

УДК 622.831.2

*д.т.н., проф. Литвинский Г. Г.,
к.т.н., доц. Смекалин Е. С.,
Кладко В. И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР, ligag@ya.ru)*

МЕТОДИКА ОЦЕНКИ И КРИТЕРИИ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В статье рассмотрены вопросы обработки и анализа шахтных наблюдений смещений контура горных выработок на примере грузового уклона гор. 956 м шахты «Самсоновская-Западная». Описаны и проанализированы результаты инструментальных измерений смещений пород в горной выработке за 19 лет. Впервые предложен коэффициент качества паспорта проходки выработки и обоснованы его граничные значения. Исследован и обоснован критерий устойчивости горных выработок для оценки ее эксплуатационного состояния. Показано возможное практическое применение предложенных критериев в практике проектирования горных выработок. Теоретические разработки подкреплены демонстрационными расчетами для типичной выработки.

Ключевые слова: капитальная горная выработка, горное давление, смещение пород, устойчивость, пучение пород, оценка качества проходки, критерий устойчивости, проектирование выработок.

1 Актуальность и цель исследований

Современная технология добычи угля основана на проведении комплекса подготовительных горных выработок (ПГВ) большой протяженности (в среднем 5...10 м на 1000 т товарного угля), что требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат. Поэтому стоимость проведения, крепления и поддержания ПГВ в значительной степени предопределяет технико-экономические показатели всего горного предприятия.

Для изучения проявлений горного давления (ПГД) в горных выработках проводятся шахтные инструментальные наблюдения по утвержденным методикам [1, 2], и к настоящему времени горными инженерами и исследователями накоплен огромный фактический материал. Его обработка и осмысление позволили выявить основные закономерности ПГД в различных горно-геологических условиях и разработать различной детальности классификации ПГД и методы его расчета и прогноза [3, 4 и др.]. Однако существующие методы прогноза ПГД остаются недостаточно достоверными и требуют постоянных коррек-

тировок с учетом особенностей горно-геологических условий и технологии проходки выработок.

Для контроля состояния ПГВ в процессе их сооружения и эксплуатации проводятся регулярные маркшейдерские наблюдения за соблюдением нормативных габаритных размеров и смещениями окружающих пород. Эти замеры в своей массе по всем объектам съемок содержат ценный фактический материал, позволяющий судить об устойчивости горных выработок и оценить особенности проявлений горного давления. Однако до настоящего времени эта информация, за редким исключением, не используется должным образом и в полной мере, постепенно накапливаясь в архивах маркшейдерских отделов. Как правило, не проводится анализ геомеханической обстановки и причинно-следственных связей между проявлениями горного давления и основными влияющими на поведение окружающих пород факторами.

Такое положение объясняется отсутствием соответствующей методики обработки и анализа такого рода шахтных инструментальных наблюдений, нет общеприня-

тых методик критериев качества проходки и критериев устойчивости выработки для оценки ее эксплуатационного состояния и принятия обоснованных решений по ее поддержанию.

Основная идея — использовать методологию классификации и ранжирования результатов наблюдений для оценки устойчивости горных выработок.

Объект исследования — грузовой уклон гор. 956 м (ГУ) ш. «Самсоновская-Западная» — капитальная горная выработка, которая вскрывает угольный пласт k_2^H и горизонт 1180 м шахты.

Предмет исследования — методика и критерии оценки устойчивости горных выработок.

Цель и задачи исследования:

- разработка методики анализа и статистической обработки шахтных наблюдений;
- обоснование коэффициентов оценки качества проходки горной выработки;
- разработка основных положений методики и критериев эксплуатационного состояния (устойчивости) горной выработки.

Для наглядности и демонстрации результатов исследования все вычисления и геометрические построения проводятся на примере конкретной достаточно типичной горной выработки — грузового уклона гор. 956 м ш. «Самсоновская-Западная». Выбор был обусловлен тем, что выработка расположена на большой глубине разработки в породах средней прочности, имеет достаточную длину и длительный срок эксплуатации.

