

УДК 550.34:504.55.054:622 (470.6)
DOI: 10.23671/VNC.2016.3.20839

ГЕОФИЗИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

© 2016 В. И. Голик^{1,2}, д.т.н., проф., О. Г. Бурдзиева¹, к.г.н.

¹Геофизический институт ВНЦ РАН, Россия, 362002, г. Владикавказ,
ул. Маркова, 93а, e-mail: cgi_gas@mail.ru;

²Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(государственный технологический университет), Россия, 362021,
г. Владикавказ, ул. Николаева, 44

Описаны геомеханические особенности разработки месторождений рудных полезных ископаемых, сложенных маломощными пологими и наклонными рудными телами. Систематизированы концепции управления рудовмещающими массивами при разработке месторождений сложного строения с развитой тектоникой и интенсивной трещиноватостью. Приведены результаты аналитического исследования влияния тектоники на устойчивость горных выработок. Предложена методика расчета безопасных параметров управления массивом. Определены безопасные для промышленных объектов параметры обнажений пород. Даны рекомендации по применению технологий с изоляцией пустот при погашении выработанного пространства.

Ключевые слова: Месторождение, блок, тектоника, массив, выработка, технология, геофизический мониторинг, обрушение, изоляция.

Введение

В горной практике с исторически давних наиболее сложна разработка месторождений, сложенных маломощными пологими и наклонными рудными телами. В начальной стадии горного дела в таких месторождениях добывали нужные для того времени металлы. Сложность заключается в том, что подработка таких рудных тел в большей мере, чем разработка крутопадающих рудных тел, нарушает геомеханическое равновесие на данном участке земной коры, а напряжения провоцируют возникновение деформаций.

Безопасная эксплуатация месторождений обеспечивается совокупным использованием арсенала технических средств и методов: сплошная бесцеликсовая система разработки; оценка инженерно-геологических условий разработки; соблюдение параметров обнажений пород, размеров целиков и крепи; построение области влияния горных работ; обеспечение сохранности земной поверхности после погашения выработанного пространства [Голик, 2014б].

В маломощных пологих и наклонных рудных телах сосредоточена большая часть запасов месторождений металлических руд, поэтому вопросы безопасной и эффективной отработки этих тел и погашения выработанного пространства, имеют первостепенное значение.

Исторически первый метод принудительного обрушения имеет ряд недостатков: повышение напряжений в массиве; трудность контроля полноты обрушения; возникновение воздушной волны при обрушении пород; опасность для окружающей среды, людей и биоты при нарушении поверхности.

Многолетние научно-исследовательские работы доказали возможность применения в условиях этих предприятий метода погашения выработанных пространств изоляцией в качестве основного. Использование вариантов системы разработки и необходимость определения для них безопасных параметров очистных выработок и крепи, определяют необходимость методики обоснования выбора надежного и экономичного метода погашения выработанного пространства при разработке полого падающих месторождений [Ляшенко, Голик, 2005].

Комплекс обоснования надежного и экономичного метода погашения включает в себя: оценку напряженно-деформированного состояния рудовмещающего массива, выбор параметров очистного пространства и крепи, выбор способа погашения образованных при отработке рудных тел пустот и конструкцию его элементов.

Мониторинг процессов добычи полезных ископаемых на всех этапах осуществляется геофизическими методами [Голик, Бурдзиева, 2016].

Материалы и методы

Методы расчета устойчивых обнажений пород, при которых массив принимается дискретным с разнородным полем напряжений, даны в трудах А. А. Борисова, Г. Н. Кузнецова, С. В. Ветрова. Работами М. Т. Алимжанова, Б. З. Амусина, Н. В. Баклашова, И. М. Петухова и др. обосновано использование остаточной несущей способности нарушенных пород [Golik et al., 2016].

Процессам консолидации пород посвящены труды Д. М. Бронникова, М. И. Цыгалова, Н. Ф. Замесова, Л. А. Крупника, А. П. Требукова. Ф. Ф. Рычик дала методики расчетов параметров погашения рудных тел пологого и наклонного падения.

Остаточная несущая способность разупрочненных пород оценена в работах В. Риттера, М. М. Протодьяконова, П. М. Цимбаревича, А. А. Борисова, В. Д. Слесарева, С. В. Ветрова и др.

Объектами исследования безопасной отработки напряженно– деформированных массивов являются рудные тела мощностью до 3 м с локальными раздувами до 10 м с углом наклона 0–50°.

