

С.С. Саййидкасимов, А.Н. Казаков

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПОДЗЕМНОМ СПОСОБЕ РАЗРАБОТКИ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАРМИТАНСКОЙ ЗОЛОТОРУДНОЙ ЗОНЫ

Представлены методы вероятностно-статистической оценки фактических обрушений горных пород произошедших в подготовительных горных выработках подземных рудников месторождений Зармитанской золоторудной зоны, на базе которых предложена методика прогноза устойчивости подготовительных горных выработок на глубоких горизонтах горных работ. Даны рекомендации по вероятностной оценке величины зоны обрушения и способам крепления горных выработок, в частности, определен оптимальный шаг анкерного крепления отдельных участков горизонтальных выработок.

Ключевые слова: горные выработки, геомеханическое состояние, массив горных пород, вероятно-статическая оценка, устойчивость, деформация, напряженно-деформированное состояние, обрушение, прогноз.

Для горно-геологических условий рудников разрабатывающих золоторудные месторождения характерно значительное разнообразие физико-механических свойств пород. Свойства окружающего массива могут различаться для отдельных выработок или даже их отдельных участков. Эти различия определяются литологическим составом, интенсивностью трещиноватости, слоистостью и другими структурными факторами.

При проектировании горных выработок и выборе оптимальных условий их поддержания следует учитывать вышеуказан-

ные различия путем соответствующего назначения исходных данных.

Как известно, в практике проектирования это требование выполнить весьма трудно, обычно в расчет принимают некоторые условия, которые можно назвать «наихудшими в среднем». Проектирование с максимальным учетом локальных условий может повысить надежность способов поддержания горных выработок и во многих случаях привести к обоснованному снижению расходов на поддержание.

Как показал анализ устойчивости выработок на Зармитанском и Гужумсайском рудниках Зармитанской золоторудной зоны, с увеличением глубины горных работ учащаются случаи местных обрушений незакрепленных выработок и заметные деформации крепи [1].

Как показывают результаты анализа данных обрушений горных пород на некоторых горизонтах рудников Зармитан и Гужумсай основное их количество имеют мощность до 1,0 м. Параметры обрушений колеблются в широких пределах, характер распределения которых описываются законом Вейбулла [2]. Обрушения пород в горных выработках остаются систематическими явлениями и представляют серьезную опасность при ведении горных работ. Они в пределах отработанных участков распределены неравномерно и имеют тесную связь с размещением локальных структур. Основными факторами, приводящими к несоответствию результатов расчетов с фактическим состоянием прочности и устойчивости пород в горных выработках является структурная неоднородность массива, проявление расслоений в кровле, связанные с трещиноватостью. Использование статистических подходов позволяет количественно описать неоднородность массива горных пород и достоверно оценить устойчивость горных выработок.

В настоящей статье сделана попытка расчета устойчивости и выбора основных параметров крепей для подготовительных выработок, находящихся в различных горно-геологических условиях, необходимое для локального проектирования.

Факторы, приводящие к различию механических свойств массива на разных участках, вызывают изменчивость его характеристик внутри этих зон. Такая изменчивость, имеющая случайный характер, вызывает рост вывалообразования. Поэтому за методику оценки устойчивости выработок была предложена статистическая, с определением вероятности появления разрушений различных размеров [1].

В основе предложенной статистической методики оценки устойчивости горных выработок и определения исходных данных для проектирования способов крепления подготовительных горных выработок лежит вычисление размеров нарушенных зон, образующихся в окрестности выработки с определенной вероятностью. Эти вычисления проводились исходя из следующих предпосылок:

- рассматривается плоская задача и определяются размеры зоны разрушения в сечении выработки.

- площадь зоны равна площади области массива, по которой условие прочности оказывается нарушенным «в среднем». Следовательно, эта зона включает не только те точки, в которых нарушено локальное условие прочности, принятое здесь в виде неравенства Кулона-Мора, но и близлежащие точки массива.

- в настоящем варианте методики диапазон ее применения ограничен условием, что средняя прочность пород в массиве превышает среднее значение нормального тангенциального напряжения на контуре полости выработки.