2 Горно-геологические условия объекта исследования

Грузовой уклон гор. 956 м (ГУ), выбранный в качестве демонстрационного примера, предназначен для доставки материалов и оборудования, выпуска исходящей струи воздуха с западного крыла шахты, имеет проектное поперечное сечение в проходке $15,9 \text{ м}^2$, в свету $12,8 \text{ м}^2$. Уклон был пройден буровзрывным способом, закреплен стальной податливой арочной

трехзвенной крепью КМПА3/13,8 из профиля СВП-27 с железобетонной и деревянной затяжкой межрамного пространства. Выработка имеет длину 1317 м, первые 646 м (пикеты ПК0...ПК65) проведены по пустым породам, следующие 671 м (пикеты ПК66...ПК131) — по пласту k_2^H . Угол наклона от 0° до 17° .

ГУ пересекает следующие 3 зоны пород, которые различаются по своим физико-механическим показателям и которые следует выделить для обработки шахтных замеров и анализа устойчивости ГУ:

1. ПК0...ПК22 — чередующиеся слои пород мощностью 1,4...2,3 м (глинистые сланцы, аргиллиты, алевролиты слабой устойчивости, находящиеся между тремя пластами трещиноватого серого песчаника, каждый мощностью 2...2,7 м средней устойчивости), участок уклона проведен в 2001–2003 гг. длиной 220 м и углом наклона $12\text{--}15^\circ$.

2. ПК22...ПК65 — слои песчаника серого и светло-серого цвета, косослоистой текстуры, с переменной структурой от мелкозернистой в верхней части слоя до крупнозернистой в нижней, скрепленного глинисто-кремнистым и известковистым цементом, слабо и сильно трещиноватого, преимущественно устойчивого, пройден в 2003–2006 гг. длиной 426 м и углом наклона 15° .

3. ПК65...ПК130 — 671 м пройден по угольному пласту k_2^H со смешанной подрывкой в слоистых породах под преимущественно устойчивым песчаником в кровле и с аргиллитом тёмно-серого цвета, полосчатой текстуры, плитчатым, с тонкими линзами сидеритового состава, сильно трещиноватого, склонного к пучению в боках и почве.

Работы по проведению ГУ были закончены в 2008 году, в 2010 году выработка сдана в эксплуатацию.

Для анализа устойчивости будем рассматривать два разнородных по горно-геологическим условиям участка ГУ (рис. 1):

- породный (полевой) (ПК22...ПК65) с углом наклона $15\text{--}16^\circ$, пройденный по

переслаивающимся породам спокойного моноклиального залегания;

– пластовый (ПК65...ПК130) с углом наклона $7...8^\circ$. На пластовом участке ГУ в пределах пикетов ПК114...ПК118 пересекает мелкоамплитудную дизъюнктивную дислокацию в виде надвига.

Основное проявление горного давления в ГУ выразилось в пучении пород почвы. В ходе эксплуатации выработки скорость смещения пород почвы в среднем оказалась равной $10...15$ см/год. Ремонтные работы и подрывка почвы осуществлялись на отдельных участках ГУ суммарной длиной 892 м. Требуемая величина подрывки почвы составляла $1,3...1,6$ м, поперечное сечение в свету уменьшалось с $12,8$ м² до $8,1$ м².