Результаты и их обсуждение

Параметры разработки определяются устойчивостью пород кровли при ее естественном поддержании. Породы основной кровли разбиты крупными макротрещинами на структурные блоки, которые при обнажении формируют кровлю выработ-

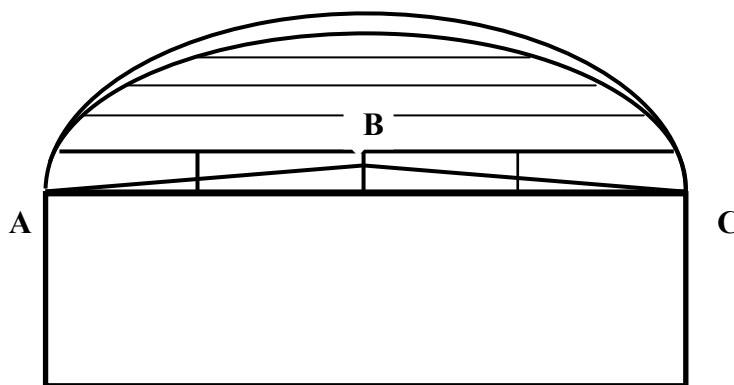


Рис. 1. Схема образования шарнирной арки над выработкой: А, В, С – шарниры

ки. В кровле выработок структурные блоки заклиниваются и образуют трехшарнирную арку, устойчивость которой определяет устойчивость пород (рис. 1) [Golik et al., 2016b].

Устойчивость кровли очистных выработок определяется устойчивостью их эквивалентных пролетов, под которыми подразумевается ширина выработки бесконечной длины, по устойчивости эквивалентной выработке прямоугольной формы. Критерием устойчивости плоской кровли является условие:

$$L_{\text{факт}} \leq L_{\alpha}^{\circ}$$

где $L_{\text{факт}}$ – эквивалентный пролет кровли фактической выработки, м; L_{α}° – предельно допустимый эквивалентный пролет для конкретных условий, м.

Если рудное тело по условиям устойчивости кровли невозможно отработать сплошным забоем, оно делится на отдельные участки, размеры каждого из которых удовлетворяют условию.

$$L_{\text{факт}} \geq L_{\alpha}^{\circ}$$

Пустоты, удовлетворяющие условию, в случае выхода зоны опасного влияния на границу раздела коренных пород и наносов, погашаются методом изоляции, но зона выхода обрушения на дневную поверхность ограждается.

Оставление не погашенных горных выработок опасно обрушением горных выработок оказавшихся в зоне обрушения; деформациями земной поверхности; воздушными ударами. Критерием безопасности погашения является область его опасного влияния, под которой понимается часть массива горных пород, где над выработками возможно развитие деформаций вмещающих пород с созданием опасных условий в выработках [Голик, 2014а].

При необходимости сохранения земной поверхности без нарушений выработанное пространство погашается закладкой, если в зону опасного влияния попадают эксплуатируемые горные выработки, отрабатываемые и подлежащие отработке рудные тела, граница раздела коренных пород и наносов.

Для безопасной отработки необходимо, чтобы плоская кровля очистной выработки сохраняла свою устойчивость до погашения выработанного пространства. Устойчивость кровли выработки зависит от ее эквивалентного пролета.

Эквивалентный пролет кровли выработки со сторонами a и b :

$$L_{\text{факт}} = \frac{a \times b}{\sqrt{a^2 + b^2}}$$

Связь между предельно допустимыми эквивалентными пролетами пород кровли выработок, пройденных в рудных телах с углом падения (α°) и углом падения 0° :

$$L_{\alpha}^{\circ} = K_{\alpha} L^{\circ}$$

где K_{α} – угловой коэффициент:

$$K_{\alpha} = \frac{1}{\cos^2 \alpha + \eta \sin^2 \alpha}$$

где α – угол падения рудного тела, градус; η – коэффициент бокового распора:

$$\eta = \frac{\mu}{1 - \mu}$$

Величина K_{α} зависит от угла падения рудного тела (табл. 1).

Таблица 1

Значение углового коэффициента

Угол падения	0	10	20	30	40	50
Угловой коэффициент	1	1,02	1,07	1,17	1,31	1,50

Расчет предельно допустимого эквивалентного пролета пород кровли выработки, пройденной в рудном теле с углом падения, равном 0° , ведется на основании полученных геофизическими измерениями геомеханических предпосылок.

Породы основной кровли разбиты макротрещинами на структурные блоки, которые при заклинивании могут образовывать над выработкой трехшарнирную арку. При увеличении ширины горной выработки с плоской кровлей до некоего предельного значения породы ее кровли обрушаются. Решая систему уравнений, одно из которых описывает устойчивость свода естественного равновесия, а второе – устойчивость плоской кровли, нагруженной весом пород под сводом естественного равновесия, определяют предельно допустимые параметры пролетов плоской кровли для данных условий.

Пролет бесконечной длины выработки (l), высота свода естественного равновесия над ней ($h_{св}$) и инженерно-геологические характеристики массива связаны между собой [Голик, Комащенко, 2010]:

$$\left(\frac{2R_{сж}k_0d_1h_{св}}{\gamma g(2H - h_{св})} \right) = h_{св}^2 \left(\frac{1}{2} \right)^2 + \left(\frac{1}{2} \right)^4$$

где $R_{сж}$ – прочность горных пород на сжатие, Па; d_1 – размер структурного блока в горизонтальном направлении, м; k_0 – коэффициент структурного ослабления пород; $h_{св}$ – высота свода естественного равновесия, м; γ – плотность горных пород, кг/м³; g – ускорение свободного падения, равное 9,81 м/с²; H – глубина залегания выработки, м; l – пролет выработки бесконечной длины, м.

