

В.А.СМИРНОВ, канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник, (812) 328 82 09

А.Г.ОЛОВЯННЫЙ, канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник, (812) 328 86 55

Б.Н.САМОРОДОВ, старший научный сотрудник, (812) 328 86 55

Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)

А.В.СМИРНОВА, ведущий инженер

ООО «Геомастер», Санкт-Петербург

V.A.SMIRNOV, PhD in eng. sc., leading research assistant, (812) 328 82 09

A.G.OLOVYANNY, PhD in eng. sc., leading research assistant, (812) 328 86 55

B.N.SAMORODOV, senior research assistant, (812) 328 86 55

Saint Petersburg State Mining Institute (Technical University)

A.V.SMIRNOVA, leading engineer

Geomaster Co. Ltd., Saint Petersburg

ДИАГНОСТИКА УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТКИ В ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОМ ЦЕЛИКЕ

Рассмотрены результаты оценки устойчивости главной транспортной артерии горизонта подсечки рудника «Скалистый» Норильского комбината – соединительного уклона. Математическое моделирование способа охраны выработки с помощью предохранительного целика показало, что способ не обеспечит устойчивость выработки в течении всего срока ее эксплуатации. Предложен новый способ охраны выработки с помощью предварительно созданной разгруженной зоны при формировании закладочного массива.

Ключевые слова: горный массив, транспортная выработка, математическое моделирование.

DIAGNOSTICS OF STABILITY OF A MINE WORKING IN A PROTECTIVE PILLAR

Consideration is given to the results of assessment of stability of the main transportation way of horizon of undercutting at the «Skalisty» ore mine of the Norilsk Co. – connecting slope. The mathematical modeling of the method for a working protection with a protective pillar has shown that this method will not ensure the stability of the mine working for the whole period of its exploitation. A new method was suggested for protection of the working with the use of preliminarily created stress relieving zone during formation of the packing massif.

Key words: rock mass, transportation way, the mathematical modeling.

Сплошные руды, подлежащие первоочередной отработке на руднике «Скалистый», представлены двумя залежами С-1 и С-2 в Талнахской рудоносной интрузии и расположены в интервалах глубин соответственно 750-1000 м и 1000-1550 м. Залежи вытянуты в субмеридианальном направлении вдоль Норильско-Хараелахского разлома (рис.1).

Мощность залежей в среднем составляет 15 м. Прочность руд на сжатие меняется от 15 до 106 МПа.

В кровле руд залегают интрузивные и метаморфизованные осадочные породы прочностью от 31 до 230 МПа, а в почве – породы осадочного комплекса (различные роговики, мергели, аргиллиты) прочностью от 25 до 100 МПа. Большой разброс прочности руд и пород связан с их интенсивно развитой микро- и макротрещиноватостью.

Отработка залежей ведется с полной закладкой выработанного пространства твердеющей смесью.

