателя устойчивости от единицы оценивается уровнем значимости, который представляет собой такую достаточно малую вероятность, при которой нарушение устойчивости выработки в конкретных условиях можно считать несущественным. Практически уровень значимости для такого рода объектов можно принять равным 0,05. Тогда устойчивость выработки оценивается показателем устойчивости, равным 0,95, при котором ремонтные работы можно не планировать.

Для сопоставления результатов выполним расчет устойчивости выработки по исходным данным работы [34], в которой то же производилось в соответствии с нормальным законом распределения по результатам измерений нагрузки на отдельные рамы крепи [58] (выработка проведена буровзрывным способом в породах с коэффициентом крепости $f = 4$). Обработка этих данных, как реализация стандартной случайной функции, показала, что они имеют следующие вероятностные характеристики: $m_q = 165$ кН, $\sigma_q^2 = 7023$ кН².

Исходя из значений m_q и σ_q^2 вариация

$$\eta_k \approx \eta_q = \frac{\sqrt{\sigma_q^2}}{m_q} = \frac{\sqrt{7023}}{165} = 0,508.$$

В соответствии с табл. 2.8 и рис. 2.14, данному значению вариации η_K соответствует значение параметра формы распределения $\eta = 2,101$.

На основе изложенного выше, примем с некоторым запасом значение предельного коэффициента устойчивости $K_{ПР}$ равным единице и вероятность устойчивого состояния выработки равную 0,95. Определим для этого случая требуемый коэффициент устойчивости при полученном параметре формы распределения

$$m_K = \frac{K_{ПР}}{\left[\ln \frac{1}{\omega} \right]^{\frac{1}{\eta}}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{\eta} \right) = \frac{1}{\left[\ln \frac{1}{0,95} \right]^{\frac{1}{2,101}}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{2,101} \right) = 3,64.$$

Коэффициент устойчивости m_K , определенный по формуле (2.25), более чем в три раза превышает предельный уровень. Тот же коэффициент, найденный в [34] по нормальному закону распределения $m_K = 2,99$.

Рассуждения, приведенные выше, основывались на том, что устойчивость выработки будет обеспечена на втором этапе формирования нагрузок. При этом полагалось, что на первом этапе разрушений крепи не было. В действительности же, в начале формирования нагрузки на крепь, когда очень высок уровень неравномерности нагрузок, некоторая часть выработки выходит из строя (обычно около 15%). После ремонта этих участков выработка остается устойчивой длительное время. Следовательно, показатель устойчивости на первом этапе формирования нагрузок равен 0,85. Тогда в рассматриваемом случае среднее значение коэффициента устойчивости составит

$$m_K = \frac{k_{ПР}}{\left[\ln \frac{1}{\omega} \right]^{\frac{1}{\eta}}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{\eta} \right) = \frac{1}{\left[\ln \frac{1}{0,85} \right]^{\frac{1}{2,101}}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{2,101} \right) = 2,1,$$

тогда как в [34] оно равняется 1,21.

Увеличение в нашем варианте расчетной несущей способности крепи относительно действующей средней нагрузки для обеспечения гарантированной устойчивости выработки свидетельствует о более адекватном соответствии закона распределения Вейбулла натурным тяжелым условиям эксплуатации рассматриваемой выработки.

Полученные выражения для количественной оценки устойчивости позволяют для конкретных условий проектировать выработки с заданным уровнем устойчивости и, следовательно, планировать объем ремонтных работ.

Таким образом, для обеспечения безремонтного поддержания выработки на всех этапах формирования нагрузки необходимо либо проектировать дорогие, мощные крепи, что является экономически невыгодным, либо при ее проведении или уже в процессе эксплуатации предусматривать мероприятия по улучшению контурных условий: инъектирование породного массива, установку анкеров, нанесение изолирующих пленочных покрытий и т.д. В этой связи, видимо, не следует ориентироваться на полную устойчивость выработки и заранее, на стадии проектирования, планировать некоторый объем ремонтных работ (ω_0), величина которого должна устанавливаться на основе решения соответствующей экономической задачи.

2.8. Методика определения параметров металлических арочных крепей по результатам обработки статистических данных экспериментальных наблюдений

Как известно, наиболее объективная оценка величины нагрузки на крепь выработки может быть получена путем инструментальных измерений в натуральных условиях ее проведения и эксплуатации.

Для получения хорошей корреляционной связи измеряемой нагрузки на крепь с воздействующими параметрами горного массива, на основе которой можно было бы проектировать выработки с более высокой надежностью при-

меним зависимости, полученные выше на основе рассмотрения стохастической модели выработки.

Выражения (2.10) и (2.25) позволяют определить среднюю величину коэффициента устойчивости применительно к выработке, эксплуатируемой в конкретно горно-геологических условиях. Приравнявая и решая получившееся уравнение относительно m_q , получим

$$m_q = R_T W N \left\{ R_0^2 [f(\lambda_0, K_P, \varphi_{\max})] \right\}^{-1} \frac{1}{\left[\ln \frac{1}{1 - \omega_0} \right]^{\frac{1}{\eta}}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{\eta} \right), \quad (2.27)$$

Среднее значение несущей способности крепи, считая, что $K_{ПП} = 1$, определено по формуле [34]:

$$m_{q_{ПП}} = \frac{R_T W}{R_0^2 f(\lambda_0, K_P, \Theta, \varphi_{\max})}. \quad (2.28)$$

Таким образом, для определения средней величины нагрузки на крепь выработки, общая устойчивость которой оценена показателем ω , получим формулу

$$m_q = R_T W N \left\{ R_0^2 [f(\lambda_0, K_P, \varphi_{\max})] \right\}^{-1} \frac{1}{\left[\ln \frac{1}{\omega_0} \right]^{\frac{1}{\eta}}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{\eta} \right), \quad (2.29)$$

где N - число рам, приходящееся на 1 м длины выработки.

Коэффициент $f(\lambda_0, K_P, \varphi_{\max})$ зависит от конструкции крепи и может быть определен по справочнику [58].

Предлагаемый способ статистических оценок на основе распределения Вейбулла позволяет адекватно исследовать закономерности формирования горного давления вокруг эксплуатируемой подготовительной выработки в зависимости от конкретных определяющих горно-геологических условий.

Произведем по приведенному выше алгоритму в сравнение с изложенной в [34] методикой, основанной на зависимостях для нормального закона распределения случайных величин, расчет параметров нагружения и крепления главного откаточного штрека шахты № 10 «Великомостовская» ГХК «Укрзападуголь».

Исходные данные принимаем те же: $R_T = 300$ МПа, $W = 100,2$ см³, $R_0 = 1,5$ м, $K_P = 0,33$, $\lambda_0 = 0,5$, $\eta_K = 0,5$, $\omega = 0,85$, $N = 1,43$, выработка крепится арками из спецпрофиля СВП-27. Коэффициент $f(\lambda_0, K_P, \phi_{max})$, как и в [34] определяем в соответствии с [58], принимая в расчет его абсолютное значение $f(\lambda_0, K_P, \phi_{max}) = 0,16$.

Подставляя исходные данные в (2.28), получим

$$m_q = R_T W N \left\{ R_0^2 \left[f(\lambda_0, K_P, \phi_{max}) \right] \right\}^{-1} \frac{1}{\frac{1}{\left[\ln \frac{1}{\omega_0} \right]^{\frac{1}{\eta}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{\eta} \right)}} =$$

$$= 300 * 1 * 10^{-4} * 1,43 * \left\{ 1,5^2 * 0,16 \right\}^{-1} \frac{1}{\left[\ln \frac{1}{0,85} \right]^{\frac{1}{2,101}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{2,101} \right)} = 56,6 \text{ КПа}$$

Определяем требуемую несущую способность крепи выработки с проектным вероятностным показателем устойчивости $\omega = 0,95$, что соответствует ее практически безремонтному поддержанию. По формуле (2.24) находим

$$m_K = \frac{k_{ПП}}{\left[\ln \frac{1}{\omega}\right]^{\frac{1}{\eta}}} \Gamma\left(1 + \frac{1}{\eta}\right) = \frac{1}{\left[\ln \frac{1}{0,95}\right]^{\frac{1}{2,101}}} \Gamma\left(1 + \frac{1}{2,101}\right) = 3,64.$$