Связь между максимально допустимым пролетом плоской кровли бесконечной длины выработки (L^0), высотой соответствующего этой выработке свода естественного равновесия и инженерно-геологическими характеристиками пород:

$$\left(\frac{3R_{сж}k_0d_2^2}{2k_3\gamma h_{св}g} \right) = d_2^2 \left(\frac{L^0}{2} \right)^2 + \left(\frac{L^0}{2} \right)^4$$

где $R_{сж}$ – прочность горных пород на сжатие, Па; k_0 – коэффициент структурного ослабления пород; d_2 – вертикальный размер структурного блока, м; γ – плотность горных пород, кг/м³; g – ускорение свободного падения, равное 9,81 м/сек²; $h_{св}$ – высота свода естественного равновесия, м; L^0 – предельно допустимый пролет плоской кровли выработки бесконечной длины.

Величина предельно допустимого пролета плоской кровли выработки бесконечной длины определяется решением системы уравнений:

$$\begin{cases} \left(\frac{2R_{сж}k_0d_1h_{св}}{\gamma g(2H - h_{св})} \right)^2 = h_{св}^2 \left(\frac{1}{2} \right)^2 + \left(\frac{1}{2} \right)^4 \\ \left(\frac{3R_{сж}k_0d_2^2}{2k_3\gamma h_{св}g} \right)^2 = d_2^2 \left(\frac{L^0}{2} \right)^2 + \left(\frac{L^0}{2} \right)^4 \end{cases}$$

По величине предельно допустимого пролета плоской кровли определяются параметры эквивалентной ей по устойчивости плоской кровли выработки прямоугольной формы со сторонами a и b .

Расчет целиков ведется по предельном допустимым напряжениям с учетом коэффициента формы. Условие прочности целика по Турнеру–Шевякову:

$$\frac{k_H \gamma g H S}{k_a S_{ц}} = \frac{k_o k_{\phi 1} k_{\phi 2} R_{сж}}{k_3}$$

где k_H – коэффициент учитывающий соотношение между размерами рудного тела и глубиной его залегания; H – глубина расположения целика, м; S – площадь кровли, приходящаяся на целик, м²; k_a – коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела; k_o – коэффициент структурного ослабления; $k_{\phi 1}$ – коэффициент формы целика, учитывающий соотношение между шириной и длиной целика; $k_{\phi 2}$ – коэффициент формы целика, учитывающий соотношение между размерами обрабатываемого рудного тела и глубиной его залегания;

Для целиков, длинная сторона которых расположена по простиранию рудного тела, $k_a = 1$, для целиков, длинная сторона которых расположена по падению:

$$K_a = \frac{1}{\cos^2 \alpha + \eta \sin^2 \alpha}$$

где α – угол падения рудного тела, градус; η – коэффициент бокового распора; $R_{сж}$ – прочность слагающих целик пород, Па; k_3 – коэффициент запаса прочности целика.

После подстановки значений коэффициентов:

$$S_{ц} = \frac{0,7 \gamma g H S}{k_o R_{сж} k_a}$$

Для ленточных целиков, расположенных по падению рудного тела, ширина целика:

$$a_{цп} = \frac{0,35 \gamma g H (L_{факт1} + L_{факт2})}{k_o R_{сж} k_a}$$

где $L_{факт1}$ и $L_{факт2}$ – фактические эквивалентные пролеты кровли выработки двух участков, между которыми расположен целик, м;

Для ленточных целиков, расположенных по простиранию рудного тела, ширина целика:

$$a_{цп} = \frac{0,35 \gamma g H (L_{факт1} + L_{факт2})}{k_o R_{сж}}$$

Под глубиной залегания целика (H), длинная сторона которого расположена по падению рудного тела, подразумевается расстояние от поверхности до среднего по его длине сечения целика.

Наибольшая ширина целика $a_{цmax}$ имеет место, когда участки, между которыми расположен целик, имеют размеры:

$$L_{факт1} \text{ и } L_{факт2} = L^{\circ}_{\alpha}$$

Устойчивое состояние кровли не исключает вывалов отдельных блоков пород и обрушения непосредственной кровли, поэтому при отбойке руды из очистного пространства крепление очистного пространства распорной крепью обязательно (рис. 2) [Ляшенко и др., 2006].

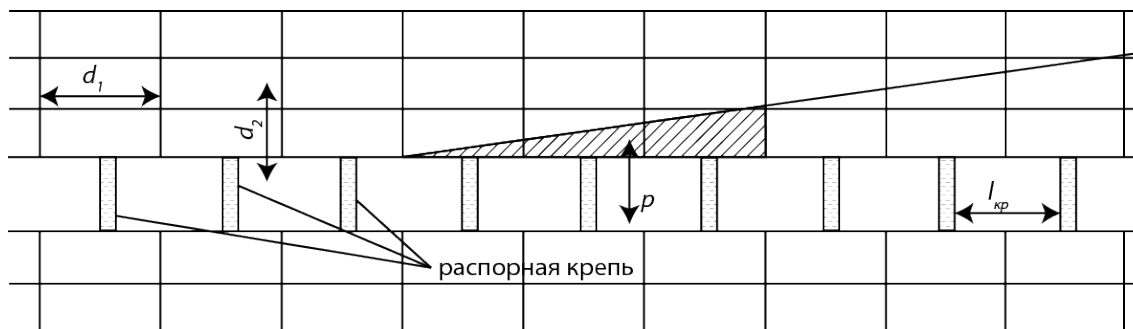


Рис. 2. Схема расчета параметров крепи

Шаг установки распорной крепи:

$$L_{кр} = \sqrt{\frac{6,28k_1k_2\varphi\sigma_{сж}r_{ст}^2}{\gamma g d_2}}$$

Где $L_{кр}$ шаг крепления распорной крепью, м; k_1 – коэффициент, учитывающий постоянство действия нагрузки на крепь; k_2 – коэффициент, учитывающий условия работы крепи; φ – коэффициент продольного изгиба; $\sigma_{сж}$ – сопротивление древесины при сжатии вдоль волокон, Па; r – радиус стойки, м; γ – плотность горных пород, кг/м³; G – ускорение свободного падения, м/сек²; d_2 – вертикальный размер структурного блока, м.

Варианты сплошной системы с отбойкой руды из буровых восстающих и подэтажных штреков предусматривают отработку панелей без захода рабочих в отработанное пространство, поэтому поддержания кровли не требуют.

Область опасного влияния образуется при обрушении слабых трещиноватых пород, при перепуске обрушенных пород с верхних горизонтов, а также при сдвиге удаленных от рудного тела пород, сопровождаемого подвижками и раскрытием трещин. Для построения области опасного влияния на разрезе вкрест простирания от нижней границы выработанного пространства в породах висячего бока проводится прямая линия под углом $\beta = 55^\circ$ до пересечения с линией, проведенной параллельно кровле рудного тела и отстоящей от нее по нормали на расстоянии h , кратном вынимаемой мощности рудного тела m [Голик, 2014а]:

- на участках рудного поля с перепуском обрушенных пород с верхних горизонтов или с их принудительным обрушением – 10 м;
- на участках рудного поля с естественным обрушением пород, когда перепуск пород затруднен – 16 м.

По простиранию рудного тела область ограничивается линиями, проведенными от границ выработанного пространства по простиранию под углом $\beta = 85^\circ$ до плоскости, отстоящей от рудного тела на указанном выше расстоянии h . При угле падения рудного тела менее 30° боковые границы области проводят на разрезах вкрест простирания от верхней и нижней границ горных работ параллельно напластованию вмещающих пород (рис. 2) и на разрезах по простиранию под углом $\beta = 85^\circ$.

Верхняя граница области проводится параллельно кровле рудного тела на расстоянии от нее по нормали к рудному телу $h = 6$ м. При углах падения рудного тела 30° и более построение границ области производится аналогично, но высота ее над верхней границей горных работ увеличивается до $h = 10$ м.

При обрушении пород кровли выработок возникает и распространяется воздушная волна, возможная скорость которой в подходных выработках [Воробьев и др., 1998]:

$$V_{max} = \frac{k_{обр} S_k \sqrt{\frac{2gh}{\cos a}}}{S_n + (1 - k_{обр}) S_k}$$

где V_{max} – максимальная скорость воздушной волны, м/сек; S_k – площадь обнажения кровли, м²; S_n – суммарная площадь всех подходных выработок, м²; $k_{обр}$ – коэффициент обрушаемости пород кровли; h – высота очистного пространства, м; g – ускорение свободного падения; a – угол падения рудного тела, град.

Обрушаемость пород зависит от их крепости и площади обнажения пород кровли (табл. 2).

Таблица 2

Параметры обрушаемости пород

Площадь обнажения, м ²	Коэффициент обрушаемости пород	
	Коэффициент крепости 8–9	Коэффициент крепости 10–14
1000	0,56–0,59	0,46–0,48
5000	0,85–0,86	0,58–0,70
10000	0,92–1,00	0,70–0,80
30000	1,00	0,87–0,95
50000	1,00	0,94–0,99

Безопасной для человека принята скорость воздушной волны до 15 м/с.

В табл. 3 даны расчетные значения площадей обнажений пород кровли, самообрушение которых не вызовет в подходных выработках воздушные потоки с превышающей допустимую, скоростью. В расчетах высота очистного пространства принята 3 м, а суммарная площадь подходных выработок – 24 м².

Таблица 3

Предельно допустимое по воздушной волне обнажение пород

Коэффициент крепости	Безопасная площадь обнажения при угле падения рудных тел		
	0–20°	20–40°	40–60°
До 10	1400	1000	750
Более 10	4000	3500	2500

При локализации выработанного пространства методом изоляции в подходных выработках устанавливаются перемычки. Если площадь обнажения кровли не превышает допустимой, в подходных выработках достаточно установить перемычку, преграждающую доступ людей и снижающую скорость воздушной волны в 0,6 раза. В противном случае в подходных выработках устанавливаются бетонные перемычки, давление на которые рассчитывается, исходя из закона Бойля–Мариотта:

$$P = P_a \left(\frac{h S_k + \sum_{i=1}^n (S_{bi} l_{bi})}{h(1 - k_{обр}) S_k + \sum_{i=1}^n (S_{bi} l_{bi})} - 1 \right)$$

P_a – атмосферное нормальное давление, МПа; h – высота очистного пространства, м; S_k – площадь обнажения кровли, м²; S_{bi} – сечение подходной выработки, м²;

l_{bi} – расстояние подходной выработки от погашаемого пространства до места установки перемычки, м; $k_{обр}$ – коэффициент обрушаемости пород кровли.