При оценке устойчивости горных выработок вычисляется вероятность появления нарушенных зон различной площади, а для определения исходных данных для проектирования крепей горных выработок вычисляются вероятности того, что соответствующие расчетной схеме крепи комбинации размеров нарушенных зон окажутся больше определенных значений.

Расчет проводился по основным горно-техническим данным с учетом случайной неоднородности прочностных и деформационных характеристик массива и отклонений реальной формы контура выработки от проектной. При этом были приняты следующие исходные данные, объединенные по факторам:

- эквивалентная глубина заложения выработки H и коэффициент бокового давления λ , которые пересчитываются по напряжениям, действующим в ненарушенном массиве в плоскости, перпендикулярной оси выработки;

- эквивалентный радиус выработки R ;

- средняя прочность пород в массиве σ_n ;

- характеристики пространственной изменчивости прочности пород в массиве:

- а) коэффициент изменчивости ϑ_{σ_n} и структурный показатель α_{σ_n} , характеризующие основную крупномасштабную составляющую неоднородности массива;

- б) значения $\vartheta_{\Delta\sigma}$ и $\alpha_{\Delta\sigma}$ для быстроосциллирующей добавки Δ_{Π} , вызывающей, в основном, «хаотический» разброс данных испытаний.

• характеристики изменчивости деформируемости ($q = E^{-1}$) пород в массиве:

а) ϑ_g, α_g ;

б) $\vartheta_{\Delta g}, \alpha_{\Delta g}$;

• Характеристики неровностей реального контура выработки: дисперсия D_σ и показатель α_σ .

Горно-технические данные определяются по известным методикам а характеристики, пространственной изменчивости и прочности пород в массиве определяются на основе обработки экспериментальных данных [1, 2, 3]. При отсутствии таких данных значения этих характеристик могут приниматься ориентировочно, по аналогии с результатами, полученными в условиях, близких к рассматриваемым. Наиболее важными из этих характеристик являются параметры, ϑ_{σ_n} и α_{σ_n} неоднородности прочностных свойств массива. Для их определения были использованы данные испытаний пород месторождения Зармитанской золоторудной зона. Анализ результатов обработки этих данных позволяет принять для опробованных участков массива следующие средние значения параметров неоднородности $\vartheta_{\sigma_n} = 25\%$; $\alpha_{\sigma_n} = 0,50 \text{ м}^{-1}$. Изменчивость «хаотической» составляющей $\vartheta_{\Delta\sigma}$ оказалась равной $\sim 20\%$, а значение $\alpha_{\Delta\sigma}$, которое рекомендуется принимать равным $1/h_0$, где h_0 – характерный размер образца, т.е. здесь $\alpha_{\sigma_n} \sim 10 \text{ м}^{-1}$, вполне удовлетворительно согласуется с результатом обработки. Параметры пространственного распределения деформационных характеристик массива по результатам обработки данных о модулях упругости тех же образцов оказались равными.

Как отмечено приведенные данные относились к участкам массива довольно высокой для данных условий нарушенности. На участках, где породы имеют менее выраженную трещиноватость, значения изменчивостей могут быть относительно уменьшены до (25–30%), а на участках с большей нарушенностью, эти значения должны увеличиваться. Поскольку в зонах меньшей нарушенностью массива размеры l_c структурных блоков возрастают, то значения $\alpha_{\sigma_n} \approx 1/l_c$ должны уменьшаться. Значения $\alpha_{\Delta\sigma}$ от состояния массива не зависят, а $\vartheta_{\Delta\sigma}$ изменяются аналогично ϑ_{σ_n} , но в меньшей степени. Используя эти рекомендации, можно составить для рассматриваемых условий следующую ориентировочную таблицу (табл. 1).