Тогда исходя из того, что среднее значение коэффициента устойчивости выработки определяется отношением среднего значения предельной к среднему значению действующей нагрузок (2.1), получим

$$m_{q_{ПП}} = m_q * m_K = 56,6 * 3,64 = 206 \text{ кПа}$$

Необходимый момент сопротивления сечения при арочной форме выработки равен

$$W_{TP} = \frac{m_{q_{ПП}} R_0^2 f(\lambda_0, K_P, \varphi_{\max})}{R_T} = \frac{206 * 1,5^2 * 0,16}{300} = 2,47 * 10^{-4}, \text{ м}^3$$

и соответственно необходимое число арок на 1 м выработки:

$$N = \frac{W_{TP}}{W} = \frac{2,47 * 10^{-4}}{1 * 10^{-4}} \approx 2,5 \text{ арки}$$

Таким образом, определяя, статистические характеристики коэффициента устойчивости протяженной выработки произведено: моделирование характера изменения изгибающих моментов арки металлической податливой крепи из спецпрофиля СВП; сравнение результатов лабораторных исследований с данными аналитической обработки экспериментальных замеров изменения кривизны металлических арок податливой крепи по мере их нагружения в зонах влияния очистных работ в 17 протяженных подготовительных выработках угольных шахт ГХК «Добропольеуголь» позволило установить, что вариации изменения кривизны арок крепи выработки и максимальных изгибающих мо-

ментов, получаемые из обработки экспериментальных данных, равны вариации коэффициента ее устойчивости.

На этой основе разработана достаточно простая методика определения на стадии проектирования выработки статистических характеристик ее коэффициента устойчивости в зависимости от крепости пересекаемых пород и способа проведения. Разработанная методика позволяет на основе статистических данных определять средние значения нагрузок на крепь в конкретных горно-геологических условиях и на этой основе устанавливать необходимые параметры крепи, обеспечивающей достаточную устойчивость выработок в зависимости от их назначения.

Г Л А В А 3.

ОПТИМАЛЬНОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК С УЧЕТОМ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ

3.1. Оптимальное проектирование протяженных выработок, расположенных в неоднородном породном массиве

Проектирование горных выработок, состоящее в установлении формы поперечного сечения, размеров, выборе крепи соответствующей несущей способности и оснастки, основывается на данных геологических изысканий, объем которых, как правило, всегда ограничен. Несовершенство расчетных методов и недостаток исходных данных компенсируется введением в расчеты различного рода поправочных коэффициентов. Считается, что спроектированная таким образом выработка обеспечит безремонтное ее поддержание. Однако, породная среда, даже состоящая из одной литологической разности, существенно неоднородна в пространстве, неравномерно обводнена, содержит системы трещин, слабые контакты и прочие ослабляющие дефекты. С ростом глубины разработок все отчетливее проявляется тенденция горных пород к неравномерному выдавливанию со стороны почвы выработок. Мероприятия, направленные на предотвращение этого процесса, начинают выполняться, как правило, еще на стадии строительства горных предприятий.

Таким образом, влияние случайных факторов приводит к тому, что в процессе эксплуатации (а нередко и в период строительства) выработку для обеспечения ее устойчивости приходится ремонтировать, что существенно увеличивает стоимость ее поддержания.

Устойчивость горных выработок в условиях большого числа взаимовлияющих случайных факторов может быть обеспечена двумя путями:

- 1) установкой в выработке крепи с такой высокой несущей способностью, в конструкции которой учтены самые неблагоприятные условия

ее нагружения горным давлением с одновременным выполнением мероприятий, направленных на упрочнение или разгрузку приконтурного породного массива;

2) установкой менее дорогой крепи с более низкой несущей способностью с тем, чтобы в последствии отдельные участки выработки, потерявшие устойчивость, подвергались ремонту и усилению.

Оптимальным образом будет спроектирована та выработка, затраты на сооружение и поддержание которой будут минимальны.

Существо задачи отражено на статистической модели выработки (рис. 3.1), где по оси ординат отложен коэффициент устойчивости, а ось абсцисс x совпадает с длиной выработки L . Прямые 1 и 2 - это предельное значение коэффициента устойчивости, соответственно по первому и второму вариантам. Видно, что реальная величина коэффициента устойчивости $K_y(L)$ превышает уровень $K'_{пр}$ и, следовательно, выработка должна находиться в безремонтном состоянии. Во втором случае на отдельных участках выработки ΔSt коэффициент устойчивости меньше предельного его значения $K''_{пр}$ и потребуются выполнение некоторого объема ремонтных работ.

Количественно устойчивость выработки, как было установлено выше, может быть оценена показателем устойчивости ω , который представлен в виде

$$\omega = 1 - \omega_0, \quad (3.1)$$

где ω_0 - показатель ремонтируемости выработки.

Стоимость 1 м длины выработки состоит в основном из стоимости проведения C' и поддержания C'' , т.е.

$$C = C' + C''. \quad (3.2)$$

Прямые затраты при этом связаны с выплатой зарплаты C'_3 и стоимостью материалов C'_M . Зарплата при проведении выработки складывается из некоторой постоянной части $C'_{ПР}$ в виде выплат за выполнение всех проходческих процессов, кроме крепления, и переменной $C'_{КР}$, связанной с креплением выработки и выполнением мероприятий по повышению устойчивости приконтурного породного массива

$$C'_3 = C'_{ПР} + C'_{КР} N, \quad (3.3)$$

где N - число рам на 1 м выработки ($N = 1$ при монолитной бетонной крепи).

Стоимость материалов при проведении выработки также состоит из некоторой постоянной части $C'_{МП}$, учитывающей стоимость водоотливной канавки, рельсового пути и т.п, и переменной $C'_{МК}$, учитывающей стоимость материалов крепи, а также материалов, используемых для повышения устойчивости приконтурного массива

$$C'_M = C'_{МП} + C'_{МК} P F \gamma_M N, \quad (3.4)$$

где P - периметр крепи; F - площадь поперечного сечения профиля крепи; γ_M - объемная масса материала крепи.

Аналогично прямые затраты на поддержание выработки также состоят из двух основных частей - зарплаты и стоимости материалов. Основная зарплата при ремонте выработки составит

$$C''_3 = C'_{КР} N \omega_0, \quad (3.5)$$

где $C''_{КР}$ - зарплата за ремонт выработки (перекрепление, поддирка почвы, перестилка рельсового пути и т.п.) в пересчете на 1 раму (1 м выработки). Стоимость материалов при ремонте составит

$$C''_M = C''_{MK} P F \gamma_M N \omega_0. \quad (3.6)$$

Суммарные затраты на проведение и поддержание 1 м выработки, согласно (3.2), равны

$$C = C'_{IP} + C'_{МП} + N [(C'_{KP} + C'_{MK} P F \gamma_M) + (C''_{KP} + C''_{MK} P F \gamma_M) \omega_0]. \quad (3.7)$$

Показатель ремонтируемости выработки ω_0 зависит от несущей способности крепи, уровня и неравномерности действующей нагрузки, а также способа ее приложения. Число рам на 1 м выработки, пройденной в неоднородной среде, определяется зависимостью

$$N = \frac{qR_0^2 [f(\lambda_0, K_P, \varphi_{\max})]}{R_T W} \Gamma \left[1 + \frac{1}{\eta} \right] \left[\ln \frac{1}{1 - \omega_0} \right]^{-\frac{1}{\eta}} (\alpha + \beta \omega_0). \quad (3.8)$$

Подставив (3.8) в (3.6) и перенеся все постоянные величины в левую часть уравнения (3.7), как не влияющие на дальнейший анализ зависимости, получим следующее уравнение

$$\bar{C} = \Gamma \left[1 + \frac{1}{\eta} \right] \left[\ln \frac{1}{1 - \omega_0} \right]^{-\frac{1}{\eta}} (\alpha + \beta \omega_0), \quad (3.9)$$

где

$$\bar{C} = (C - C'_{IP} - C'_{МП}) = \frac{R_T W}{qR_0^2 [f(\lambda_0, K_P, \varphi_{\max})]};$$

$\alpha = C'_{KP} + C'_{MK} P F \gamma_M$ - затраты на обеспечение устойчивости выработки в пределах 1 рамы (1 м); $\beta = C''_{KP} + C''_{MK} P F \gamma_M$ - затраты на поддержание выработки в пределах 1 рамы (1 м).

