

УДК 622.833.3

## ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ НАРУШЕННОГО ПОРОДНОГО МАССИВА НА УСТОЙЧИВОСТЬ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ВТОРОЙ ЮЖНОЙ ЛИНЗЫ РУДНИКА «МАЯК»



Э. А. КУБУЗОВ,  
начальник Горного управления,  
ggu@tf.nk.nornik



Ю. Н. НАГОВИЦИН,  
главный инженер Центра  
геодинамической безопасности

ЗФ ПАО «ГМК «Норильский Никель», Норильск, Россия



А. А. АНДРЕЕВ,  
заведующий  
Норильским сектором



Г. Д. РУКАВИШНИКОВ,  
ведущий специалист

АО «ВНИМИ», Санкт-Петербург, Россия

### Введение

Сульфидные медно-никелевые руды рудника «Маяк» (до 1 января 2015 г. был в структуре рудника «Комсомольский») пространственно приурочены к юго-западной ветви Талнахской дифференцированной интрузии габбро-долеритов. Отрабатываемая рудником «2-я Южная линза» (далее 2-Юл) представляет собой крутопадающую (до 41°) залежь. В восточном направлении рудное тело опускается до контакта интрузива с осадочными породами верхнего девона, где плавно выклинивается. На западном фланге залежь выходит под толщу четвертичных отложений. Длина линзы по простиранию составляет 327 м, максимальная ширина по падению — около 153 м, с выклиниванием на юго-восток. Максимальная мощность рудного тела не превышает 12 м, средняя — 3,5 м. Глубина залегания — до 140 м. Для линзы характерно изменение мощности как по падению, так и по простиранию рудного тела. Перепад глубин залегания почвы залежи составляет около 85 м.

В районе 2-Юл повсеместно развиты малоамплитудные тектонические смещения. Все породы и руды залежи обладают тектонической нарушенностью с величиной трещинной пустотности 5÷10 %. Трещиноватость и нарушенность вкрапленных руд меня-

Рассмотрена проблема снижения устойчивости горных выработок при выемке богатых руд 2-й Южной линзы рудника «Маяк». Определены горно-геологические и горнотехнические факторы, воздействие которых приводит к обрушениям и вывалам. Выполнено математическое моделирование для оценки влияния порядка отработки залежи на устойчивость приконтурного массива в типовых горно-геологических условиях. Приведены рекомендации, реализация которых позволит повысить безопасность ведения горных работ.

**Ключевые слова:** подработка, сдвигание массива горных пород, устойчивость обнажений, обрушение, математическое моделирование, закладка твердеющими смесями, порядок отработки.

**DOI:** [dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.07.05](https://doi.org/10.17580/gzh.2016.07.05)

ется от средней до сильной и до весьма сильной в зонах влияния крупных тектонических нарушений. На контактах дифференциатов и в зонах трещиноватости развиты вторичные процессы серпентинизации и хлоритизации, существенно ослабляющие устойчивость массива вкрапленных руд. Трещиноватость богатых руд меняется от слабой до сильной, трещины крутые субвертикальные, плоскости неровные, чаще без минерального выполнения, наклонные и пологие с выполнением стенок примазками хлорита и ангидритом. Нарушенность от средней на большинстве участков до сильной (в районах развития пликативных и дизъюнктивных нарушений). Степень раздробленности увеличивается на контактах вмещающих пород с интрузией и на контактах сплошных руд. Приконтактные участки подвержены значительным метаморфическим изменениям, что снижает прочность пород и руд.

Физико-механические свойства руд и вмещающих пород, характеризуются следующим образом. Породный комплекс, вмещающий интрузию, представлен известняками, доломитами, мергелями с прослоями ангидритов и аргиллитов. Объемная масса в среднем составляет для среднетрещиноватых разновидностей 2,71–2,81 т/м<sup>3</sup>, для сильнотрещиноватых известняков — 2,57–2,59 т/м<sup>3</sup>. Прочность при одноосном сжатии в среднем 60–118 МПа, у сильно трещиноватых разновидностей — 30 МПа. Прочность при растяжении — 7–11 МПа, у сильнотрещиноватых разновидностей — около 5 МПа. В водонасыщенном состоянии у известняков и доломитов прочность снижается приблизительно в 1,5 раза, у аргиллитов и мергелей иногда в 2–3 раза, уменьшаясь до 30–45 МПа. Увеличение степени трещиноватости пород приводит к существенному ухудшению их физико-механических свойств.