В зависимости от соотношения между максимальным линейным размером поперечного сечения выработки и толщиной перемычки материал перемычки под нагрузкой работает на изгиб или на срез. Перемычка рассчитывается по сопротивлению срезу, поэтому толщина перемычки по всей площади одинакова:

$$L_n = 0,25r_{max}$$

Прочность материала перемычки на срез:

$$G_{cp} = \frac{4PS_B}{Fr_{max}}$$

где G_{cp} – сопротивление материала перемычки на срез, МПа; P – давление воздуха на перемычку, МПа; S_B – сечение выработки, м²; F – периметр выработки, м; r_{max} – максимальный линейный размер сечения выработки, м.

Выработанное пространство с обнажениями пород средней устойчивости, не превышающими 10000 м², могут быть изолированы перемычками толщиной $0,25 r_{max}$ из бетона марки М–200. Во всех других случаях выработанное пространство с обнажениями пород, не превышающими 12000 м², изолируются перемычками толщиной $0,25 r_{max}$ из бетона марки М–100.

В качестве изолирующих перемычек используют перемычки из обрушенных пород подходных выработок путем взрывания зарядов в скважинах диаметром 57–65 мм на глубину, равную 2–2,5 высотам подходной выработки на 5,5–6,5 м по длине выработки. Такими перемычками можно изолировать выработанное пространство с площадью подработки пород до 30000 м² [Голик и др., 2011].

Для определения степени устойчивости подработанных массивов применяют метод звукометрического контроля, основанный на регистрации сейсмоакустических импульсов, возникающих в породах при деформации. Критерием устойчивости подработанных массивов является интенсивность (частота) сейсмоакустических импульсов [Ляшенко и др., 1995].

Разрушение горных пород происходит при деформациях, сопровождающихся возникновением примерно 100 сейсмоакустических импульсов в минуту. Переход твердого тела в пластическое состояние характеризуется нарушением сил сцепления и скольжением отдельных слоев пород по плоскостям.

Коэффициент запаса по устойчивости:

$$k_3 = \sqrt{\frac{F_{разр}}{F_{факт}}}$$

где k_3 – коэффициент запаса по устойчивости; $F_{разр}$ – частота возникновения сейсмоакустических импульсов при разрушении, имп./мин (100); $F_{факт}$ – фактическая частота возникновения сейсмоакустических импульсов при наблюдении, имп./мин.

При коэффициенте запаса устойчивости 2 за критическое состояние массива принимается интенсивность сейсмоакустических импульсов 25 имп./мин (против 100 имп./мин при $k_3 = 1$) (табл. 4).

Таблица 4

Типизация состояния пород по сейсмоакустической активности

Степень устойчивости пород	Интенсивность, имп./мин	Принимаемые меры
Устойчивые	0–16	Обычный режим
	16–25	Повышенное внимание
Неустойчивые	Более 25	Прекращение работ

Геофон представляет собой пьезоэлектрический датчик, преобразующий сейсмоакустические импульсы в электрические колебания. Измерительный пульт усиливает электрические импульсы, поступающие с геофона, и выдает информацию об их количестве на табло и на выход.

Наблюдения за состоянием пород проводятся при неработающих механизмах в скважинах, пробуренных по породам кровли в 5–6 м над выработанным пространством из выработок, не имеющих непосредственного выхода в погашаемое пространство. Скважины промывают водой для обеспечения наиболее плотного контакта геофона с массивом пород.

Над выработанным пространством бурят скважины по центру очистного пространства с расстоянием между ними 20–25 м.

«Прослушивание» осуществляется по длине скважины через 6–10 м. В каждой точке проводится 2 прослушивания по 10 минут каждое. Полученное количество импульсов делится на время прослушивания, в результате чего определяется средняя интенсивность звукометрических импульсов.

Характер расслоения пород кровли с течением времени определяют приборами – аналогами РВП–456 в скважинах и шпурах длиной 1,5–5,0 м. Наблюдениями устанавливают нарушение внутренней поверхности стенок скважин (рис. 3) [Голлик, Исмаилов, 2016].

Это позволяет судить о характере и интенсивности разрушения пород, например, так было установлено, что том, что в скальных массивах дискретного строения