Величина \bar{C} в уравнении (3.9), подлежащая анализу, зависит от четырех переменных ω_0 , α , β и η из которых определяющей является ω_0 . С целью минимизации затрат на проведение и поддержание выработки в уравнение (3.9) возьмем частную производную по ω_0 и приравняем ее нулю:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \bar{C}}{\partial \omega_0} &= \Gamma \left[1 + \frac{1}{\eta} \right] \left(\left[\ln \frac{1}{1 - \omega_0} \right]^{-\frac{1}{\eta}} (\alpha + \beta \omega_0) \right)'_{\omega_0} = \\ &= \Gamma \left[1 + \frac{1}{\eta} \right] \left[\alpha \left(-\frac{1}{\eta} \right) \left[\ln \frac{1}{1 - \omega_0} \right]^{-\frac{1}{\eta} - 1} \frac{1}{1 - \omega_0} + \right. \\ &\quad \left. + \beta \omega_0 \left(-\frac{1}{\eta} \right) \left[\ln \frac{1}{1 - \omega_0} \right]^{-\frac{1}{\eta} - 1} \frac{1}{1 - \omega_0} + \beta \left[\ln \frac{1}{1 - \omega_0} \right]^{-\frac{1}{\eta}} \right] = 0 \end{aligned} \quad (3.10)$$

Раскрывая скобки, приводя подобные и деля обе части уравнения на множители, не содержащие α и β , разрешим его относительно отношения $\frac{\alpha^*}{\beta^*}$:

$$\frac{\alpha^*}{\beta^*} = \eta(1 - \omega_0^*) \ln \frac{1}{1 - \omega_0^*} - \omega_0^*, \quad (3.11)$$

где ω_0^* , α^* , β^* - оптимальные значения искомых величин.

Это основное уравнение в решаемой задаче. Графическое его решение показано на рис. 3.1.

Видно, что с уменьшением неравномерности нагрузки на крепь ($\eta_K \rightarrow 0$) увеличивается вероятность безремонтного содержания выработки ($\beta \rightarrow 0$). В этом случае возрастают затраты на возведение крепи и упрочнение

приконтурного массива α и существенно снижаются затраты на поддержание выработки β . С ростом неоднородности породной среды возрастает вариация коэффициента устойчивости η_K и растут, в основном, затраты на поддержание выработки. Зависимость между $\frac{\alpha^*}{\beta^*}$, η_K и ω_0^* , при которых спроектированная выработка будет оптимальна по критерию минимума затрат, позволяет в зависимости от способа проходки и крепости пересекаемых пород установить величину η_K и найти область существования оптимальных значений α^* , β^* , ω_0^* .

$$\frac{\alpha^*}{\beta^*}$$

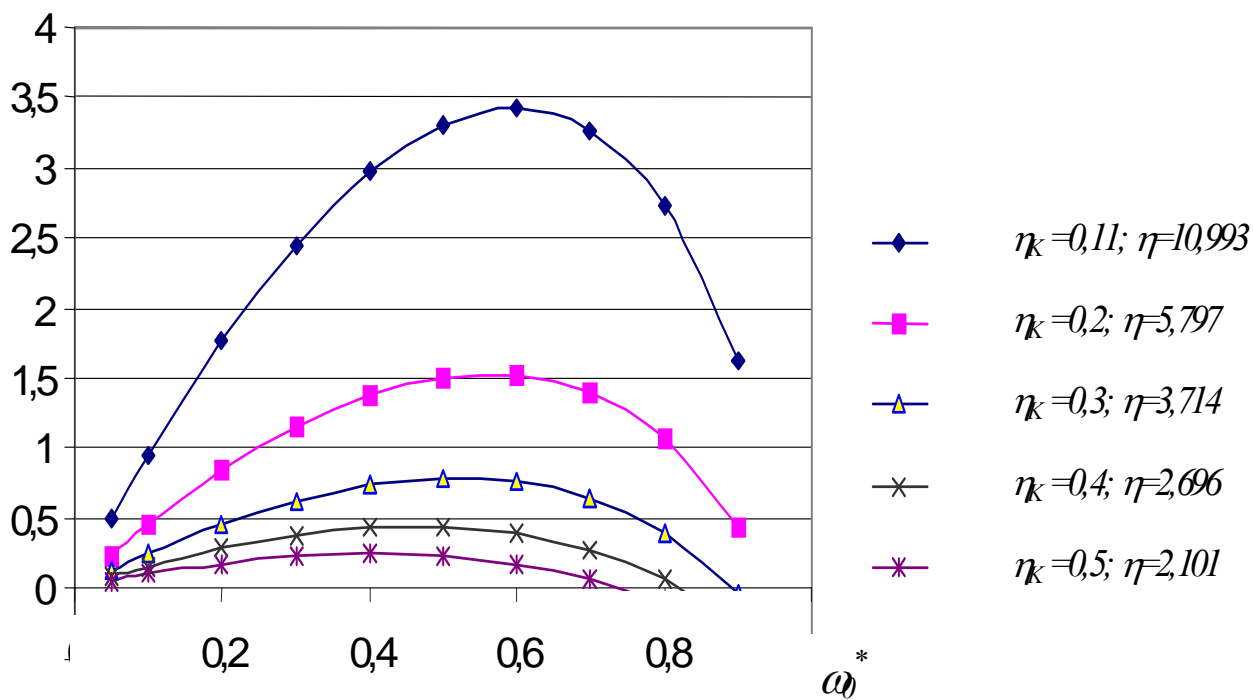


Рис. 3.1. Зависимость отношения капитальных и эксплуатационных затрат на проведение выработки от величины вариации коэффициента ее устойчивости

Аналогичный график, полученный на основе нормального закона распределения, имеет следующий вид (рис. 3.2). Сравнивая их отчетливо видно несоответствие нормального закона распределения решаемой задаче, особенно при $\omega = 0,5$.

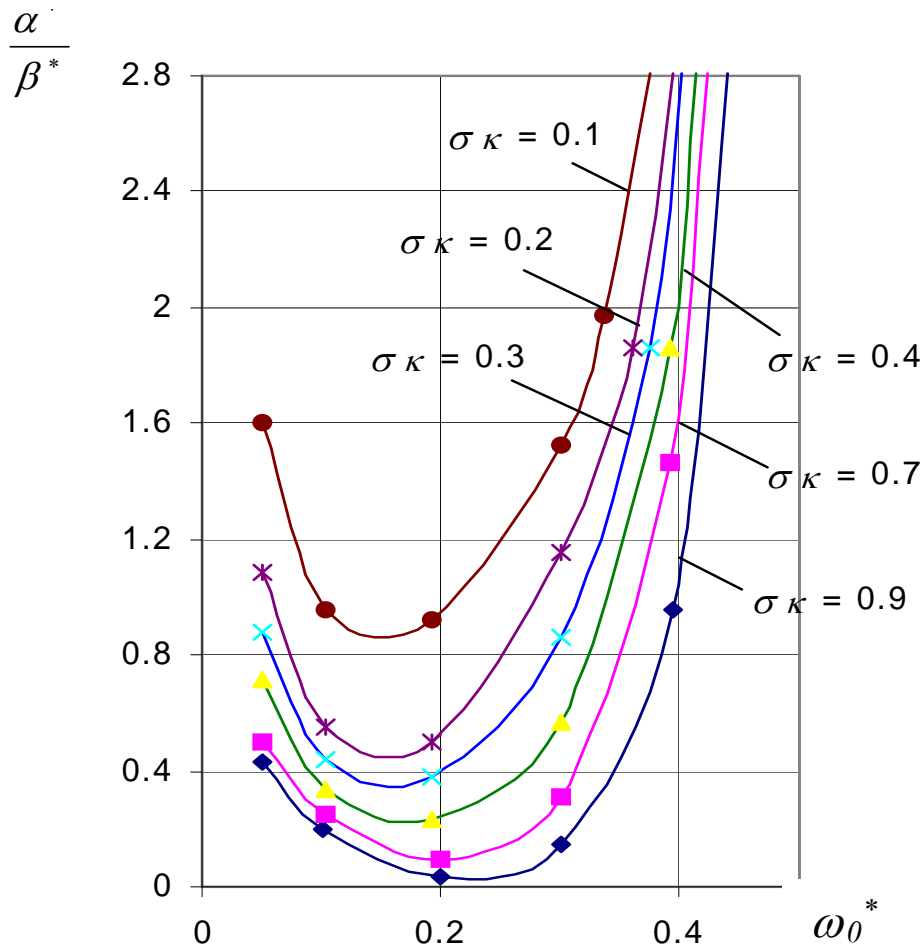


Рис. 3.2. Зависимость отношения капитальных и эксплуатационных затрат при проведении выработки от величины дисперсии коэффициента устойчивости и объемов ремонтных работ согласно нормальному закону распределения

Выполним расчет оптимальных параметров откаточного штрека для тех же условий шахты “Алмазная” ГХК “Добропольеуголь”.