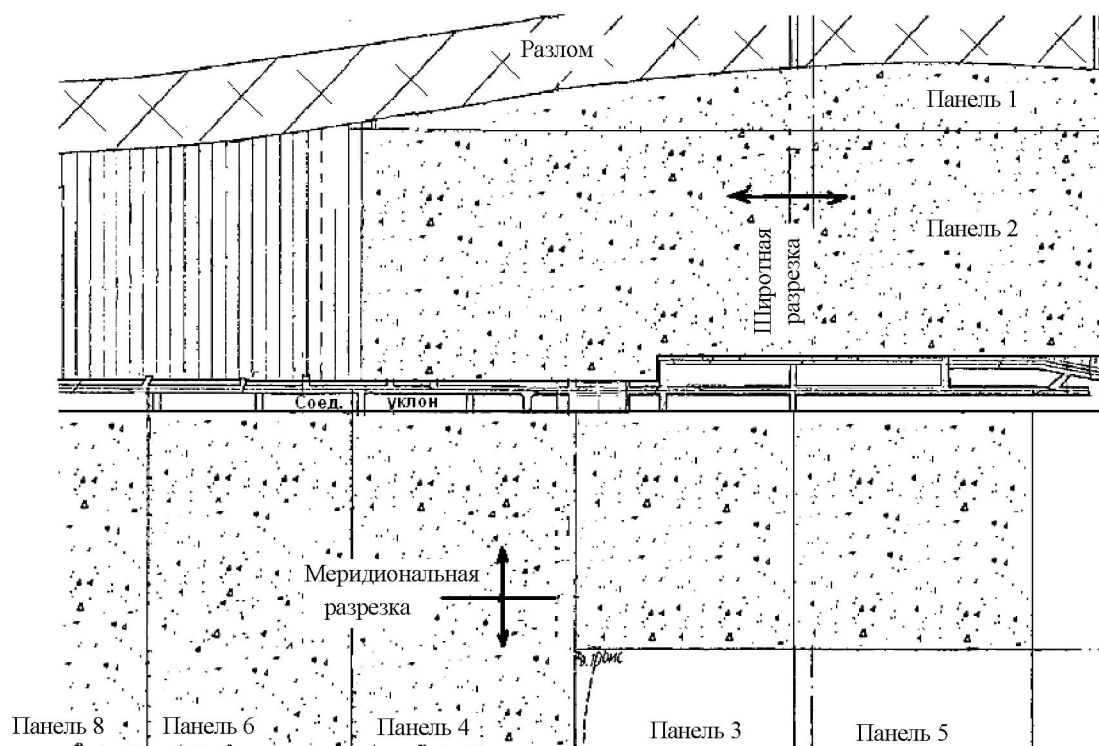


Рис.1. Оконтуривание предохранительного целика соединительного уклона по проекту отработки залежи С-1 (по состоянию очистных работ на 2023 г.)

Горно-геомеханическую обстановку на руднике, помимо сильной тектонической нарушенности массива в поле рудника, осложняет и принятый проект отработки рудных залежей. С целью повышения производительности рудника залежь С-1 согласно проекту отрабатывается одновременно по двум взаимно перпендикулярным направлениям (рис.1). В выработанном пространстве сохраняется предохранительный целик соединительного уклона – основной магистральной транспортной выработки на горизонте подсеки.

Подобный предохранительный целик шириной 24 м по проекту будет сформирован и в выработанном пространстве залежи С-2 для транспортного уклона в створе с предохранительным целиком соединительного уклона. В результате общая протяженность предохранительного целика в выработанном пространстве обеих залежей к концу их отработки составит около 3 км.

При этом на стадии двустороннего оконтуривания целик (рис.1) будет нагружен практически всем весом налегающих

пород и опирающихся на него с обеих сторон подработанных породных консолей.

Так как срок поддержания соединительного уклона весьма значителен (по проекту до 2040 г.), в оценке несущей способности целика и устойчивости охраняемой им выработки необходимо учесть фактор времени.

По условию необходимой несущей способности ширина предохранительного целика после оконтуривания, включая пройденную в нем выработку шириной 5 м, по известным методикам расчета [1-5] должна быть не менее 30,5 м. А исходя из кратности ширины целика ширине выемочной единицы (ленты), равной 8 м, ее можно принять равной 32 м.

Для оценки расчетной ширины предохранительного целика и степени влияния на нее указанных факторов и состояния соединительного уклона было проведено математическое моделирование методом конечных элементов и детально рассмотрен процесс нагружения целика на примере ведения очистных работ в панелях 2 и 4-8 при

Основные параметры деформационных и прочностных свойств пород

Породные зоны	E , МПа	ν	σ_c , МПа	σ_p , МПа	Коэффициенты ослабления по направлениям (рис.2)							
					1	2	3	4	5	6	7	8
Руда	54000	0,20	70	5	0,50	0,20	0,80	0,80	0,80	0,80	0,80	0,80
Интрузия	80000	0,20	80	6	0,50	0,20	0,80	0,80	0,80	0,80	0,80	0,80
Известняки, роговики в почве рудной залежи	50000	0,20	40	3	0,80	0,20	0,14	0,50	0,80	0,80	0,80	0,80
Осадочные	30000	0,20	40	3	0,50	0,20	0,80	0,80	0,60	0,80	0,80	0,80
Тектоническое нарушение	20000	0,20	40	2	0,10	0,25	0,35	0,35	0,10	0,35	0,35	0,35
Контактные зоны	20000	0,20	40	2	0,10	0,25	0,35	0,35	0,10	0,35	0,35	0,35
Зоны анкерного крепления	48600	0,20	70	5	0,70	0,50	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90

Примечание. E – модуль упругости; ν – коэффициент Пуассона; σ_c и σ_p – прочность при сжатии и растяжении.

отработке залежи С-1 и развитии техногенной нарушенности в целике по мере его оконтуривания.

При моделировании учитывалось, во-первых, что массив горных пород неоднородный (рудная залежь и вмещающие породы имеют различные механические свойства), и, во-вторых, что природное ослабление прочности в руде различно по направлениям (см. таблицу). Рассматривалось влияние существующих и вновь возникающих систем плоских нарушений (трещин).