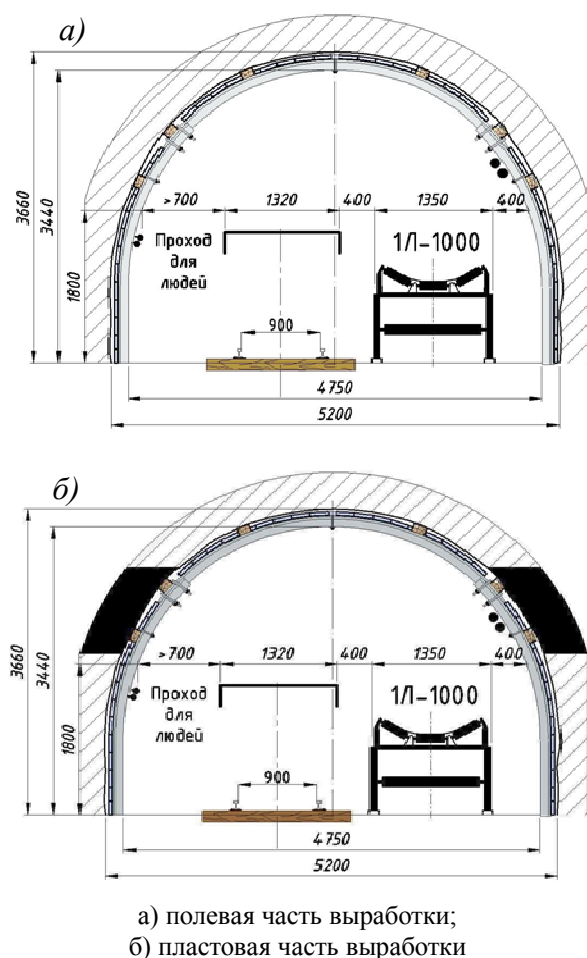


Рисунок 1 Поперечные сечения ГУ

Затраты на проведение ГУ составили 47,1 млн руб. За время эксплуатации выработки затраты на её поддержание и обеспечение допустимых зазоров составили 13,5 млн руб., или 28,7 % от всей стоимости проведения.

3 Шахтные замеры устойчивости грузового уклона

В процессе проведения ГУ и при его эксплуатации ежегодно проводились маркшейдерские съемки в соответствии с инструкцией [1]. Контроль состояния горных выработок производился путем измерения ширины и высоты выработки один раз в год по пикетам через 20 м. Высоту в свету измеряли между верхняком и почвой выработки. Ширину измеряли по почве выработки между стойками постоянной крепи КМПА3/13,8. Попутно отметим, что правильнее измерять ширину на уровне зазора между крепью и транспортным сосудом. Дополнительно фиксировали зазоры между подвижным составом, оборудованием (конвейером) и рамами крепи. Со стороны людского прохода зазор измеряли на высоте 1,8 м.

Замеры проводило звено из двух маркшейдеров мерной линейкой и тесьмянной рулеткой с точностью ± 5 см: один фиксировал начало отсчета рулетки «0», второй — размер измеряемого параметра в пределах допустимой погрешности. Результаты замеров вносили в «Журнал замеров состояния горных выработок». После замеров проводили обработку результатов и выявляли отклонения от параметров, регламентируемых правилами безопасности.

Таким образом, методика шахтных замеров существенно не отличалась от общепринятой, а точность замеров высоты и ширины выработки не превышала ± 50 мм, поскольку на каждом из пикетов не было четкой фиксации точек отсчета замеров, особенно в почве и на стойках крепи.

На первом этапе при обработке замеров оценивалось соответствие паспорта крепи

ления (рис. 1) исходных размеров ГУ (высота h и ширина b).

Замеры показали, что после проходки размеры в свету ГУ на породном участке $h=3,44$ м были вполне приемлемы (разброс относительно паспорта крепления $\Delta h/[h] \cdot 100 \% < \pm 5 \%$). Этот разброс показан на рисунке 2 в виде графика распределения частоты отклонений относительной высоты $\Delta h/[h] \cdot 100 \%$. Как свидетельствует график эмпирической частоты распределения, точки разброса находятся вблизи нормального распределения Гаусса [5].

В то же время высота на пластовом участке при проходке составила в среднем всего 2,65 м (вместо 3,44 м) с колебаниями от 3,0 до 2,25 м, а ширина — 4,38 м (вместо 4,75 м) с размахом от 4,6 до 4,2 м. Следовательно, еще до начала проявлений горного давления размеры ГУ не соответствовали паспортным данным.

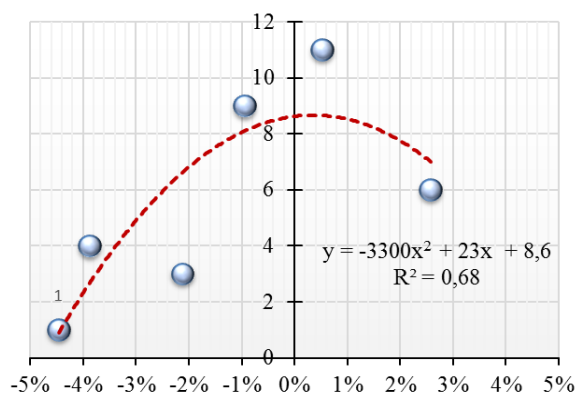


Рисунок 2 Эмпирическая частота распределения разброса высоты $\Delta h/[h] \cdot 100 \%$ при проходке ГУ на породном участке

4 Оценка качества проходки выработок

До настоящего времени не существует методики и числовых оценок состояния горной выработки в момент ее приемки после проходки и во время ее эксплуатации.