Интрузивная формация представлена долеритами и габбро-долеритами. Их плотность меняется от 2,6 до 3,11 т/м<sup>3</sup>. Проч-

ность при одноосном сжатии в среднем 160–190 МПа, при растяжении — 15–18 МПа, динамический модуль упругости — около  $80 \cdot 10^3$  МПа. Для всех разностей интрузивной рудоносной формации наблюдается существенное уменьшение всех рассмотренных показателей физико-механических свойств с увеличением степени трещиноватости. В массивах со средней трещиноватостью прочность при одноосном сжатии уменьшается в 1,5 раза, динамический модуль упругости в 1,3 раза. В сильнотрещиноватых массивах прочностные характеристики уменьшаются в 3 раза, а упругие — в 2 раза.

Как видно, породы и руды всех горизонтов шахтного поля рудника в ненарушенном состоянии имеют высокую прочность, средний модуль упругости пород  $E_{\text{пором}} = 70000$  Па. Угол внутреннего трения  $\rho = 25^\circ$ ; коэффициенты бокового распора  $\lambda_x = 0,8$ ,  $\lambda_z = 1,3$ .

### Методика исследований

С учетом горно-геологических особенностей залегания богатых руд в 2-Юл институт «Гипроникель» проанализировал варианты систем разработки месторождения на данном объекте с позиций безопасности и экономичности. Решающими факторами при выборе системы явились высокая ценность руды и наличие вышерасположенного водоносного горизонта, что предопределило необходимость полной выемки запасов и плавного сдвигения подработанной толщи пород. В итоге проектом выбрана сплошная слоевая система разработки с полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. В соответствии с проектом, залежь по вертикали делится на слои, а слои разделяются на очистные заходки с параметрами  $4 \times 4$  м. Вскрытие рудного тела предусмотрено в районе отм. –60 м (глубина от поверхности  $\approx 110$  м) с перемещением фронта работ по восстанию залежи (рис. 1).

С начала выемки запасов богатых руд на 2-Юл начали возникать проблемы, связанные со слабой устойчивостью обнажений. С 2013 г. участились случаи нарушения крепи, вывалов и обру-

шений горной массы с кровли и боков нарезных и подготовительных выработок. По данным Центра маркшейдерских работ, в период с мая 2012 г. по июнь 2014 г. зафиксировано 18 случаев обрушения пород кровли горных выработок на мощность более 1 м. Параметры вывалов составляли от минимальных  $2 \times 3$  м ( $B \times H$ ) до максимальных  $12,8 \times 9,8$  м. Зафиксированы случаи объединения вывалов в выработках, расположенных на разных высотных отметках. Анализ геолого-маркшейдерской документации показывает, что наиболее масштабные и частые случаи вывалообразования приурочены к восточному контакту богатых руд с висячим боком налегающих пород.

Глубина залегания запасов богатых руд 2-Юл составляет 60–140 м, что делает крайне незначительными силы бокового распора и создает условия для повышенной подвижности элементов блочно-иерархической структуры породного массива — от крупных тектонических блоков до элементарных структурных элементов [1, 2]. Значительная обводненность массива горных пород, при достаточно развитой вторичной минерализации трещин хлоритом и серпентином, служит дополнительным фактором, еще больше увеличивающим общую подвижность массива.