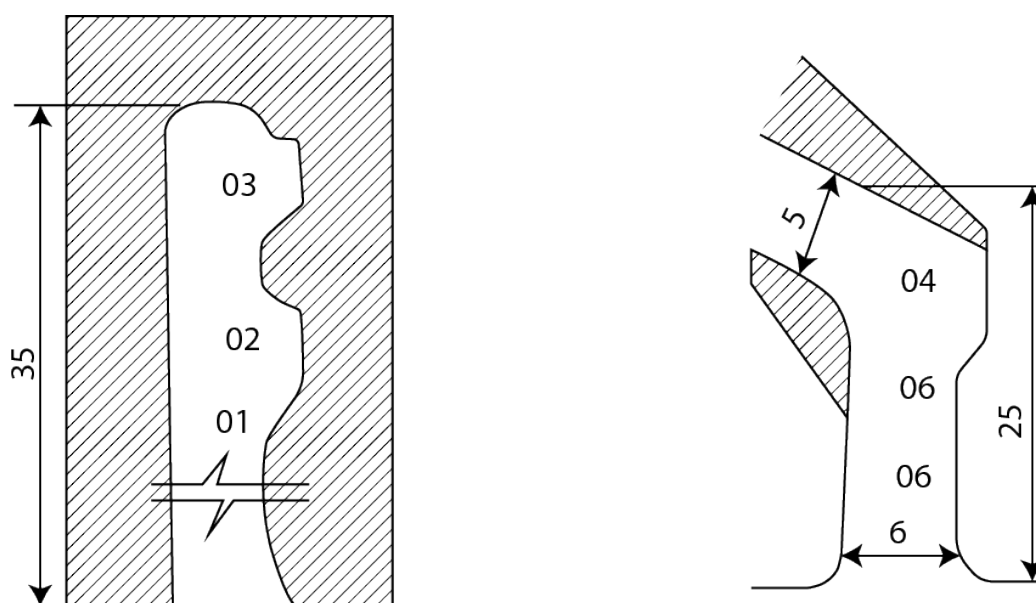


Рис. 3. Исследование процесса расслоения пород в скважинах: 01–06 – номера шпуров

образование вывалов при раскрытии природных трещин происходит без предварительного расслоения структурных отдельностей.

Исследуемое рудное тело залегает в известняках внутренней части тектонического блока. Падение рудного тела северо-западное под углом 25° . Длина по падению в северной части около 130 м, длина по простиранию – 160 м. Глубина залегания нижнего края рудного тела $150+240 = 390$ м. Мощность рудного тела до 2 м [Голик и др., 2015].

Предельно допустимый эквивалентный пролет плоской кровли равен 60 м. Фактический эквивалентный пролет по всему рудному телу:

$$L_{\text{факт}} = \frac{130 \times 160}{\sqrt{130^2 + 160^2}} 101 \text{ м}$$

Так как $L_{\text{факт}} > L^o_a$, рудное тело делится на участки, параметры каждого из которых не превышают предельно допустимых. По простиранию максимальный размер рудного тела равен 160 м. Учитывая, что предельно-допустимый эквивалентный пролет плоской кровли равен 60 м, то целесообразно разделить рудное тело на 3 участка шириной $160:3 = 53$ м, длинной стороной расположенной по падению. $L_{\text{факт}}$ каждого участка $< L^o_a$, поэтому эти три участка при ширине 53 м устойчивы при любой их длине.

Выемочные участки между собой разделяются целиками, расположенными длинной стороной по падению. Максимальная ширина целика 5,1 м. По границам выемочных участков проводятся подготовительные выработки, например, наклонные восстающие, поэтому практикуют оставление не пятиметрового целика, а с каждой стороны восстающего целика шириной по 2,5 м.

Параметры погашения выработанного пространства выбираются с учетом построенной области влияния горных работ. Если в зону опасного влияния погашаемого рудного тела не попадают выработки или подлежащие отработке рудные тела, выработанное пространство можно погашать путем локализации изолирующими перемычками.

Если целики в рудном теле не вынуты, изолирующие перемычки рассчитываются по возможному обрушению пород кровли на участке с максимальным обнажением кровли. Если целики в рудном теле вынуты, изолирующие перемычки рассчитываются на случай возможного обрушения пород кровли на всей площади рудного тела и выполняются из бетона марки М-200 или из обрушенных пород кровли подходов выработок.

Изучение напряжений и деформаций в массиве требует проведения точных измерений на специально оборудованных геодинимических полигонах. Высокая точность определения величин сдвижений и деформаций, короткие интервалы между сериями инструментальных измерений определяют необходимость использования современного оборудования [Голик и др., 2013, 2014б; Голик, Заалишвили, 2014; Golik et al., 2015a].

Наряду с традиционными методами шахтной геофизики используются методы спутниковой геодезии. Спутниковые технологии позволяют получать информацию о деформациях земной поверхности на базах от первых метров до нескольких десятков километров. Для проведения спутниковых геодезических измерений используется парк одно- и двухчастотной аппаратуры, состоящий из GPS-приемников геодезического класса фирм «Trimble» и «Sokkia». Определение величин смещений

и деформаций массивов производится путем многократных определений координат реперов и геометрических элементов – длин и превышений специально оборудуемых наблюдательных станций. Плотность сети наблюдательных пунктов определяется размерами техногенных объектов, удалением от них, параметрами охраняемых сооружений, попадающих в область влияния горных разработок и тектоникой месторождения.

Примером такой сети служит деформационная сеть шахты «Сарановская–Рудная», мониторинг состояния которой комплексами спутниковой геодезии производится с 1996 года по настоящее время (рис. 4). Наблюдательная станция включает 150 реперов, по которым производятся спутниковые геодезические измерения.