Через K_{co} в этой табл. 1 обозначен коэффициент структурного ослабления (по ВНИМИ), на который надо умножать полученное на образцах среднее значение σ_n , чтобы ориентировочно

Таблица 1

Тип нарушения массива	$K_{\text{со}}$	ϑ_{σ_n}	$\vartheta_{\Delta n}$	α_{σ_n}	$\alpha_{\Delta n}$
Слабая	0,80	16	0,35	14	10
Средняя	0,70	23	0,5	18	10
Сильная	0,50	29	0,7	24	10

учесть влияние трещиноватости. Увеличение α_{σ_n} с ростом степени трещиноватости отражает уменьшение размеров локальных областей ослабления в массиве. Значения ϑ_g принимаются $\vartheta_g = 1,1\vartheta_{\sigma_n}$, $\alpha_g = \alpha_{\sigma_n}$, $\vartheta_{\Delta g} = 1,1\vartheta_{\sigma_n}$.

Характеристики реальной поверхности выработки могут быть определены по данным натуральных замеров поверхности выработок. Используя результаты замеров в горных выработках, пройденных по скальным породам, можно принимать α_6 в пределах (3–5) м⁻¹ для выработок, эквивалентный радиус которых изменяется от 2 м до 5 м, причем меньшие значения соответствуют большим значениям R . Значения стандарта отклонений $\sqrt{D_6}$ лежат в пределах (10–15) см, т.е. $D_6 = (100–225) \cdot 10^{-4}$ м², в зависимости от технологии проходки и размера выработки [1]. В настоящих расчетах принято $\alpha_6 = 3,8$ м⁻¹, $D_6 = 133$ см².

Применительно к конкретным условиям использовалась статическая методика оценки устойчивости горных выработок.

Например, оценка устойчивости незакрепленной горной выработки – участка западного штрека гор. 720 рудника Зармитан. Сечение штрека на рассматриваемом участке длиной 50 м равно 4 м². Породы – крепкий известняк, $f = 10$, со слабо выраженной трещиноватостью. Для характеристики массива принимаем величины, указанные в первой строке табл. 1, а расчетное значение $\sigma_n = 80$ МПа. Глубина заложения выработки от дневной поверхности примерно 250–300 м, радиус сводовой части выработки $\sim 1,1$ м.

Все выработки на гор. 780 и основная часть выработки на гор. 720 эксплуатировались без крепления. С увеличением глубины горных работ в штреках учащаются нарушения, хотя и незначительные по интенсивности и объему. Поэтому требуется проверка возможности эксплуатации рассматриваемой выработки без крепления.

На рис. 1 приведена зависимость $Ns(W)$ среднего числа нарушенных зон вдоль контура выработки имеющая площадь $S \geq W$ для указанных условий, построенная путем вычислений

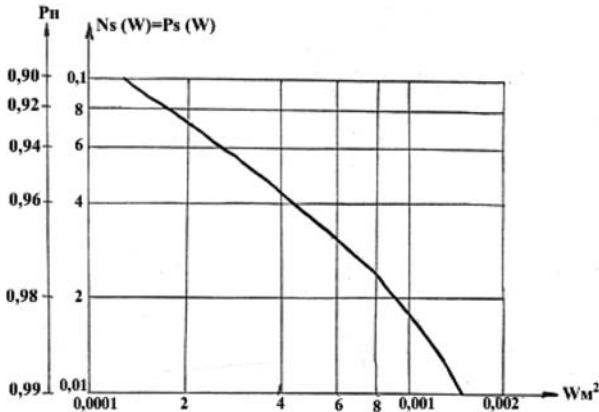


Рис. 1. График зависимости среднего числа нарушенных зон вдоль контура выработки с площадью S . $Ns(W)$ от площади вывалов (W) для оценки устойчивости штрека

значений $Ns(W)$. Для наглядности здесь использована двойная логарифмическая шкала. Вдоль вертикальной оси отмечены также значения заданной надежности $P_{\text{расч}}$, соответствующие значениям $N \approx P$. Из графика получаем, что для расчетной вероятности устойчивости незакрепленной горной выработки $P_{\text{расч}} = 0,97$ значения расчетной площади вывала $W_{\text{расч}} = 0,006 \text{ м}^2$, а для $P_{\text{расч}} = 0,99$ имеем $W_{\text{расч}} = 0,013 \text{ м}^2$.