По состоянию на конец 2014 г. в пределах 2-Юл нарезные и очистные работы велись на 7 горизонтах (отметках), м: –30; –37; –47,5; –58; –68; –75,5 и –82. Каждый из горизонтов отработки создает свое поле сдвижений, при этом минимальные сдвигения имеют место над нижним горизонтом (отм. –82 м), а по мере уменьшения глубины за счет совместного влияния нижележащих горизонтов, суммарные величины сдвижений нарастают. В наиболее сложных условиях находятся выработки самого верхнего горизонта (отм. –30 м) — породный массив, вмещающий выработки, испытывает четырехкратную подработку.

Неравномерность сдвижений приводит к деформированию приконтурного массива, что может проявляться в виде вывалов и обрушений [3, 4]. Наиболее опасными в этом отношении являются зоны сильно- и весьма сильно трещиноватых пород и руд, которые приурочены к районам развития тектонических нарушений и контактам руды с породами.

На основании анализа горно-геологических и горнотехнических условий установлено, что большое число вывалов и обрушений при проходке выработок связано со следующими факторами, которые влияют как обособленно, так и совместно [5–7]:

- при проведении заходок по простиранию рудного тела по восточному контакту богатой руды происходит обнажение в кровле и верхней части восточного бока выработки габбро-долеритов весьма сильной нарушенности мощностью до 1–2 м;
- повышенная обводненность породного массива способствует значительному ослаблению устойчивости пород на контактах дифференциатов и в зонах трещиноватости, характеризующихся развитыми процессами серпентинизации и хлоритизации;
- подработка линзы даже одной заходкой, параметры которой сопоставимы с мощностью рудного тела, приводит к проскальзыванию массива между породами лежачего и висячего боков; наиболее заметно такие подвижки проявляются в кровле выработок, вскрывающих границы верхнего контакта руда–порода,

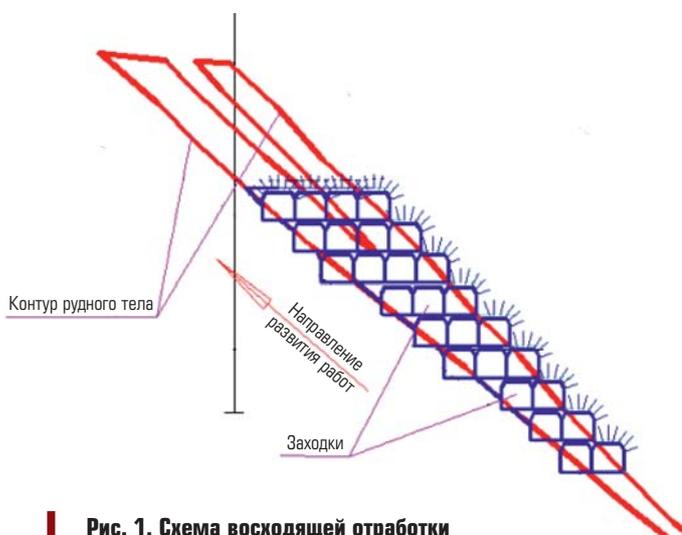


Рис. 1. Схема восходящей отработки 2-й Южной линзы

имеющие ослабленную зону в виде пород и руд сильной (местами весьма сильной) нарушенности;

- сотрясательное воздействие взрывов при проходке близко расположенных выработок способствует развитию процессов смещения пород приконтурного массива в выработку; при отсутствии крепи (например, в призабойной части выработки), данный процесс во времени развивается лавинообразно, что приводит к быстрому росту объема вывала и фактической невозможности его устранения.