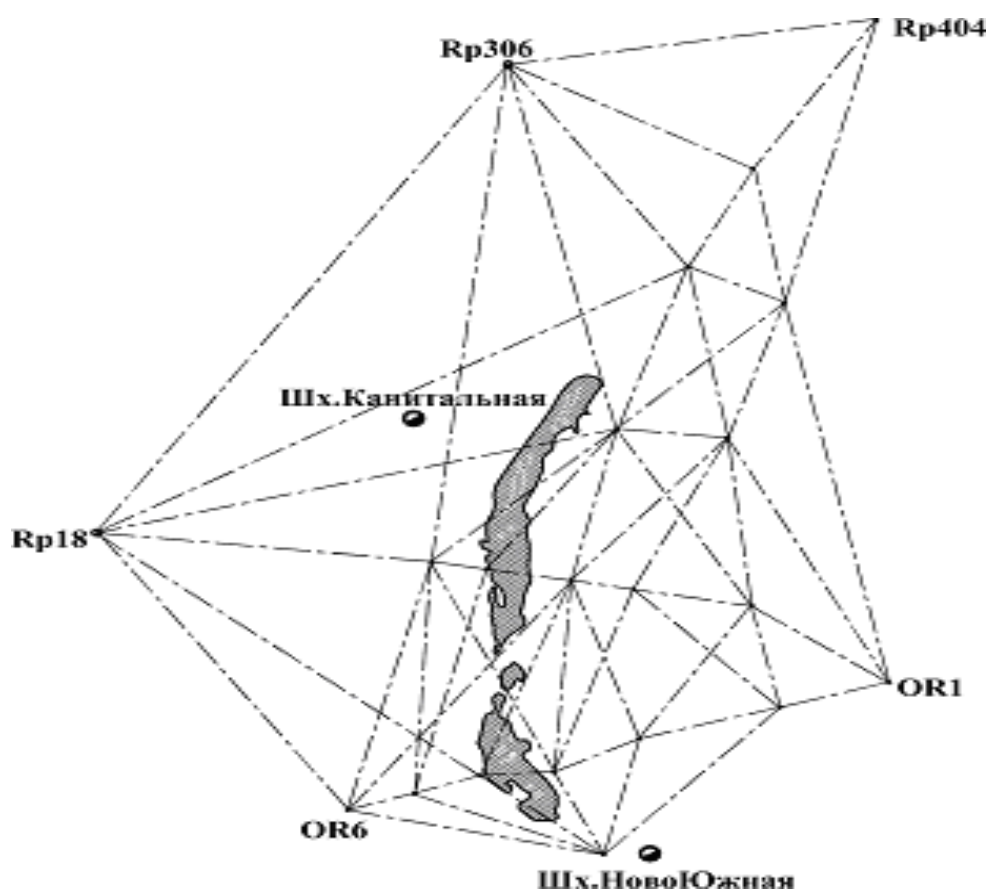


Рис. 4. Схема деформационной сети шахты «Сарановская–Рудная»

При исследовании геодинамических процессов с применением GPS–технологий используют разовое переопределение исходных координат пунктов ГГС и опорных геодезических сетей и измерение величин смещений и деформаций в мониторинговом режиме.

Данные о напряженно-деформированном состоянии массива горных пород и закономерностях его изменения во времени дают новые знания о природе естественных деформационных процессов в верхней части земной коры, и влиянии техногенной деятельности на трансформацию напряженного состояния массива.

Исследуется не только ближняя зона техногенного воздействия – мульда сдвигания пород, но и дальняя зона влияния горных разработок, простирающаяся до не-

скольких десятков километров. Измерения, проводимые с использованием современных технологий, обеспечивают высокую эффективность при решении задач геомеханики, благодаря чему стал возможным мониторинг деформаций и напряжений, происходящих в земной коре при подземной разработке месторождений.

Исследования геодинамических процессов, проистекающих в верхней части земной коры и имеющих как естественную, так и техногенную природу, становятся все более актуальными. Интерес к исследованиям современных движений и деформаций обусловлен тем, что безопасное ведение работ в массиве горных пород возможно только при получении точных представлений о происходящих в недрах Земли процессах. Эти процессы имеют как естественную, так и техногенную природу, причем техногенный фактор в масштабах негативных изменений геодинамической обстановки превалирует. Если естественные геодинамические процессы проявляются в виде медленных трендовых подвижек по границам структурных блоков на фоне короткопериодных знакопеременных колебаний массива, то техногенные геодинамические процессы вызваны масштабной деятельностью человека [Голик, Полухин, 2013; Комащенко и др., 2016].

Выводы

1. Разработка месторождений, сложенных маломощными пологими и наклонными рудными телами отличается развитием повышенных напряжений и деформаций.
2. Возможность применения метода погашения пустот изоляцией в качестве альтернативы обрушению пород требует теоретического обоснования.
3. Условия устойчивости изолируемых выработок могут быть найдены, исходя из гипотез использования остаточной несущей способности дискретных пород, учитывающих влияние нарушенности пород на параметры сводов естественного равновесия.
4. Устойчивость очистных выработок определяется устойчивостью их эквивалентных пролетов.
5. Безопасная эксплуатация месторождений обеспечивается совокупным использованием арсенала технических средств и методов от инженерно-геологических условий разработки до обеспечения сохранности земной поверхности после погашения выработанного пространства.