Оценим возможный объем нарушения, которое может появиться с малой вероятностью $P_{\text{расч}} = 0,01$.

Считая нарушенную зону условно квадратной в сечении выработке и кубической в объеме, получаем $V_{\text{расч}} = 0,0015 \text{ м}^3$. Такой единичный вывал на сводовой части выработки может быть «обобран» и выработка может эксплуатироваться без крепления. Эта же рекомендация следует и из полученных ниже более общих результатов.

Откаточные выработки сечением $\sim 7 \text{ м}^2$ проходятся в массивах различных категорий по степени неоднородности (трещиноватости). Для оценки устойчивости и выбора способов их поддержания были получены и проанализированы зависимости от глубины горных работ значений предельных размеров нарушенных зон, соответствующих заданным уровням надежности 0,97 и 0,99.

Чтобы получить эти зависимости, были проведены вычисления и построены графики $Ns(W)$ для различных вариантов исходных данных, соответствующих рассматриваемым условиям

[1, 2, 3]. Проектный контур сводовой части выработки принят в виде полуциркульной кривой радиусом 1,8 м. Величина коэффициента бокового распора $\lambda = 1$. Для оценки влияния степени неоднородности массива рассмотрены три варианта, охарактеризованных в табл. 1, а значения σ_n массива в каждом из этих вариантов принимались соответствующими прочностями $R_{сж}$ образцов, равно 100 МПа, т.е. $\sigma_n = 80, 70$ и 50 МПа. Для каждого из этих вариантов расчеты были проведены для набора значений

$$d = \frac{H}{H_n} = \frac{H}{\left(\frac{\sigma_n}{2\gamma}\right)}, \text{ где } \gamma = 2,3 \text{ т/м}^3.$$

H_n – значение глубины заложения выработки, при котором нормальное тангенциальное напряжение на контуре σ_t становится равным σ_n .

Полученные графики по виду аналогичны графику $Ns(W)$ на рис. 1, отличаясь от него конкретными значениями. С зависимостей $Ns(W) = P^s(W)$ снимались значения W_N , соответствующие уровням $N = P_{расч} = 1 - P_{Нрасч}$, равным 0,01 и 0,03. Для анализа зависимости $W_N(H)$ при заданном N величины W_N откладываются по вертикальной оси, а по горизонтальной оси более показательно откладывать не значения H , а безразмерные величины $d = H/H_n$, где $H_n = \sigma_n/2\gamma$. Построенные таким образом графики $W_{расч}(d)$ для $P_{расч} = 0,01$ и $P_{расч} = 0,03$ приведе-

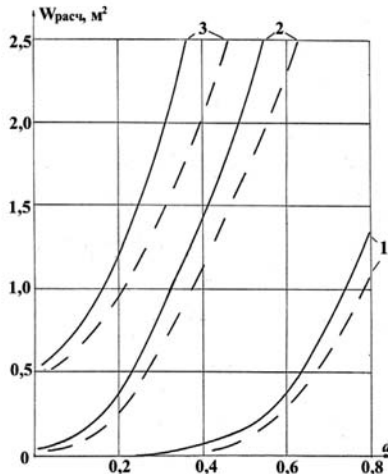


Рис. 2. Предельные площади нарушенных зон при $P_n = 0,99$ (—) и $P_n = 0,97$ (---) в массивах различной степени нарушенности

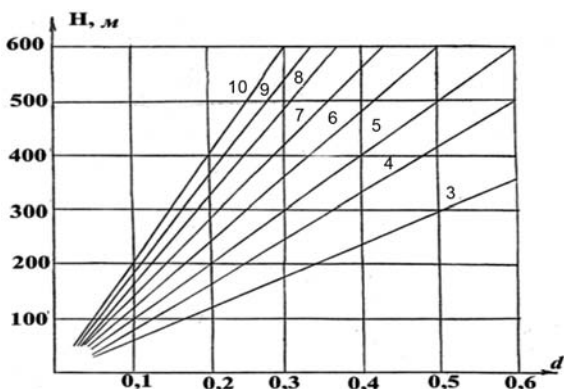


Рис. 3. Диаграмма для перехода от безразмерных величин $d = H/H_n$ к глубинам заложения H (цифрами указаны значения $\sigma_{\pi} / 0,01 \text{ МПа}$)

ны на рис. 2. Цифрой 1 обозначены графики, соответствующие массиву со слабовыраженной неоднородностью, цифрой 2 – массиву со средними характеристиками и цифрой 3 – массиву с интенсивно развитой трещиноватостью.