На рис.3-5 символы «-», «|», «/», «\», «x», «y» соответствуют системам ослаблений 1-1-1, 2-2-2, 3-3-3-3, 4-4-4, 5-5-5-5 (вместе с 5'-5'-5') и 6-6-6-6 (вместе с 6'-6'-6'), приведенными на рис.2. Кроме того системы парных трещин 7 и 8, следы пересечений которых находятся в плоскости поперечного сечения выработки и наклонены к горизонту под углами в пределах $\pi/4 \pm \pi/8$ и $-\pi/4 \pm \pi/8$.

Оценка состояния соединительного уклона выполнена на различных этапах его эксплуатации, вплоть до окончательного оконтуривания его очистными работами. При этом соблюдался порядок в очередности его оконтуривания, принятый в проекте: сначала по восточной границе, а затем (с определенным отставанием во времени) – по западной.

Основные параметры прочностных и деформационных свойств руды и пород, приведенные в таблице, приняты с учетом реальной трещиноватости. Контактные зоны представлены ослабленными слоями тол-

щиной 0,2 м в кровле и почве рудной залежи.

Закладочный массив модели представлен низко модульным материалом ($E_3 = 1000$ МПа), что соответствует нормативной прочности закладки $R = 0,5$ МПа.

При моделировании учитывалось изменение состояния пород с течением времени при меняющейся горно-технической ситуации. Моделирование учитывало последовательность ведения горных работ в панелях, при которой сначала была пройдена выработка (соединительный уклон), а затем в режиме реального времени происходило оконтуривание целика фронтами отработки рудной залежи.

Упрочненный анкерной крепью приконтурный массив моделировался увеличением коэффициента ослабления по трещинам в зоне упрочнения анкерами и сниже-

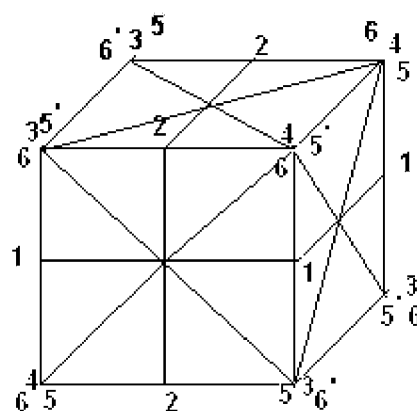


Рис.2. Схема основных направлений возможного разрушения (номера систем указаны цифрами в углах кубического элемента)

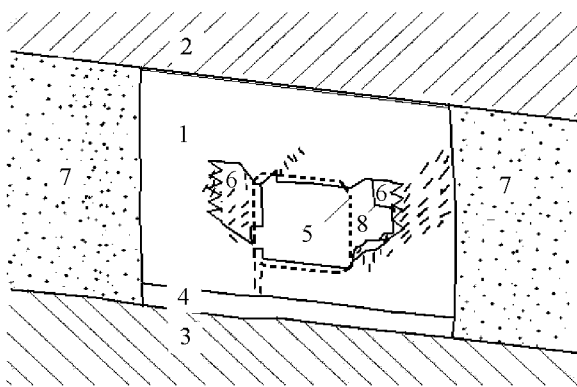


Рис.3. Развитие разрушений по трещинам до степени ослабления менее 0,01 при двустороннем оконтуривании предохранительного целика шириной 16 м

1 – богатая руда; 2 – интрузивные породы кровли; 3 – осадочные породы почвы; 4 – медистая руда; 5 и 8 – соответственно проектный контур соединительного уклона и его контур после оконтуривания целика; 6 – приконтурный массив, упрочненный анкерами; 7 – закладочный массив

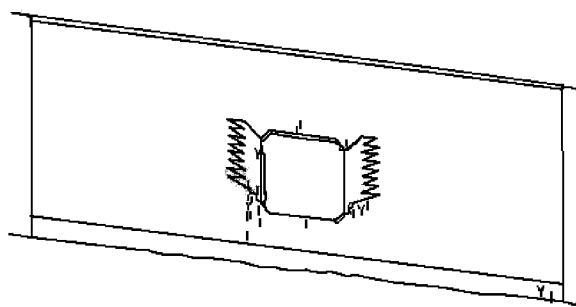


Рис.4. Разрушение пород вокруг выработки со степенью ослабления менее 0,01 к моменту двустороннего оконтуривания целика шириной 32 м