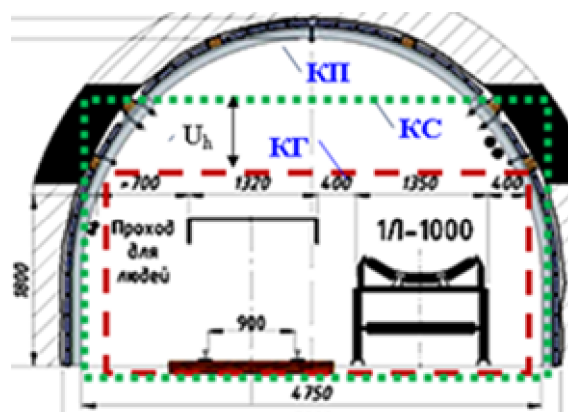
Рассмотрим возможные объективные критерии качества ее проходки и эксплуатационного состояния. Воспользуемся заданными паспортными размерами выработки и нормативными зазорами согласно

ПБ с учетом прогнозируемых смещений породного контура по высоте и ширине. Тогда при обосновании паспорта крепления можно рекомендовать следующий порядок построений (рис. 3):

1) выбираем минимально необходимый габаритный контур КГ выработки с учетом размещения оборудования, транспорта и зазоров;

2) на его основе строим контур КС с учетом прогнозируемых смещений пород по вертикали и с боков выработки;

3) выбираем проектное поперечное сечение выработки в свету с учетом требований ПБ (вентиляция, газовый фактор и пр.) и принятого типа крепления (КП).



КГ — габаритный контур,
КС — контур с учетом смещений пород,
КП — принятый по паспорту крепления

Рисунок 3 Построение контуров поперечного сечения выработки

Каждый из построенных контуров КГ, КС, КП при выборе формы и поперечного сечения горной выработки характеризуется набором размеров, которые необходимо соблюдать при проведении и эксплуатации выработки. В простейшем случае в качестве такого минимального набора размеров можно считать два показателя: высоту h и ширину b рассматриваемого контура выработки.

Габаритный контур КГ следует считать минимально возможным и его размеры целесообразно положить в основу оценки

устойчивости выработки. Для этого предлагается ввести критерии качества соблюдения проектных размеров в паспорте крепления

$$K_{II} = a_i / [a_i] \cdot 100\%, \quad (1)$$

где a_i , $[a_i]$ — соответственно измеренный текущий и предельно допустимый (например, размер по паспорту крепления) размеры выработки (высота, ширина, зазоры и т. д.).

Следовательно, критериев качества K_{II} может быть несколько в зависимости от поставленной задачи и выбранного размера выработки. Для оценки качества соблюдения размеров при проходке ГВ целесообразно использовать ее высоту $[h_{II}]$ и ширину $[b_{II}]$ в свету, заданные паспортом крепления. Тем самым мы получаем метод численной оценки качества соблюдения паспорта в процессе проведения выработки.

Однако необходимо задаться численными границами критерия оценки, которые дадут возможность четко различить разные условия соблюдения паспорта проходки. Таким безразмерным критерием может служить выражение (1), физический смысл которого состоит в фиксации отклонения текущего размера выработки от заданного паспортом проходки.

Оценку качества проходки предлагается производить, основываясь на значениях коэффициента вариации критерия устойчивости (1), выбранных по результатам шахтных наблюдений, которые дали следующие граничные значения для коэффициента K_{II} (табл. 1).

Таблица 1

Коэффициент качества проходки K_{II}

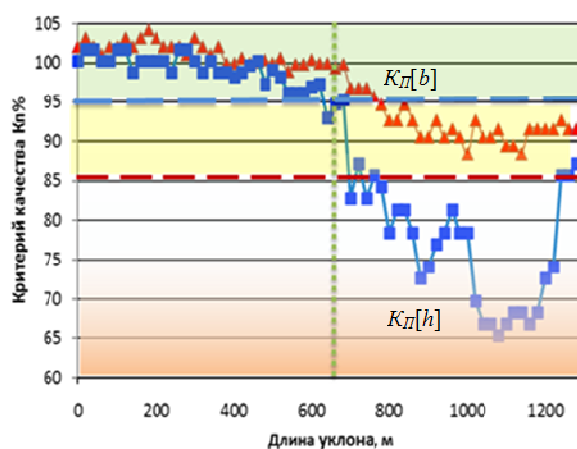
Коэффициент K_{II} , %	Категория качества	
$95 < K_{II} \leq 105$	I	хорошее
$85 < K_{II} \leq 95$	II	приемлемое
$K_{II} \leq 85$	III	плохое