Для удобства перехода от значений d к H при анализе этих графиков, на рис. 3 приведены прямые $H(d)$ при различных σ_{π} в диапазоне 40–100 МПа и $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$.

Отметим, что современные рекомендации по оценке устойчивости горных выработок и выбору способов их поддержания основаны на вычислении величины $m = \gamma H / R_{\text{сж}}$ где $R_{\text{сж}}$ – прочность на сжатие на образцах, и на выделении различных диапазонов значений m в пределах которых состояние выработки может быть отнесено к той или иной определенной категории. Так, полагается, что при $m \leq 0,12$ выработка может эксплуатироваться без крепления, при $m \approx (0,12 \div 0,25)$ – достаточно ограничиться установкой оградительной крепи, а при $m > (0,25 \div 0,30)$ – требуется установка несущей крепи. Однако такой подход нуждается в дальнейшем уточнении. Известно, например, что, в неоднородных нарушенных массивах даже на небольших глубинах ($m \leq 0,05$) нельзя оставлять выработку не закрепленной. Можно привести и другие соображения, говорящие о том, что в такого рода классификации должна учитываться нарушенность массива (табл. 2).

Из графика на рис. 2. видно, что графики (соответствующие массивам с малой и средней степенями неоднородности, имеют начальные участки, где значения $W_{\text{расч}}$ очень медленно возрастают и остаются весьма малыми.

Таблица 2

Степень неоднородности массива	Рекомендуемый способ поддержания		
	незакрепленная выработка	оградительная крепь	
		набрызг-бетон	анкер
Слабая	$d < 0,4$ $m < 0,16$	$0,4 < d < 0,6$ $0,16 < m < 0,24$	$0,6 < d < 0,9$ $0,24 < m < 0,36$
Средняя	$d < 0,15$ $m < 0,05$	$0,15 < d < 0,22$ $0,05 < m < 0,08$	$0,22 < d < 0,60$ $0,08 < m < 0,21$
Сильная	—	—	$d < 0,4$ $m < 0,10$

У графика 3, соответствующего массиву с интенсивной неоднородностью, такой начальный участок практически отсутствует. Указанные зоны $d < 0,4$ на графиках 1 и $d < 0,15$ на графиках 2, видимо, ограничивают соответствующие диапазоны применения d , когда пройденная в таких массивах выработка может оставаться незакрепленной. В поведении же графиков 3 отражается, что безопасная эксплуатация незакрепленной выработки в массивах с очень интенсивной неоднородностью, трещиноватостью и т.д. оказывается невозможной даже на малых глубинах.

Рассматриваемые графики позволяют ориентировочно наметить границы изменения глубины выработки, до которой можно ограничиться установкой оградительной крепи, не препятствующей развитию нарушенных зон в массиве. Примем условно, что максимальная нагрузка на оградительную крепь не должна превосходить уровня (6–8) т/м, т.е. ограничим $W_{\text{расч}}$ величиной $W \leq 3,0 \text{ м}^2$ считая, что в противном случае требуется установка несущей крепи. В массиве с интенсивной неоднородностью этот уровень достигается при $d \approx 0,4$ графика 3, а в массиве со средним уровнем неоднородности — при $d \approx 0,6$.

В массивах весьма монолитной структуры оградительная крепь может сохраняться до весьма больших глубин ($d \approx 0,9–1,0$).