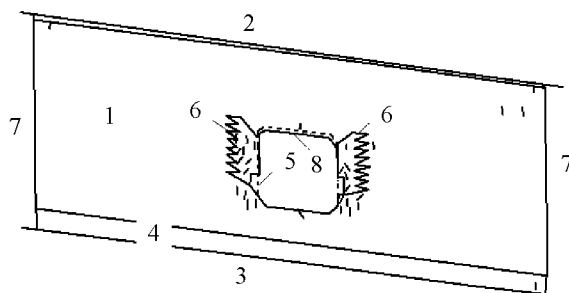


Рис.5. Развитие разрушений по трещинам с коэффициентом ослабления менее 0,01 через 5 лет после двустороннего оконтуривания целика шириной 32 м (усл. обозначения см. на рис.3)

нием модуля упругости руды в этой зоне, связанного с бурением шпуров под анкеры.

В ходе моделирования воспроизводился процесс оконтуривания предохранительного целика до проектной ширины (16 м) и расчетной ширины (32 м).

По мере оконтуривания предохранительного целика шириной 16 м наблюдалось интенсивное разрушение боков соединительного уклона с обыгрыванием анкерной крепи особенно с восточной стороны (рис.3). Начало этого процесса отмечено еще на стадии подхода фронта очистных работ к восточной границе целика (со стороны падения).

При оконтуривании целика шириной 32 м (рис.4) существенные ослабления приконтурного массива уклона появляются только на стадии двустороннего оконтуривания целика в угловых его частях у почвы выработки. В первую очередь, это проявляется по естественным системам трещин и постепенно усиливается за счет появления техногенных трещин.

С течением времени процесс ослабления массива нарастает и появляются очаги разрушения массива на контуре выработки. На рис.5 показано развитие ослаблений по трещинам с коэффициентом ослабления 0,01 через 5 лет после двустороннего оконтуривания целика. Здесь уже происходит заметное разрушение боков и смещение кровли.

Таким образом, результаты моделирования показывают, что принятый проектом способ охраны соединительного уклона с помощью предохранительного целика не обеспечивает устойчивости выработки в течение всего срока ее эксплуатации даже при увеличении его ширины в 2 раза по сравнению с проектной.

В этом случае необходима корректировка проектного решения в части своевременного проведения резервной выработки такого же назначения в разгруженной зоне выработанного пространства. Вопросы оптимального расположения этой выработки в зоне выработанного пространства и способы ее поддержания рассмотрены в заявке на патент (№ 2008117955/03 от 04.05.2008). Сущность предложенного решения заключается в том, что резервную выработку размещают в разгруженной зоне, предвари-

тельно созданной с помощью разгрузочных полостей в закладочном массиве. Для упрощения технологии сооружения разгрузочных полостей, их размещают по трассе охраняемой выработки до ее проведения при формировании закладочного массива. В качестве разгрузочной полости используют слой твердеющей закладки, которому при заливке с помощью специальных добавок придают повышенную податливость по сравнению с другими слоями. В качестве материала заполнителя разгрузочной полости можно использовать слой подсыпки из породной мелочи.

ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М.И. Влияние закладки выработанного пространства на несущую способность целиков / М.И.Агошков, А.Л.Требуков / ИГД им. А.А.Скочинского. М., 1963.
2. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. М.: Недра, 1985. 224 с.

3. Ильштейн А.М. и др. Методы расчета целиков и потолочин камер рудных месторождений. М.: Наука, 1964. 141 с.

4. Костюченко Л.М. Определение параметров рудных целиков при системах разработки с закладкой. Методика расчета / ИГД им. А.А.Скочинского. М., 1968. 19 с.

5. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов / ВНИМИ. Л., 1972. 82 с.

REFERENCES

1. Agoshkov M.I. Influence of packing of the mined-out space on the carrying capacity of pillars / M.I. Agoshkov, A.L. Trebukov / The A.A. Skochinsky IGD. Moscow, 1963.
2. Baranov A.O. Calculation of parameters of technological processes in underground mining of ore. Moscow: Nedra, 1985. 224 p.
3. Ilstein A.M. et al. Calculation methods for pillars and ceiling chambers at the ore deposits. Moscow: Nauka, 1964. 141 p.
4. Kostyuchenko L.M. Determination of parameters of ore pillars in mining systems with packing. Methods of calculations / The A.A. Skochinsky IGD. Moscow, 1968. 19 p.
5. Methodological directions for the determination of sizes of chambers and pillars in chamber mining systems of non-ferrous metal ores / VNIMI. Leningrad, 1972. 82 p.