Сами по себе численные значения коэффициентов качества проходки не являются догмой и могут после соответствующего обоснования изменяться уже на стадии проектирования в зависимости от значимости выработки и требований заказчика.

Следовательно, если значения коэффициентов качества K_{II} по высоте h и ширине b в свету в заданном сечении выработки при ее проходке оказываются меньше граничного значения (в нашем случае 85 %), то необходимо произвести ремонт выработки. Применяя этот подход ко всей выработке независимо от горно-геологических условий ее проведения, на основании простейших маркшейдерских замеров можно выделить участки, где следует выполнить ремонтные работы.

Как было указано в разделе 3, зафиксированные размеры выработки в свету на первом году существования каждого из ее пикетов показали, что на породном участке ГУ вариация коэффициента качества K_{II} по высоте выработки не превышала $\pm 5\%$, т. е. качество проходки было хорошее.

На пластовом участке уклона наблюдалось совсем иное его состояние. Коэффициент вариации коэффициента K_{II} (относительной высоты) оказался равным $K_{II} = 77\% \ll 85\%$ для высоты выработки и несколько лучше для ширины в свету $K_{II} = 92 < 95\%$.

Рисунок 4 Коэффициент качества проходки вдоль ГУ по высоте $K_{II}[h]$ и ширине $K_{II}[b]$

Кроме того, размеры в свету ГУ на пластовом участке оказались заметно меньше: высота при проходке составила в среднем 2,65 м (вместо 3,44 м) с колебаниями от 3,0 до 2,25 м, а ширина — 4,38 м (вместо 4,75 м) с размахом от 4,6 до 4,2 м.

Значит, даже по осредненным данным для всей длины пластового участка ГУ качество проходки следует признать плохим, т. е. здесь ГУ требовал ремонта.

Однако фиксация отклонений от паспортных размеров в виде коэффициентов качества проходки еще не дает достаточной информации, чтобы судить о возможности безопасной эксплуатации выработки в условиях уменьшения размеров с учетом запасов на осадку. Они обычно предусматриваются при проектировании податливых параметров устанавливаемой крепи. Отсюда возникает необходимость разработки методики определения степени эксплуатационной устойчивости выработки.

5 Методика оценки и критерии устойчивости выработки

Вышеприведенную методику по определению коэффициентов качества проходки можно распространить и для оценки устойчивости выработок, находящихся в эксплуатации. Для этих целей целесообразно ввести коэффициент устойчивости K_y , физический смысл которого состоит в определении степени отклонения (в %) реальных размеров выработки от граничных минимальных, допускаемых правилами безопасности, размеров выработки в свету

$$K_y = a_i / [a_G] \cdot 100\%, \quad (2)$$

где a_i , $[a_G]$ — соответственно измеренный текущий и предельно допустимый габаритный размеры выработки (высота, ширина, зазоры и т. д.).

В отличие от коэффициента качества $K_{ДП}$ проведения выработки, где в качестве базы для сравнения принимаются размеры и зазоры выработки, заданные паспортом крепления в свету, коэффициент устойчиво-

сти K_y в качестве базовых размеров учитывает предельно допустимые по ПБ.

Очевидно, значение коэффициента устойчивости $K_y < 100\%$ в данном поперечном сечении хотя бы по одному размеру является неприемлемым с точки зрения эксплуатации выработки и указывает на ее неустойчивость и необходимость ремонта.

Напротив, если для данного сечения получено $K_y > 100\%$ для всех контролируемых размеров (например, ширины, высоты, транспортных зазоров, прохода для людей и пр.), то следует вывод, что выработка устойчива, т. е. находится в пригодном для эксплуатации состоянии. Степень превышения K_y порогового значения 100 % численно показывает «запас» устойчивости горной выработки по каждому контролируемому размеру.