В табл. 2 приведены полученные таким образом диапазоны значений $d = H/H_n = 2\gamma H/\sigma_n$, ограничивающие ориентировочно области применения различных способов поддержания выработок для трех выделенных характерных категорий пород. Там же укажем соответствующие значения $m = \gamma H/R$, т.е. $m = K_c \cdot 1/2 d$, где K_c — коэффициент структурного ослабления массива горных пород.

Указанные границы не являются абсолютными. Они зависят от многих факторов. Например, область применения оградительной крепи зависит от ее конструкции, от реологических особенностей массива и др.

Полученные данные не противоречат известным рекомендациям, но делают их более конкретными и увязанными с реальной структурой массива [1, 2]. Подчеркнем, что одним учетом различных значений коэффициента структурного ослабления в рекомендованных ранее значениях m нельзя получить дифференцированные по категориям массива результаты. Влияние неоднородности на зависимость состояния выработки от глубины горных работ, как видно из рис. 2, очень велико. Это влияние, наряду со значениями K_c для массивов различных типов, определяет различие диапазонов в строках табл. 2.

Ниже данные табл. 2 используются для оценки, областей применения различных способов поддержания горных выработок в условиях рудников Зармитан и Гужумсай.

На Зармитанском руднике горный массив со средней прочностью образцов (80–100 МПа) имеет параметры неоднородности, колеблющиеся между значениями, указанными в 1-й и 2-й строках табл. 1, а для многих участков массива характерна весьма слабое развитие структурных и др. неоднородностей. На таких участках выработки могут оставаться незакрепленными до глубины порядка ~360 м, т.е. до гор 720 м. Оградительные крепи могут рекомендоваться здесь к использованию во всем реальном диапазоне глубины отработки залежи. На участках Зармитанского рудника с наиболее выраженной трещиноватостью массива, область распространения незакрепленных выработок ограничена глубиной ~110 м. Действительно, на таких особо нарушенных участках использование оградительных крепей было начато уже на верхних горизонтах рудника.

Для вмещающих пород месторождения Зармитанской золотрудной зоны в среднем характерна более интенсивная трещиноватость. Поэтому здесь основные участки массива можно характеризовать, при средней прочности образцов ~80 МПа, данными обрушений составляющими около 68% при высоте 0,5–1,0 м. Для этих участков область применения незакрепленный выработок ограничена глубиной ~100–150 м, хотя в некоторых наиболее благоприятных условиях это значение может быть доведено до 150–200 м.

Особо нарушенными в условиях Гужумсайского рудника являются зоны повышенной обводненности, где наличие больших

притоков воды в известняках приводит к падению их средней прочности и резкому возрастанию степени их неоднородности. На таких участках массива оградительные крепи, которые устанавливаются на всех существующих горизонтах, могут быть использованы лишь до глубины ~ 300 м, на более глубоких горизонтах в этих участках следует устанавливать несущие крепи.

Описанный подход может быть применен также к оценке диапазона применения наиболее экономичного и во многих случаях эффективного способа поддержания устойчивости выработок — крепления набрызг- и торкрет-бетоном. Здесь также можно ввести ориентировочное значение максимальной площади допустимого вывала, которое следует принять $\sim 0,5$ м. Тогда соответственно для выделенных категорий массивов диапазона применения набрызг-бетонной крепи можно ограничить значениями указанными в табл. 2.

Таким образом, используя определенные значения статистических параметров разрушений, предложены практические рекомендации по выбору оптимальных способов поддержания горных выработок в различных горно-геологических условиях.

На базе предлагаемой методики определяем исходные параметры для проектирования анкерной крепи, для различных участков месторождения Зармитанской золоторудной зоны.

1. Участки откаточных штреков гор. 720 м Зармитанского рудника. Общая длина 4-х участков составляет ~ 80 м. Породы — известняк $R_{сж} = 80$ МПа характеристики массива на этих участках оцениваются по значениям приведенным во 2-й строке табл. 1.