Исходные данные:

$$q = 0,152 \text{ МПа} ; R_0 = 1,5 \text{ м} ; W = 10^{-4} \text{ м}^3 ; f(\lambda_0, K_P, \varphi_{max}) = 0,16 ;$$

$$R_T = 300 \text{ МПа} ; m_q = 165 \text{ кН} ; \sigma_q^2 = 7023 \text{ кН}^2 .$$

Для данных m_q и σ_q^2

$$\eta_q = \frac{\sqrt{\sigma_q^2}}{m_q} \eta_k = \eta_k = \frac{83,8}{165} = 0,508 .$$

Данной вариации η_K согласно табл.2.8 или рис.2.14 соответствует параметр формы распределения $\eta=2,101$.

Пусть согласно рис. 3.1 при $\eta_K = 0,5$ и $\eta = 2,101$ оптимальная суммарная длина участков выработки, подлежащих ремонту равна $\omega_0^* = 0,35$.

Подставляя исходные данные в (3.8), получим

$$N_{\text{ОПТ}} = \frac{qR_0^2 [f(\lambda_0, K_P, \varphi_{\max})]}{R_T W} \Gamma \left[1 + \frac{1}{\eta} \right] \left[\ln \frac{1}{1 - \omega_0} \right]^{-\frac{1}{\eta}} =$$

$$= \frac{0,125 * 2,25 * 0,16}{300 * 10^{-4}} \Gamma \left[1 + \frac{1}{2,101} \right] \left[\ln \frac{1}{1 - 0,35} \right]^{-\frac{1}{2,101}} = 0,88 \approx 0,9 \text{ арки / м.}$$

При числе арок на 1 м выработки равном $N_{\text{ОПТ}}$ соотношение между стоимостью затрат на упрочнение приконтурного массива, заполнение закрепного пространства твердеющими материалами α^* и стоимостью последующего ремонта β^* должно быть в пределах $\frac{\alpha^*}{\beta^*} = 0,25$, (рис. 3.1).

Сравнивая результаты настоящего расчета с тем, который был сделан в предыдущей главе для определения возможности безремонтного поддержания, можно отметить, что по второму варианту число арок на 1 м выработки уменьшается вдвое, однако в этом случае необходимо иметь такую технологию ремонта и усиления крепи, которая была бы максимально механизирована и позволяла бы достаточно быстро восстанавливать поврежденные участки. Ориентироваться при решении этой задачи следует, прежде всего, на набрызгбетонную технологию, которая позволяет относительно недорого и достаточно быстро восстанавливать разрушенную крепь и, главное, весьма эффективно улучшать условия на контакте “крепь-порода”, существенно снижая при этом неравномерность нагрузки.

ГЛАВА 4.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ МЕТОДИКИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК НА ОСНОВЕ ВЕРОЯТНОСТНЫХ МОДЕЛЕЙ

4.1. Основные предпосылки и методика проектирования

При оценке устойчивости протяженных выработок в качестве основного используется параметр K_y , представляющий собой отношение несущей способности крепи к действующей нагрузке. Коэффициент устойчивости определяет состояние выработки в произвольном сечении в любой момент времени. Для характеристики состояния всей выработки в целом в конкретный момент времени выделяются участки двух типов.

К первому типу относятся такие, в пределах которых $K_y > K_{ГР}$. Здесь несущая способность крепи является достаточной. Второй тип - это участки, на которых действующая нагрузка превышает предельно допустимую ($K_y < K_{ГР}$). Здесь устойчивость выработки не обеспечивается и могут иметь место разрушения, то есть крепь не обладает достаточной несущей способностью. Распределение коэффициента K_y по длине выработки носит случайный характер. Отношение суммарной длины не требующих ремонта участков \bar{S} к полной длине выработки S представляет собой параметр, характеризующий в интегральном смысле состояние выработки ($\omega = \bar{S}/S$).

С течением времени изначально устойчивая выработка или ее часть местами разрушается, происходит снижение параметра ω до некоторой директивно задаваемой величины $\omega_{КР}$. Это происходит за какое-то время t_{Δ} . Затем, за относительно короткий промежуток времени t_P производится текущий ремонт и выработка восстанавливается до состояния, характеризующегося значением $\omega = \omega_{\Delta}$. Далее процесс периодически повторяется. Процесс снижения параметра ω в течение промежутка времени t_{Δ} объективен и

неуправляем. Зависимость $\omega(t)$ в усредненном виде может быть получена на основе регрессивного анализа, суть которого изложена несколько ниже.

Восстановление выработки можно приводить до исходного состояния, то есть добиваться полной ликвидации нарушенных участков, однако это не является целесообразным. Экономически более выгодно поддерживать значение ω меньше 1. На рис. 3.1 представлены зависимости отношения капитальных и эксплуатационных затрат от величины вероятностного показателя устойчивости выработки для различных значений коэффициента формы распределения, который, как показано в предыдущей главе, определяется вариацией коэффициента устойчивости.

Кривые на рис. 3.1 построены для различных значений вариации коэффициента устойчивости η_K и соответствующим им значений формы распределения Вейбулла η .

Требуемое значение η при заданном оптимальном ω^* могут быть получены с использованием зависимости $\eta(\eta_K)$, где η_K - вариация коэффициента устойчивости (рис. 2.14, табл. 2.8).

Коэффициент вариации для конкретных горно-геологических условий можно определить η_K по графикам (рис. 2.8).

Из результатов исследований, изложенных в [2, 5] математическое ожидание коэффициента устойчивости связано с математическим ожиданием предельно допустимой нагрузки на крепь m_{qPP} и математическим ожиданием действующей нагрузки m_q (рис. 2.9).

Соответственно

$$m_{qPP} = m_K m_q.$$

Величина m_K определяется формулой (2.25). Значение средней величины действующей на крепь нагрузки определяется общепринятыми методами (их описание не содержится в данной методике).

Если определено математическое ожидание предельно допустимой нагрузки, то можно подобрать и характеристики крепи (жесткость и шаг). Связь между указанными параметрами определяется соотношением

$$\sigma_{\text{ПР}} = W^* m_q R_0^2 \alpha = R_T,$$

где W^* - момент сопротивления условного профиля; m_q - среднее значение предельной вертикальной нагрузки; R_0 - полупролет выработки; α - параметр, зависящий от конструкции крепи и способа приложения внешней нагрузки; R_T - предел текучести стали.

Момент сопротивления условного профиля равен

$$W = \frac{R_T}{m_q R_0^2 \alpha},$$

и связан с моментом сопротивления $W_{\text{ПРОФ}}$ запроектированной крепи (стандартного профиля) и числом рам на 1 пм выработки N следующей зависимостью

$$W = N W_{\text{ПРОФ}}$$

Выбор значений N и W - цель расчета согласно изложенной выше методики.

Вернемся к задаче описания зависимости параметра целостности крепи ω от времени. Если рассматривать длину находящегося в устойчивом состоянии участка как случайную величину ξ , а длину разрушенного участка - как случайную величину η , то на основе статистического анализа можно получить уравнения прямых регрессии η на ξ .

Один из путей практического сбора статистической информации о величинах η и ξ таков. В течение всего начального периода эксплуатации

выработки (до первого текущего восстановительного ремонта) производится многократное обследование состояния выработки (через равные промежутки времени), фиксируются места расположения и длины разрушенных участков.