Очевидно, что если в рассматриваемом сечении выработки контролируют несколько размеров, то в результате получают столько же коэффициентов устойчивости. При этом об устойчивости выработки судят, принимая во внимание из всех полученных лишь минимальное значение K_y , что идет в запас надежности решений о состоянии выработки.

Рассмотрим анализ коэффициента соблюдения паспорта крепления на примере ГУ протяженностью около 1300 м (70 пикетов) после 19 лет его эксплуатации, в течение которых производились неоднократные подрывки пород почвы (рис. 5).

Для оценки критерия устойчивости необходимо ввести численные его значения. С этой целью предлагается ввести следующие критериальные его градации (табл. 2).

Исходя из общетехнических требований о допустимой инженерной точности прогноза горного давления в пределах 20–25 %, что обусловлено неконтролируемой изменчивостью и неопределенностью горно-геологических и горнотехнических условий сооружения горных выработок, используем для оценки устойчивости три градации (категории):

– если $K_y < 100$ %, то хотя бы один из габаритных размеров поперечного сечения выработки в свету не отвечает требованиям правил безопасности, т. е. выработка находится в аварийном состоянии и нуждается в ремонте (ошибка проектирования первого рода ОП-I: горное давление недооценено);

– при условии $100 < K_y < 125$ % для всех габаритных размеров выработки можно считать выработку устойчивой, и нет ошибок при ее проектировании (ОП-0);

– если $125 \% < K_y$ для одного или нескольких габаритных размеров выработки, то эти размеры спроектированы с избытком, т. е. допущена ошибка проектирования второго рода (ОП-II — принят излишний запас поперечного сечения выработки).

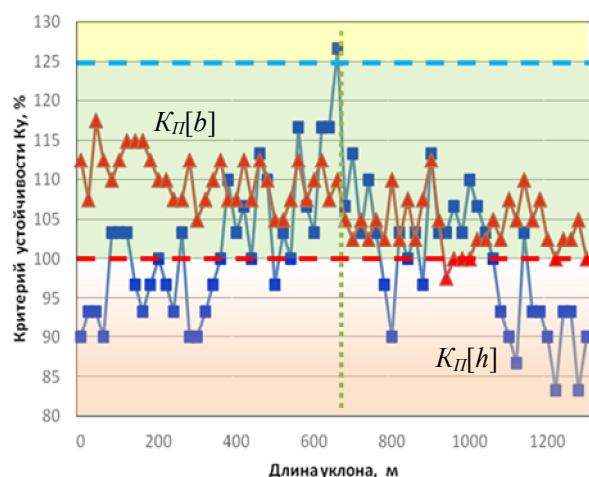


Рисунок 5 Критерии устойчивости ГУ после ремонтов крепи и подрывок почвы по высоте $K_y[h]$ и ширине $K_y[b]$

Таблица 2

Критерии устойчивости K_y горных выработок

K_y , %	Оценки устойчивости	
	Категории	Ошибки проектирования ОП
$K_y < 100$	аварийно	ОП-I
$100 < K_y < 125$	норма	ОП-0
$125 < K_y$	избыточно	ОП-II

Как видно из графиков, представленных на рисунке 5, коэффициент качества после многочисленных подрывок почвы и ремонтов кровли и боков на породном участке до ПК-35 оказался в основном на приемлемом уровне (II категория качества). На пластовом участке ГУ высота сечения значительной части пикетов оказалась III категории коэффициента качества (ниже 85 % от паспортной высоты).

Нельзя упускать из виду возможные случаи, когда критерии устойчивости K_y окажутся различными для размеров в одном и том же сечении ГВ. Тогда следует оценивать устойчивость ГВ по самому худшему варианту сочетания критериев устойчивости.

Представляет интерес сравнить, насколько совпадают расчетные согласно нормативному документу и средние измеренные смещения в выработке. Сравнение проведено отдельно для протяженностей полевой (породной) и пластовой части ГУ, причем при оценке полученных согласно маркшейдерским замерам смещений приняты во внимание и выполненные работы по ремонтам в кровле и боках выработки.

Данные об измеренных и расчетных смещениях пород в выработку показаны в таблице 3.