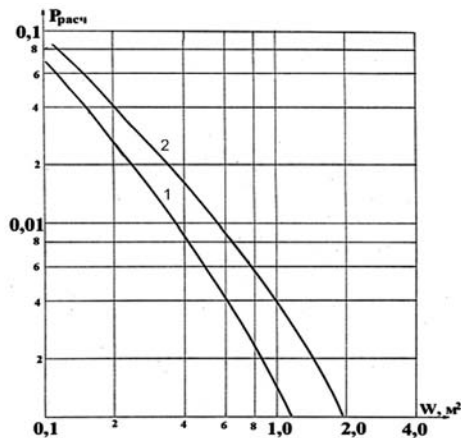


Рис. 4. Зависимости $P\{S_a \geq W\}$

Значение $d = 0,3$, и по классификации табл. 2 на рассматриваемых участках должна устанавливаться оградительная крепь.

Предполагаемый шаг анкерования по контуру – 1 м, а число анкеров $n_a = 5$. Для определения расчетной нагрузки на анкер по результатам вычислений, по указанным исходным данным, построен график

$$P(Sa \geq W) = \frac{1}{n_a} n_{S_a}(W)$$

при $\Delta_a = 1$ м (рис. 4, график 1).

Значение W , соответствующее уровню $P(Sa \geq W) = P_{\text{расч}} = 0,01$, оказалось равным $0,4 \text{ м}^2$, т.е. расчетная нагрузка на анкер $Q_{\text{расч}} = W_{\text{расч}} \gamma \Delta_1 = 1,0 \text{ т}$, где Δ_1 – шаг анкеров вдоль оси выработки, равный здесь также 1 м.

Определим теперь необходимую длину анкеров. Построим график вероятности того, что один из анкеров окажется целиком лежащим в пределах нарушенной зоны (рис. 5). Условие $h_a > h$ должно быть выполнено для всех анкеров, установленных в сечении выработки. Поэтому, если $P_{\text{нрасч}}$ – заданная надежность, то для определения уровня $P_{\text{расч}}^1$ для одного анкера, надо решить уравнение

$$(1 - P_{\text{расч}}^1)^{h_a} = P_{\text{нрасч}} = 1 - P_{\text{расч}}^{h_a} = 1 - P_{\text{расч}}$$

Если $h_a = 4$, то $P_{\text{расч}}^1 = 0,002$. По графику $h a_{\text{расч}}(P_{\text{расч}})$ получаем $h a_{\text{расч}} = 1,1$ м принятая в первоначальном проекте длина анкеров 2 м обеспечивает гораздо большую, чем необходимо, надежность $P_{\text{н}} \sim 0,9995$.

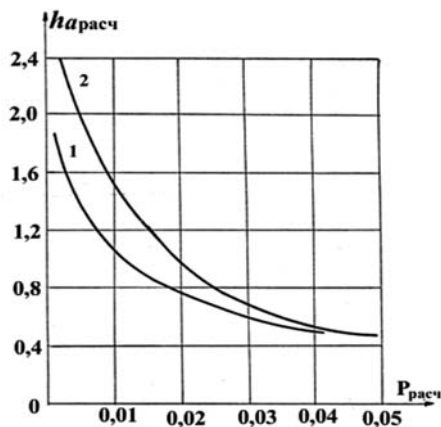


Рис. 5. Зависимости расчетной длины анкеров от $P_{\text{расч}}$

2) Участки повышенной обводненности в штреках гор. 720 м центрального участка Гужумсайского рудника число участков – 3, общая длина около 70 м. Глубина разработки ~180 м. Породы – известняк с исходным коэффициентом крепости ~8. Вследствие повышенной обводненности на рассматриваемых участках штреков, как отмечалось выше редко ухудшаются свойства массива. Эти применения следует учитывать не только введением достаточно редкого значения коэффициент структурного ослабления, но и соответствующих показателей изменчивости свойств массива. Принимаем в качестве исходных данных, приведенные в 3-й строке табл. 1. Тогда $d = 0,2$, и для рассматриваемого случая массива с интенсивной неоднородностью требуется установка оградительной крепи (см. табл. 2). Предполагаемый (по проекту) шаг анкерования $1,2 \times 1,2$ м (число анкеров на своде – 4). Определим сначала нагрузку на анкер поступая также, как в случае (1) и построив график $P\{Sa \geq W\}$ находим, что при $P_{\text{расч}} = 0,01$ значение $W_{\text{расч}}$ (кривая на рис. 4) равно здесь ~0,6 м². Тогда расчетная нагрузка $Q_{\text{расч}}$ при заданном уровне надежности и $\Delta_1 = \Delta_a = 1,2$ м, оказывается равной 1,8 т.