Такие исследования выполняются, по возможности, на нескольких эксплуатирующихся в подобных условиях выработках. Пусть проведено n замеров длин целых и разрушенных участков. В результате получены следующие значения случайных величин η и ξ :

$$(x_1, y_1), (x_2, y_2), \dots, (x_i, y_i), \dots, (x_n, y_n).$$

В качестве приближенных значений математических ожиданий $M(\xi)$ и $M(\eta)$ и дисперсий $D(\xi)$ и $D(\eta)$ принимаются их выборочные значения $\bar{x}, \bar{y}, \bar{\sigma}_1^2, \bar{\sigma}_2^2$:

$$M(\xi) \approx \bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n}; \quad M(\eta) \approx \bar{y} = \frac{\sum_{i=1}^n y_i}{n};$$

$$D(\xi) \approx \bar{\sigma}_1^2 = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}{n-1}; \quad D(\eta) \approx \bar{\sigma}_2^2 = \frac{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}{n-1}.$$

Выборочный коэффициент корреляции определяется соотношением:

$$\bar{R} = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})}{(n-1)\bar{\sigma}_1\bar{\sigma}_2}.$$

Уравнения эмпирических прямых регрессии имеют вид:

$$\eta \text{ на } \xi \quad y - \bar{y} = R \frac{\bar{\sigma}_2}{\bar{\sigma}_1} (x - \bar{x}),$$

$$\xi \text{ на } \eta \quad x - \bar{x} = R \frac{\bar{\sigma}_2}{\bar{\sigma}_1} (y - \bar{y}).$$

После того, как выбрано предельное значение параметра целостности выработки $\omega_{кр}$ и на основе статистического анализа определена продолжительность межремонтного периода $t_{\text{э}}$, можно вычислить количество текущих ремонтов за весь период эксплуатации выработки

$$n_{\text{ремонт}} = \frac{T}{t_{\text{э}}}.$$

В этой формуле пренебрегается, соответственно, временем ремонта, так как $t_p \ll t_{\text{э}}$. При необходимости может быть выполнено несложное уточнение.

Если известна величина затрат β^* , то ориентировочная стоимость разового ремонта заданного ремонта C^* определится по формуле:

$$C^* = \frac{\beta^*}{n}.$$

4.2. Методика проектирования протяженных выработок

Исходными данными для проектирования подземных выработок являются:

- назначение выработки;
- способ проходки;
- крепость пересекаемых пород;
- размеры выработки;
- тип крепи;
- средняя продолжительность межремонтного периода - $t_{\text{э}}$.

На рис. 4.1 представлена номограмма, наглядно показывающая как для заданных горно-геологических условий выполнять оптимальное проектирование протяженных выработок.

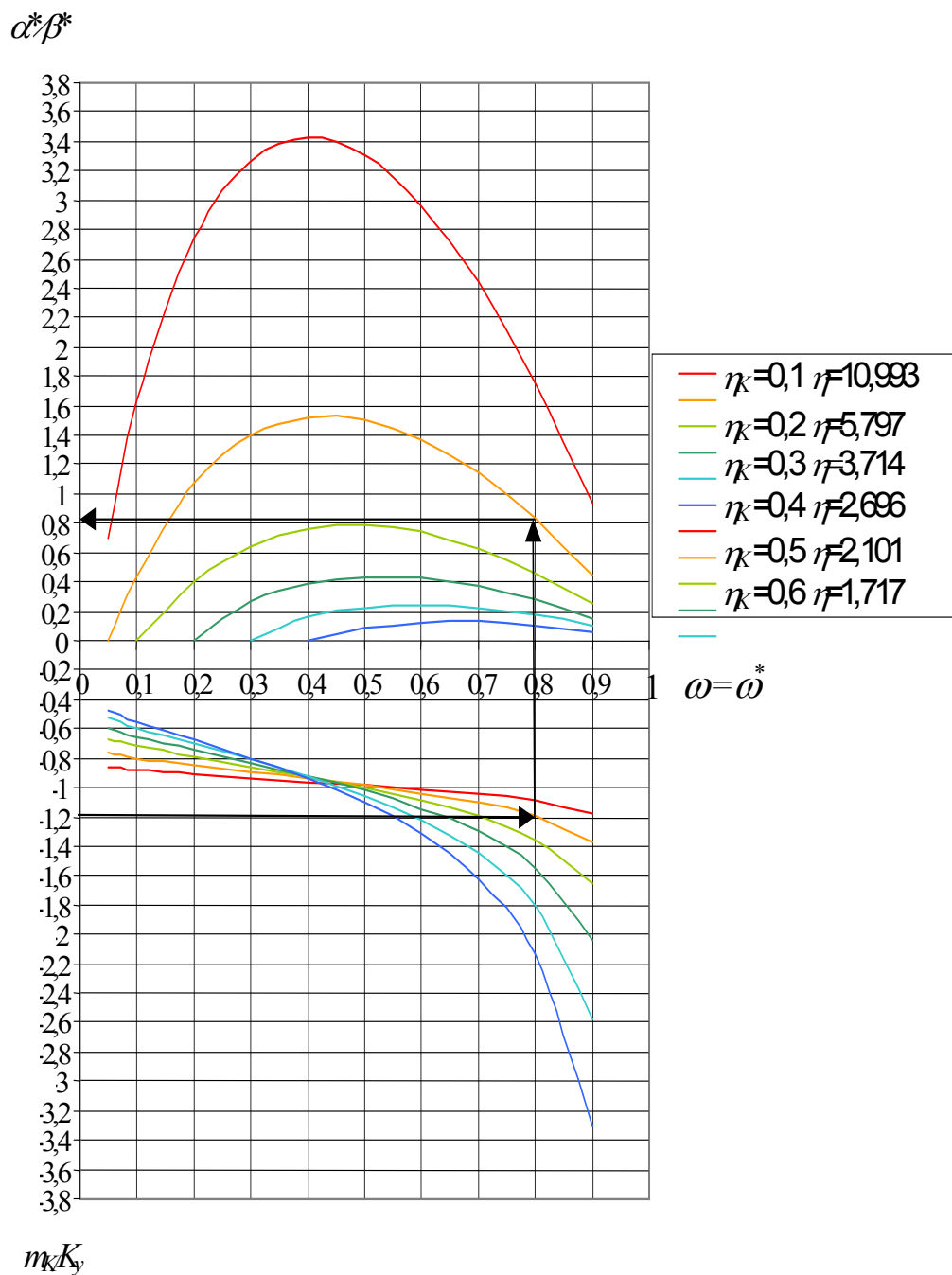


Рис.4.1. Номограмма для выполнения оптимального проектирования протяженных выработок

Суть и последовательность состоит в следующем:

1. В зависимости от крепости пересекаемых пород в соответствии с рис. 2.9 определяют способ проходки и вариацию коэффициента устойчивости η_k .

2. В зависимости от назначения выработки в соответствии с табл. 2.5 устанавливают предельную величину коэффициента устойчивости K_{np} .
3. По известным методикам находят среднюю величину нагрузки на крепь для заданных условий m_q .
4. В зависимости от назначения выработки, горно-геологических условий, состояния вмещающих пород и их обводненности принимают тип и конструкцию крепи.
5. Для принятой конструкции по известным методикам устанавливают ее несущую способность m_{qnp} .
6. Определяют стоимость крепи и ее возведения $\alpha = \alpha^*$.
7. Определяют среднее значение коэффициента устойчивости m_K .
8. При известных значениях m_K , K_{np} и η_K определяют объем ремонтных работ в период эксплуатации ω .
9. Полагая, что $\omega = \omega^*$ определяют отношение α^*/β^* .
10. При известном отношении α^*/β^* и α^* находят стоимость ремонтных работ β^* , при которой суммарная стоимость выработки будет минимальной.
11. Анализируется величина стоимости ремонта выработки β^* и подбирается технология, которая облегчила бы требуемые затраты. В том случае, если предприятие не располагает подобной технологией, расчет корректируется в сторону увеличения (или уменьшения) объемов ремонтных работ, изменения типа и размеров выбираемой крепи.

4.3 Пример проектирования

4.3.1. Исходные данные:

- назначение выработки - подготовительная (штрек) ;
- способ проходки - комбайновый ;
- крепость пересекаемых пород - 4 ;
- полупролет выработки - 2,0 м ;

- тип крепи - металлическая, трехзвенная, арочная ;
- длительность межремонтного периода - 0,5 года ;
- срок службы - 4 года;
- значения $\omega^* = 0,8$, $\omega_{KP} = 0,55$.

4.2.3.2 В соответствии с графиком (рис. 2.9) определяем, исходя из крепости пересекаемых пород, что для условий проектируемой выработки вариация коэффициента устойчивости равна $\eta_K = 0,24$.