Таблица 3

Величина смещений контура выработки в свету

Смещения U , см			
Место измерения	Расчетные	Средние измеренные	Откл-е Δ , %
Породная часть ГУ			
кровля	34	25	136
почва	34	70	49
бока	9	34	26
Пластовая часть ГУ			
кровля	47	42	112
почва	75	220	34
бока	11	58	19

Как следует из таблицы 3, расчетные смещения существенно отличаются от измеренных как в большую, так и в меньшую сторону. Расхождение в ряде случаев превышает 2...5 раз. Причем изменчивость измеренных смещений пород вдоль выработки (рис. 5) оказалась необычайно высокой. Так, коэффициент вариации смещений относительно их среднего значения по выработке оказался в диапазоне $k_V = 0,25 \dots 0,3$ и более, несмотря на то, что каждая часть ГУ была пройдена примерно в одних и тех же горно-геологических условиях. Это еще раз подтверждает необходимость учитывать при прогнозе смещений их вероятностную (стохастическую) компоненту, что полностью игнорируется в нормативных документах по проектированию выработок.

Если проследить изменчивость критерия устойчивости K_V вдоль выработки для ее высоты и ширины (рис. 6, 7), то получим вероятностный разброс такого же рода. В качестве минимально (*min*) допустимых размеров выработки были приняты размеры стальной крепи КМП-А3/13,8 с учетом ее податливости по вертикали (300...400 мм) и по ширине (200...300 мм).

Данные были получены по всем 130 пикетам ГУ на конечный период эксплуатации (19 лет) после проведения всех работ по подрывке пород почвы (для устранения последствий пучения), ремонту рельсового пути и элементов крепления.

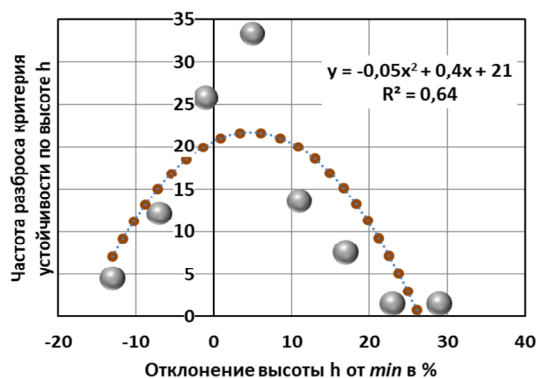


Рисунок 6 Вероятностный разброс критерия устойчивости по высоте $K_V[h]$

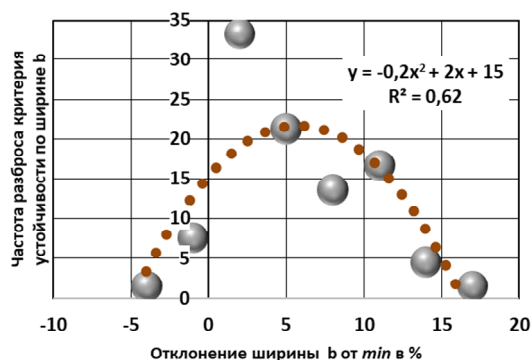


Рисунок 7 Вероятностный разброс критерия устойчивости по ширине $K_V[b]$

Полученные графики показывают, что разброс критериев устойчивости K_V после ремонтов также достаточно заметен, причем высота выработки отличается от минимально допустимой в пределах от -15 до $+30$ % со смещением на $5-10$ % в сторону запаса устойчивости.

Примерно такой же характер имеет разброс критерия устойчивости $K_V[b]$ и для ширины выработки ($-5 \dots +17$ %). В обоих случаях получены вполне сопоставимые удовлетворительные значения достоверности аппроксимации R^2 в пределах $0,62 \dots 0,64$.

Следует заметить, что общая конфигурация экспериментальных линий тренда разброса замеров смещений и критериев устойчивости близка к нормальному закону распределения Гаусса. Значит, для обработки стохастической компоненты смещений контура горных выработок можно использовать хорошо разработанный аппарат теории вероятности и математической статистики.

Следовательно, предложенные критерии устойчивости $K_V[h]$ и $K_V[b]$ могут служить определяющими ориентирами для суждения о качестве соблюдения размеров выработок при их проходке и на любом этапе эксплуатации. Более того, эти критерии позволяют перейти к надежному обоснованию условий оптимизации проектирования размеров горных выработок и выбора из способов и средств по управлению проявлениями горного давления, крепления, поддержания и охраны.