Литература

1. Воробьев А. Е., Голик В. И., Лобанов Д. П. Приоритетные пути развития горнодобывающего и перерабатывающего комплекса Северо-Кавказского региона. – Владикавказ: Рухс, 1998. – 321 с.
2. Голик В. И. Подземная разработка месторождений. Учебное пособие. – М.: Инфра – М. – 2014а. – 115 с.
3. Голик В. И. Природоохранные технологии разработки рудных месторождений. Учебное пособие. – М.: Инфра-М. – 2014б. – 190 с.
4. Голик В. И., Бурдзиева О. Г. Моделирование напряженности скальных массивов при подземной добыче руд методом фотоупругости. Геология и геофизика Юга России. – 2016. – №1. – С. 38–47.
5. Голик В. И., Заалишвили В. Б. Геофизические методы исследования сейсмичности природных и техногенных массивов. – Владикавказ, ЦГИ, 2014. – С. 1–274.

6. Голик В. И., Исмаилов Т. Т. Охрана бетонных объектов от взрывного сейсмического воздействия при подземном строительстве. Технологии бетонов. – 2016. – №5–6 (118–119). – С. 40–44.
7. Голик В. И., Комащенко В. И. Природоохранные технологии управления состоянием массива на геомеханической основе. Монография. – М.: КДУ, 2010. – 555 с.
8. Голик В. И., Полухин О. Н. Природоохранные геотехнологии в горном деле. Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2013. – 282 с.
9. Голик В. И., Заалишвили В. Б., Бурдзиева О. Г. Геофизический мониторинг подземной разработки месторождений. ГИАБ. – М.: Горная книга, 2014а. – №2. – С. 90–96.
10. Голик В. И., Заалишвили В. Б., Бурдзиева О. Г. Геофизический мониторинг геотехнологических процессов. ГИАБ. – 2013. – №12. – С. 17–23.
11. Голик В. И., Заалишвили В. Б., Габараев О. З. Геофизическое обеспечение технологий выщелачивания урана. Горный информационно–аналитический бюллетень. – 2014б. – №7. – С. 112–121.
12. Голик В. И., Комащенко В. И., Леонов И. В. Горное дело и окружающая среда. Монография. – М.: Академический Проект; Культура, 2011. – 209 с.
13. Голик В. И., Комащенко В. И., Мorkун В. С., Ляшенко В. И. Повышение полноты использования недр с учетом напряжений при комбинированной разработке месторождений. Гірничий вісник: науково-технічний збірник. – Вип. 100. – Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», 2015. – С. 68–74.
14. Комащенко В. И., Васильев П. В., Масленников С. А. Технологиям подземной разработки месторождений КМА надежную сырьевую основу. Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2016. – №2. – С. 101–114.
15. Ляшенко В. И., Голик В. И. Геомеханический мониторинг горного массива при подземной разработке месторождений сложной структуры // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2005. – №2. – С. 68–71.
16. Ляшенко В. И., Голик В. И., Штеле В. И. Создание и внедрение мало затратных ресурсосберегающих методов, средств и технологий на горных предприятиях. – М.: ЦНИИ экономики и информации, 1995. – 95 с.
17. Ляшенко В. И., Савельев Ю. Я., Ткаченко А. А. Научно-технические основы сейсмобезопасной технологии подземной разработки урановых месторождений // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2006. – №6. – С. 107–111.
18. Golik V., Burdzieva O., Komashchenko V., Morkun V. Modelling of rock massifs tension at underground ore mining. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015a. – №8. – Pp. 540–543.
19. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Geomechanical terms of use of the mill tailings for preparation. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015b. – №4. – Pp. 321–324.
20. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Gvozdkova T. The theory and practice of rock massifs control in the ore mining. *Metallurgical and Mining Industry*, 2016. – №1. – Pp. 209–212.

DOI: 10.23671/VNC.2016.3.20839

GEOPHYSICAL MONITORING OF THE CONDITION OF THE MASSIF IN CASE OF DEVELOPMENT OF FLAT AND INCLINED ORE BODIES

**© 2016 V. I. Golik^{1,2}, Sc. Doctor (Tech.), prof., O. G. Burdzyeva¹,
Sc. Cand. (Geogr.)**

¹Geophysical institute VSC RAS, Russia, 362002, Vladikavkaz, Markov street, 93a,
e-mail: cgi_ras@mail.ru;

²North-Caucasian Mining & Metallurgical Institute (State Technological University),
Russia, 362021, Vladikavkaz, Nikolayev street, 44

The geomechanical development features of ore mineral deposits that are composed of thin and gentle sloping ore bodies are described. The concepts for ore-hosting array management in deposit development with complex structure, developed tectonics and intense fracturing are systematized. The results of analytical studies of the tectonics effect on the stability of mine workings are presented. The methodic for calculation of the safe array control parameters is offered. The security parameters for industrial facilities outcrops are defined. The recommendations on the use of technology with filling of voids are given.

Keywords: The deposit, block, tectonics, array, working, technology, geophysical monitoring, failure, isolation.