4.2.3.3 Для установленного значения η_K согласно табл. 2.8 и рис. 2.14 получаем, что значение формы распределения $\eta = 4,751$.

4.2.3.4 Определяем математическое ожидание коэффициента устойчивости

$$m_K = \frac{k_{ПП}}{\left[\ln \frac{1}{\omega} \right]^{\frac{1}{\eta}}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{\eta} \right) = \frac{1}{\left[\ln \frac{1}{0,8} \right]^{\frac{1}{4,751}}} \Gamma \left(1 + \frac{1}{4,751} \right) = 1,25 .$$

4.2.3.5 По методике [51] определяем, что средняя величина нагрузки на крепь составляет

$$m_q = 0,4 \text{ кН/м}^2 .$$

4.2.3.6 Несущая способность крепи составит

$$m_{qПП} = 0,4 * 1,25 = 0,5 \text{ кН/м}^2 .$$

4.2.3.7 Приведенный момент сопротивления крепи составит

$$W^* = \frac{300}{5 * 2^2 * 0,2} = 75 \text{ см}^3 .$$

4.2.3.8 При использовании крепи из спецпрофиля СВП-27 ($W = 100,2 \text{ см}^3$) число арок на 1м выработки составит

$$N = \frac{75}{100,2} = 0,748 \approx 0,8 \text{ арки/м.}$$

Таким образом, для условий проектируемой выработки необходимо устанавливать на 1м выработки 0,8 арки. При этом минимальный объем ремонтов выработки составит 20% от ее общей протяженности.

За 0,5 года уровень ремонтных работ составит 45 %.

Число ремонтов за весь срок службы выработки составит

$$n = 4 / 0,5 = 8.$$

Зная объемы ремонтных работ и их периодичность, не составляет труда определить общую стоимость выработки, включая затраты будущих лет. При этом стоимость выработки будет минимальной из всех возможных.

4.4. Перспективы применения вероятностно-статистического подхода к проектированию подземных сооружений

Расчеты промышленных и гражданских зданий и сооружений выполняются в настоящее время на уровне соответствующих нормативных документов. Высокая надежность проектирования при этом обеспечивается применением фундаментальных закономерностей механики твердого деформируемого тела, многократно проверенных практикой, использованием в зависимости от условий различного рода констант, поправочных коэффициентов, установленных на основе большого статистического материала, полученного в результате постановки специальных экспериментов и, главное, длительного, опыта эксплуатации тех или иных объектов. Таким

образом, подавляющее большинство капитальных сооружений в народном хозяйстве обеспечено наиболее рациональным, экономичным проектированием, соответствующим научно-техническому уровню данной отрасли.

В горной же промышленности проектирование капитальных выработок для различных горно-геологических условий осуществляется, как правило, на основе личного опыта проектировщика. Существующие в большом количестве довольно глубокие научные разработки и соответствующие расчетные методы очень мало используются на практике вследствие их низкой надежности. Причина сложившейся ситуации кроется, прежде всего, в чрезмерной идеализации физических моделей, лежащих в основе аналитических исследований, в то время, как реальные объекты намного сложнее и их поведение, как было показано выше, носит явно выраженный статистический характер.

Решенный в настоящей работе комплекс задач, связанных с вероятностной оценкой устойчивости протяженных капитальных выработок, позволяет поставить на новый, более высокий уровень, проблему экономичного проектирования подземных сооружений. При этом, в отличие от общепринятого подхода, рассчитываются не только параметры крепи выработки, но и определяется ее устойчивость как целостного объекта, прогнозируются в вероятностных категориях объемы ремонтно-восстановительных работ и потерь полезного ископаемого. Методика проектирования позволяет найти оптимальное соотношение между стоимостью крепи и проведения мероприятий, способствующих повышению устойчивости приконтурного массива, и стоимостью работ, связанных с поддержанием выработки в состоянии, отвечающем требованиям правил безопасности.

Такой подход, основанный на изложенных выше исследованиях, позволяет довести проектно-расчетную практику до ограниченного количества нормативных документов, охватывающих основные горнопромышленные регионы. Это становится возможным по той причине, что в предложенных

методиках оценки устойчивости протяженных выработок определены основные статистические параметры (характеристики породного массива, дисперсии, вариации, средние значения нагрузок, корреляционные функции) и разработаны простые и доступные способы определения этих параметров в конкретных горно-геологических условиях независимо от вида добываемого полезного ископаемого, глубины его залегания и структурно-текстурных особенностей вмещающих пород.

Таким образом, разработанные математические модели требуют использования в качестве исходных данных ряда параметров, для получения которых необходимо проведение специального комплекса исследований и их соответствующей статистической обработки. В перспективе необходимо более детальное изучение одного межремонтного периода (предпочтительно начального). Но количество замеров в этот период должно давать достаточно представительные выборки результатов. Очень важно при этом проведение однотипных исследований на ряде выработок с близкими условиями эксплуатации.

Для составления отмеченных выше нормативных документов необходимо провести большую работу по статистическому обследованию основных горнопромышленных регионов страны. Иными словами, необходимо на уровне государственных научно-исследовательских программ установить объективные значения статистических параметров, с помощью которых можно вести эффективное проектирование подземных горных выработок в различных условиях, классифицировать эти условия и разрабатывать в рамках нормативных документов соответствующие методики расчета и проектирования.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Основные научные и практические результаты исследований, представленные данной монографией, и сводятся к следующему.

Разработана вероятностная модель горной выработки, которая позволяет оценивать объемы планируемых ремонтов в зависимости от дисперсии коэффициента устойчивости выработки.

В результате лабораторных и натурных экспериментов отработана методика накопления и обработки статистической информации о силовом взаимодействии металлической арочной крепи с породным массивом, на основе которой определяются статистические характеристики коэффициента устойчивости в зависимости от крепости пересекаемых пород и способа проходки.

Обоснована необходимость применения для описания коэффициента устойчивости выработки на всем ее протяжении вероятностного закона распределения случайных величин Вейбулла.

Разработана методика прогнозирования затрат на поддержание выработок в процессе ее эксплуатации.

Предложена методика оптимального проектирования протяженных выработок с применением вероятностной модели. Доказано, что экономически не целесообразно ориентироваться на безремонтную эксплуатацию выработки, для обеспечения которой в условиях большой неоднородности породного массива требуется применение крепи с повышенной несущей способностью и высокой стоимостью. Имеет смысл планировать некоторый объем ремонтных работ, при котором соотношение между капитальными и эксплуатационными затратами будет оптимальным.

Методика проектирования протяженных выработок утверждена институтом «Днепрогипрошахт» и применена при проектировании подготовительных выработок ГОАО шахты «Алмазная» ГХК «Добропольеуголь».

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шашенко А.Н. Управление устойчивостью протяженных выработок глубоких шахт / А.Н. Шашенко, А.В. Солодянкин, А.В. Мартовицкий // Монография. – Днепропетровск: ЛизуновПрес, 2012. – 384 с.
2. Угольная промышленность Украины в 1992 г. // Уголь Украины.-1993. – N 4.- С.54-56.
3. Угольная промышленность Украины в 1993 г. // Уголь Украины.-1994.-N 4.- С. 62-64.
4. Евдокимов Ф.И., Зборщик М.П., Пономарев И.Ф. Спад и стабилизация добычи угля на шахтах Украины // Уголь Украины.- 1993.- N 9.- С. 19-23.
5. Кара В.В., Заславский И.Ю., Зорин Г.Л. Состояние и ремонт горных выработок на угольных шахтах Украинской ССР //Шахтное строительство.-1988.- С .22-25.
6. Угольная промышленность Украины в 1996 г. // Уголь Украины.-1997.-N4.-С. 52-56.
7. Заславский Ю.З., Зорин А.И., Черняк И.Л. Расчеты параметров крепи глубоких шахт.-Киев:Техніка.-1972.-156с.
8. Панов А.Д., Руппенейт К.В., Либерман Ю.М. Горное давление в очистных и подготовительных выработках // Шахтное строительство.-1986.-№5.- С.28-30.
9. Якоби О. Практика управления горным давлением. Пер. с нем.- М.:Недра.-1987.-566с.
10. Фармер Я. Выработки угольных шахт. Пер. с англ.- М.:Недра.-1990.-269с.
11. Каммер В. Планирование крепления на основе расчета конечной конвергенции штреков // Глюкауф.-1977.- №15.-С.15-18.
12. Бушман Г. Контроль за состоянием выемочных штреков//Глюкауф.-1972.-№22.-С.37-41.