Искусство проектирования паспорта ГВ состоит в том, чтобы не допускать слишком большого разброса критериев устойчивости в поперечном сечении ГВ и обеспечивать их оптимальное соотношение, избегая ошибок проектирования I или II рода.

Перспективным направлением дальнейших исследований по оптимизации проектных решений при составлении паспортов крепления выработки можно считать обоснование допустимых вероятностных границ ошибок I или II рода при прогнозируемых экономических последствиях в процессе проведения и эксплуатации горных выработок.

Выводы

Проведенные исследования позволили получить следующие результаты:

1. В настоящее время отсутствуют общепринятые стандартизованные методы и критерии оценки эксплуатационного состояния горных выработок.

2. Большой массив информации, получаемый в результате регулярных маркшейдерских съемок, остается без должных обработки и анализа.

3. На основе соответствующей аналитической обработки маркшейдерских замеров линейных размеров горной выработки можно получить обоснованные выводы о ее эксплуатационном состоянии.

4. Для получения обоснованных оценок качества проведения горной выработки на основе анализа соблюдения ее паспортных размеров поперечного сечения в свету был впервые предложен коэффициент качества паспорта и обоснованы его граничные значения.

5. Впервые предложен критерий оценки устойчивости выработок, в котором учитываются возможные и недопустимые деформации поперечного сечения в свету, что позволяет обоснованно принимать решения по управлению эксплуатационным состоянием выработки.

6. Показаны недопустимые различия прогнозируемого и реального состояния устойчивости выработок, что обосновывает необходимость пересмотра существующих методик по прогнозу проявлений горного давления, в первую очередь с учетом вероятностного их характера.

Библиографический список

1. КД 12.06.203-2000. Маркшейдерские работы на угольных шахтах и разрезах. Инструкция. [Текст]. — Введ. 2001.07.01. — Украинский государственный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики и маркшейдерского дела (УкрНИМИ) и НПЦ «Геотехнология» ДНЦ АГНУ, 2001. — 132 с.

2. Методические указания по исследованию горного давления на угольных и сланцевых шахтах [Текст]. — Л. : ВНИМИ, 1973. — 102 с.

3. Литвинский, Г. Г. Основные закономерности проявлений горного давления на малых и больших глубинах [Текст] / Г. Г. Литвинский // Горное давление в капитальных и подготовительных выработках : материалы Міжнародної конференції «Форум гірників – 2009». — Днепропетровск : НГУ, 2009. — С. 13–21.

4. Александров, С. Н. Деформирование породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением [Текст] / С. Н. Александров, Н. Н. Касьян, А. О. Новиков, И. Н. Шестопалов // Горный информационно-аналитический бюллетень : научно-технический журнал. — 2012. — № 6. — С. 125–134.

5. Пугачев, В. С. Теория вероятностей и математическая статистика [Текст] : учебное пособие / В. С. Пугачев. — [2-е изд.]. — М. : Физматгиз, 2002. — 496 с.

© Литвинский Г. Г.

© Смекалин Е. С.

© Кладко В. И.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зам. директора по научной работе
РАНИМИ МОН ДНР Дрибаном В. А.,
к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Мележиком А. И.*

Статья поступила в редакцию 29.05.20.

**Doctor of Technical Sciences, Prof. Litvinsky G. G., Assistant Professor Smekalin E. S.,
Kladko V. I. (DonSTU, Alchevsk, LPR, ligag@ya.ru)**

ASSESSMENT METHODS AND CRITERIA FOR THE STABILITY OF MINE WORKINGS

The article deals with the processing and analysis of mine observations of shifts in the contour of mine workings on the example of load slope level 956m “Samsonovskaya-Zapadnaya” mine. There have been described and analyzed the results of instrumental measurements of rock shifts in the mine workings for 19 years. For the first time, the quality coefficient of passport of the tunnel driving is proposed and its boundary values are justified. The criterion of mine workings stability for assessing its operational condition is investigated and justified. The possible real-world application of the proposed criteria in practice of mining design is given. Theoretical developments are corroborated by illustrating calculations for typical working.

Key words: *permanent mine working, rock pressure, rock shift, stability, rock heaving, assessment of the quality of sinking, stability criterion, design of workings.*