Значение $ha_{\text{расч}}$ также определяем с помощью вычислений описанных в предыдущем примере. Здесь получаем (график 2 на рис. 5) $ha_{\text{расч}} = 1,5$ м, и принятом по проекту длина анкеров (1,8 м) может быть, при обеспечении заданного уровня надежности уменьшена лишь на 15%.

Следует отметить, что практика эксплуатации горизонтальных горных выработок в условиях разработки месторождений Зармитанской золоторудной зоны с параметрами крепления, рекомендованными нами, подтвердили правильность полученных выводов, что дает основание утверждать обоснованности прогнозных параметров подготовительных горных выработок на проектируемые горизонты разработки рудников.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шейнин В. И., Руппенштейн К. В. Некоторые статические задачи расчета подземных сооружений. – М., 1969. – С. 214.
2. Рахимов В. Р., Саидкасимов Д. К. Давление горных пород в некоторых рудниках Средней Азии. – Ташкент: ФАН, 1988. – С. 184.
3. Рахимов В. Р., Саидкасымов Д. К. Анализ состояния устойчивости обнажений горных пород при камерно-столбовой системе разработки Ингичкинского месторождения / Сборник научных трудов ТашПИ, вып. 243. – Ташкент, 1978. – С. 44–58. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

*Сайидкосимов Сайиджаббор Сайидкосимович*¹ – кандидат технических наук, профессор, зав. кафедрой, e-mail: SAYYIDJABBOR@yandex.ru,
*Казаков Азиз Нигматович*¹ – старший научный сотрудник, соискатель,

¹ Ташкентский государственный технический университет им. А.Р. Беруни, Узбекистан.

Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2016. No. 4, pp. 269–282.

UDC

S.S. Sayyidkasimov, A.N. Kazakov

CLASSIFICATION OF RHYTHMS OF SOCIAL AND ECONOMIC DEVELOPMENT FOR ANALYSIS AND FORECAST OF ENVIRONMENTAL MANAGEMENT CASES

The article describes methods of probabilistic statistical estimation of actual rock falls in development drives in underground mines in Zarmitan gold ore province and the related prediction procedure for stability of deep-level development drives. Recommendations are given for probabilistic estimation of damage zones and support methods, in particular, optimal spacing of rockbolts in separate areas of tunnels is determined.

Key words: underground excavations, geomechanical condition, rock mass, probabilistic statistical estimation, stability, deformation, stress–strain state, rockfall, prediction.

AUTHORS

*Sayyidkosimov S.S.*¹, Candidate of Technical Sciences, Professor, Head of Chair, e-mail: SAYYIDJABBOR@yandex.ru,
*Kazakov A.N.*¹, Senior Researcher, Applicant,

¹ Tashkent State Technical University named after A.R. Beruni, 100095, Tashkent, Uzbekistan.

REFERENCES

1. Sheynin V.I., Ruppenshteyn K.V. *Nekotorye staticheskie zadachi rascheta podzemnykh sooruzheniy* (A few static problems in underground structure design), Moscow, 1969, pp. 214.
2. Rakhimov V.R., Saidkasimov D.K. *Davlenie gornyykh porod v nekotorykh rudnikakh Sredney Azii* (Rock pressure in some mines in Middle Asia), Tashkent, FAN, 1988, pp. 184.
3. Rakhimov V.R., Saidkasimov D.K. *Sbornik nauchnykh trudov TashPI*, vyp. 243 (Tashkent Polytechnic Institute Collection of Scientific Papers, issue 243.), Tashkent, 1978, pp. 44–58.