13. Каммер В. Расчет конвергенции и проектирование крепления выемочных штреков с помощью программы ЭВМ // Глюкауф.-1980.-№15.-С.11-12.
14. Лаптев Б.Г., Шаманский Г.П. Устойчивость подготовительных выработок на Верхнекамском месторождении калийных солей // Шахтное строительство.-1985.-№2.-С.3-5.
15. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород.-М.:Недра.-1977.-504с.
16. Каммер В. Нормы расхода стали на податливую арочную крепь штреков // Глюкауф.-1981.-№15.-С.18-20.
17. Мельников О.И. Поддержание выработок, проводимых под или над целиками угля смежных пластов // Уголь.-1992.-№3.-С. 54-56.
18. Глушко В.Т. Проявления горного давления в глубоких шахтах. - Киев: Наукова думка.-1971.-196с.
19. Весков С.И. Установление закономерностей проявлений горного давления в подготовительных выработках глубоких шахт на основе исследований вязко-пластического течения горных пород / В сб.: Всес. науч.-техн. конференции. Проблемы разраб. угольных месторождений на больших глубинах. - М.:МГИ,1971.-15-17 с.
20. Христианович С.А., Шемякин Е.И. К теории идеальной пластичности //МТТ.-Инж.журнал.-1967.-№4.-С.86-97.
21. Сажин В.С. Упругопластическое распределение напряжений вокруг горных выработок различного очертания. - М. : Наука. - 1968.-213с.
22. Зборщик М.П. Охрана выработок глубоких шахт в выработанном пространстве.- Киев: Техніка.-1978.-130 с.
23. Зборщик М.П., Братишко А.С., Прокофьев В.П. Выбор способов охраны и места расположения подготовительных выработок. - Киев: Техніка - 1970. - 228с.

24. Зборщик М.П., Костенко В.К. Механика деформирования надрабатываемой толщи трещиноватых пород и расположение в ней выработок // Комплексные исследования физ. свойств горных пород.- М.:МГИ.-1981.- С.28.- 31.
25. Парчевский Л.Я. Устойчивость выработок, подверженных влиянию выработанного пространства.- Дисс. на соиск. науч. степени докт. техн. наук.- Днепропетровск.-1969.-507с.
26. Парчевский Л.Я., Симанович А.М. Влияние напряженного состояния вмещающих пород на эффективность охраны подготовительных выработок / Труды ДГИ.-Т.56.-Днепропетровск.-1969.-С.85-94.
27. Парчевский Л.Я., Симанович А.М. Теоретические предпосылки и постановка задачи расчета устойчивости выработки / В сб. Исследование проявл. горн. давления на глуб. горизонтах шахт.-Л.-1971.-С.95- 99.
28. Шашенко А.Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве. - Дисс. на соиск. уч. степени докт. техн. наук. - Днепропетровск.-1988.-507с.
29. Шемякин Е.И. Две задачи механики горных пород, связанные с освоением глубоких месторождений угля и руды // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископаемых.- №6.-С.22-45.
30. Крупенников Г.А. О напряжениях и постановке аналитических исследований в механике горных пород // Физ.-техн. пробл. разработки полезн. ископаемых.-1966.-№2.-С.28-30.
31. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков О.А. Охрана и ремонт горных выработок.- М.: Недра. -1990.-218 с.
32. СНиП 2-94-80. Подземные горные выработки.- М.:Стройиздат.-1982.
33. Усаченко Б.М. Свойства пород и устойчивость горных выработок. - Киев: Наукова думка. - 136 с.
34. Шашенко А.Н., Сургай Н.С., Парчевский Л.Я. Методы теории вероятностей в геомеханике. – Киев: Техника, 1994. - 216 с.
35. Гиббс Дж. В. основные принципы статистической механики. - М.: Госгортехиздат, 1946.-285 с.

36. Скворцов Г. Г., Свержевский В. П., Смирнов Б. В. Инженерно-геологические условия разработки угольных месторождений // Методика разведки угольных месторождений Донецкого бассейна. - М., 1972. - С. 162 - 174.
37. Ржаницын А. Р. Статистическое обоснование расчетных коэффициентов // Материалы к теории расчета по предельному состоянию. - 1949. - Вып. 2. - С. 89 - 96.
38. Ржаницын А. Р. Применение статистических методов в расчетах сооружений на прочность // Строительная промышленность. - 1959. - № 6. - С. 32 - 36.
39. Ржаницын А. Р. Статистические методы определения напряжений при продольном изгибе // Науч. сообщения ЦНИПС. - 1951. - Вып. 3. - С. 39-41.
40. Ржаницын А. Р. К проблеме расчета сооружений на безопасность // Вопросы безопасности и прочности строительных конструкций. - 1951. - Вып. 4. - С. 86 - 91.
41. Стрелецкий Н. С. Основы статистического учета коэффициента запаса прочности сооружений. - М.: Стройиздат, 1947. - 148 с.
42. Пригожин Е. С., Денисов В. Н. Результаты замеров нагрузок на крепь штреков в условиях слабых пород // Проектирование и строительство горных предприятий. - 1962. - № 6 (42). - С. 67 - 72.
43. Пригожин Е.С., Денисов В.Н. Результаты замеров давления грунта на обделку коллекторных туннелей Москвы // Основания, фундаменты и механика грунтов. - 1963. - №4. - С.16 - 18.
44. Попов В.Л., Каретников В.Н., Еганов В.М. Расчет крепи подготовительных выработок на ЭВМ. - М.: Недра, 1968. - 230 с.
45. Крепь горных выработок глубоких рудников / Г.Г. Мирзаев, А.Г. Протосеня, Ю. Н. Огородников, В. И. Вихорев. - М.: Недра, 1984. - 252 с.
46. Вентцель Е. С. Теория вероятностей. - М.: Наука, 1969. - 572с.
47. Maier M. Die Sicherheit der Bauwerke und ihre Berechnung nach Grenzkräften anstatt nach zulässigen Spannungen.-Berlin: Springer-Verlag, 1926.-48 S.
48. Балдин В. А. О наработке подготовительных выработок // Сб. ВНИМИ. - 1960.-Т. XXXVIII. - С. 32 - 38.

49. Келдыш В. М., Гольденблат И. И. Некоторые вопросы метода предельного состояния // Материалы к теории расчета по предельному состоянию. - 1948. - Вып. 11. - С. 56 - 58.
50. Болотин В. В. Некоторые обобщения теории суммирования усталостных повреждений и их приложения к анализу долговечности при действии случайных сил // Изв. вузов. Машиностроение. - 1995. - № 8. - С. 32-41.
51. Методические указания по определению параметров замкнутой раково-анкерной крепи на основе двутаврового профиля с заполнением закрепного пространства цементно-песчаным раствором. – Днепропетровск: Днепрогипрошахт, ДГИ.- 1988.-14 с.
52. Сдвижкова Е.А., Рубец Г.Т., Татаринов А.А. Анализ статистических моделей распределения нагрузки на крепь горных протяженных выработок/ Науковий вісник НГА України, №1,1998.-с.40-41.
53. Сдвижкова Е.А. Выбор вероятностного критерия оценки устойчивости выработки в зоне влияния очистных работ/ Науковий вісник НГА України, №4,1999.-с.81-85.
54. Рубец Г.Т. Исследование изменчивости прочностных характеристик при помощи логнормального распределения и методы оценки его параметров// Механика и разрушение горных пород.- 1995.-вып.3.-с.39-43.
55. Применение распределения отношения двух случайных величин для оценки надежности конструкций/ В.Т. Глушко, Г.Т.Рубец, Н.Т. Бобро, Л.Н. Гажемон. Прочность и надежность конструкций. - Киев: Наукова думка.-1978. - с.21-25.
56. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. - М.:Углетехиздат, 1954.- 383 с.
57. Шашенко А.Н. Устойчивость горизонтальных горных выработок, пройденых в породах, склонных к пластическому течению.- Изв. вузов, Горный журнал, 1986, № 3, С. 23-29.
58. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Пластичность горных пород. М.: Недра,1979.- 301 с.

59. Ржаницын А.Р. Статистические методы определения напряжений при продольном изгибе // Науч. сообщения ЦНИПС. –1951. – Вып. 3.- С.39-41.
60. Ржаницын А.Р. К проблеме расчета сооружений на безопасность // Вопросы безопасности и прочности строительных конструкций. –1951. – Вып. 4.- С. 86-91.
61. Стрелецкий Н.С. К вопросу определения допускаемых напряжений// Строительная пром-сть. –1940. – № 7.- С. 22-28.
62. Стрелецкий Н.С. Основные направления исследования по уточнению метода расчета строительных конструкций по предельному состоянию// НТО строительной пром-сти.- 1958. – С.12-14.
63. Стрелецкий Н.С. О возможности повышения допускаемых напряжений // Строительная пром-сть. –1943. – № 1.- С. 22-31.
64. Стрелецкий Н.С. Основы статистического учета коэффициента запаса прочности сооружений. - М.: Стройиздат, 1947. – 148 с.
65. Стрелецкий Н.С. Об исчислении запаса прочности сооружения.//Тр. МИСИ.- 1938. – № 2.- С.115-118.
66. Ержанов Е.С. К исследованию ползучести горных пород.- Вестник АН Каз.ССР, N 1, 1962, с. 228-236.
67. Костомаров Н.Е. Влияние прочности массива на размеры зоны неупругих деформаций пород вокруг одиночной выработки.- Тр. ВНИМИ, N 103. Л., 1977, с. 67-70.
68. Стрельцов Е.В. О креплении капитальных выработок шахт Центрального района Донбасса.- Шахтное строительство, 1972, N 9,с.17-21.
69. Способы, составы и средства химического упрочнения горных пород. экспресс-информация / ЦНИИЭИуголь.- М.: 1982.- 36 с.
70. А.с. N 711297. СССР. Крепь горной выработки. Авт. изобр. С.Н.Рева. Оpubл. в Б.И., 1980, N 3.
71. Литвинский Г.Г., Захарченко И.Н. Новый метод борьбы с пучением пород в горных выработках.- Шахтное строительство, 1974, N 9, с. 8-12.

72. Гооссенс В. Кольцевая крепь в горизонтальных выработках, подверженных сильному горному давлению.- Глюкауф, 1962, N 6, с. 373-378.
73. Тулуб С.Б. Прогнозирование и повышение устойчивости выработок в условиях пучения пород почвы. Дисс. канд. техн. наук, Днепропетровск, 1996. – 165 с.
74. Максимов А.П., Евтушенко В.В. Тампонаж горных пород.- М.: Недра, 1978.- 180 с.
75. Пудак В.В. Основные направления повышения социально-экономической эффективности объединения "Донецкуголь"/Уголь Украины.- 1993.- N 4.- С. 2-6.
76. Ишлинский А.Ю. Рассмотрение вопросов об устойчивости равновесия упругих тел с точки зрения математической теории упругости.- "Укр.мат.журн.", 1954, т.6, N 2, с. 140-146.
77. Лейбензон Л.С. О применении гармонических функций к вопросу об устойчивости сферической и цилиндрической оболочек.- Собр.трудов, т. 1, М.: Изд-во АН СССР, 1951, с. 50-85.
78. О повышении устойчивости горных выработок/ В.Е. Забигаило, В.В.Репка, В.Н.Калиниченко, В.Б.Демченко.- Изв.вузов. Горный журнал, 1986, № 8, с. 25-27.
79. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Прочность горных пород и устойчивость горных выработок на больших глубинах.- М.: Недра, 1985.-271 с.
80. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных выработок.М.:Недра, 1982, 479 с.
81. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных выработок. Справочник М.: Недра.- 1989, 572 с.
82. Либерман Ю.М. Давление на крепь капитальных выработок.М.: Наука, 1969.- 119 с.
83. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений.- М.: Недра, 1982.- 272 с.
84. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. М.:Физматгиз, 1969.- 576 с.

85. Пугачев В.С. Теория случайных функций и ее применение к задачам автоматического управления.- М.: Физматгиз.- 1962.- 884 с.

86. Свешников А.А. Прикладные методы теории случайных функций.- Л.: Судпромгиз.- 1961.- 252 с.

87. Володин Б.Г., Ганин М.П. и др. Руководство для инженеров по решению задач теории вероятностей.- Л.: Судпромгиз.- 1962.-42 с.

88. Кузнецов П.И., Стратанович Р.Л., Тихонов В.М. О длительности выбросов случайной функции. - ЖТФ, т. XX1У, 1.- 1954.

89. Разработать и внедрить эффективную технологию ремонта и крепления набрызгбетоном подземных горных выработок: Отчет о НИР/Днепропетровский горный институт (ДГИ): Руководитель Л.Я.Парчевский. N ГР 78030380 Инв. № 0458965.- Днепропетровск, ДГИ. 1981.- 141 с.

90. Выполнить исследования способов повышения устойчивости капитальных выработок и разработать основные параметры технологии обеспечения эксплуатационного состояния выработок в породах , склонных к пучению // Отчет о НИР/Академия инженерных наук Украины. Отделение инженерных проблем горного дела: Руководитель А.Н. Шашенко.- Днепропетровск, 1993.- 42 с.

91. Разработать рекомендации по повышению устойчивости протяженных горных выработок в условиях пучащих пород. Отчет о НИР/Днепропетровский горный институт /ДГИ/: Руководитель А.Н. Шашенко. N ГР VA 01000317P.- Днепропетровск. ДГИ. 1992.- 46 с.

92. Парчевский Л.Я., Шашенко А.Н. Вероятностная оценка структурно-механического ослабления породного массива// Известия вузов. Горный журнал.- 1992.- N 6, с. 47-51.

93. Кириченко В.Я. Геолого-геомеханическое обоснование параметров способов повышения устойчивости горных выработок на глубоких горизонтах шахт Западного Донбасса .Дисс. канд. техн наук , Днепропетровск , 1990.-256 с.

94. Выгодин М.А. Обоснование параметров армопородных грузонесу-

щих конструкций на базе рамно-анкерных крепей и технология их сооружения в выработках шахт Западного Донбасса. Дисс. канд.техн наук, Днепропетровск, 1990.-185 с.

95. Тулуб С.Б. Вероятностно-статистическая оценка устойчивости магистральных выработок шахт Западного Донбасса. Науковий вісник НГА України, №2, 1998. – С. 27-35.

96. Репка В.В. Прикладная физико-химическая механика углепородных массивов. – Киев.; Наукова думка, 1991. – 144 с.

97. Кузнецов Г.Н. Экспериментальные методы исследования вопросов горного давления, -Тр. совещ, по упр. горн.давл.- М.: Углетехиздат , 1948.- с. 90-149.

98. Ильштейн А.М. Закономерности проявления горного давления.-М.; Углетехиздат, 1958, с. 19-69.

99. Устойчивость магистральных выработок Западного Донбасса в оценках случайного влияния геомеханических факторов / Л.Я.Парчевский, В.И.Костогрыз, А.А.Татаринов и др./ Горный информан. бюллетень.- Вып. №3.- Москва, МГГУ, 1998. – С. 180 - 185.

100. Парчевский Л.Я., Татаринов А.А., Шашенко А.Н. Устойчивость выработок в условиях пучащих пород в статистических оценках / В межведомств. сб. научн. трудов «Геотехническая механика» - Вып. №3.- Днепропетровск, ИГТМ НАН Украины, 1997. – С. 24 - 31.

101. Тулуб С.Б., Татаринов А.А., Костогрыз В.И. Выбор рациональных параметров конструкций рамных крепей для условий шахт Западного Донбасса // Науковий вісник НГА України.-1998р.- № 2.- С.6-8.

Наукове видання

Скобенко Олександр Васильович
Хозяйкіна Наталія Володимирівна
Дериш Віталій Володимирович

**УДОСКОНАЛЕННЯ РАМНОГО КРІПЛЕННЯ ПРОТЯЖНИХ
ВИРОБОК ВУГІЛЬНИХ ШАХТ**

Монографія

(Російською мовою)

Друкується у редакційній обробці авторів.

Підп. до друку 29.07.2014. Формат 30x42/4.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 5,5.
Обл.-вид. арк. 5,5. Тираж 100 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано
у Державному ВНЗ «Національний гірничий університет».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842
від 11.06. 2004.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.