Тот факт, что случаи обрушений нарастают с увеличением числа вскрываемых горизонтов, можно объяснить влиянием большого числа пустот на процессы сдвижения породного массива. При развитии процессов сдвижения массив блочно-иерархической структуры в зоне подработки испытывает преимущественно деформации растяжения, что приводит к разуплотнению массива и общему снижению его устойчивости в обнажениях горных выработок [1]. Известно, что породы сильной (а тем более весьма сильной) нарушенности практически теряют способность работать на растяжение, при этом устойчивость обнажений кровли выработок предопределяется уже не столько напряжениями на контуре, сколько механическим взаимодействием структурных элементов массива, включающим, в том числе, и явления взаимного подпора и самозаклинивания структурных блоков [2]. Для качественной оценки степени влияния и многократной подработки на деформированное состояние залежи и, как следствие, на устойчивость горных выработок методом математического моделирования [8–11] были рассчитаны величины смещений породного массива при вариантах отработки одним, двумя и тремя горизонтами. За основу моделей был взят геологический разрез линзы, предоставленный маркшейдерской службой рудника при построении поверхностной наблюдательной станции. Ширина и высота нарезных выработок в модели приняты равными 4 м. В моделях все выработки пройдены по восточному контакту богатых руд. Поскольку в контексте задачи требуется оценить изменение деформированного состояния породного массива при одно-, двух- и многократной подработке, расчеты выполняли на четырех моделях:

- № 1 — исходная модель без горных выработок; она необходима для определения исходных деформаций и перемещений, испытываемых породным массивом до начала горных работ;
- № 2 — одиночная выработка; модель учитывает проходку одного разрезного штрека (далее РШ) на верхней проектной отм. –30 м;
- № 3 — две выработки; учитывается проходка одновременно двух РШ (дополнительно к РШ модели № 2 добавляется РШ на отм. –37 м);
- № 4 — три выработки; модель учитывает проходку одновременно РШ (дополнительно к РШ модели № 3 добавляется РШ на отм. –47,5 м).

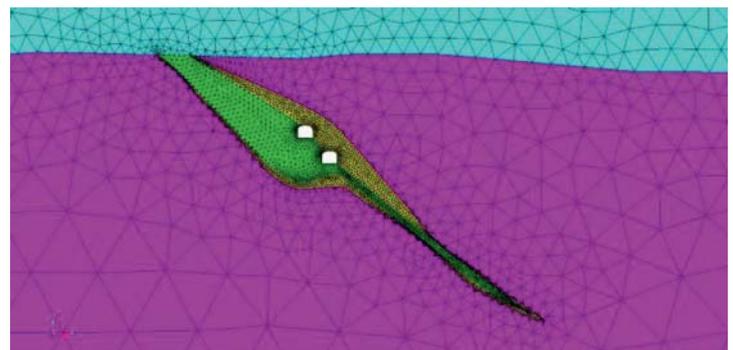
Во всех моделях достаточно сложный геологический комплекс приведен к упрощенному виду, достаточному для получения достоверных результатов, а именно: все осадочные породы верхнего четвертичного горизонта валунно-галечниковых отложений объединены в единый комплекс («грунт»); все горные породы

**Физико-механические свойства руд и пород, принятые в расчетах**

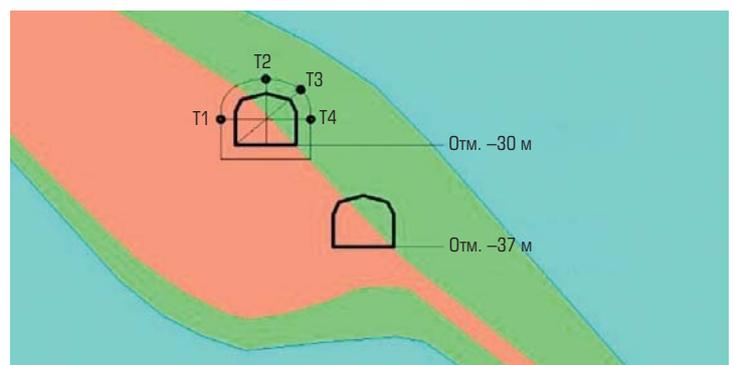
Тип пород	Модуль Юнга, $E$ , Па	Коэффициент Пуассона $\nu$	Плотность $\rho$ , кг/м <sup>3</sup>
Богатые руды	5,4+09	0,22	4000
Медистые руды	1e+09	0,35	3000
Порода	8e+09	0,26	2700
Грунт	1e+09	0,40	2800

тунгусской серии, верхнего и среднего девона, а также интрузивные образования, вмещающие линзу богатых руд, также объединены в единый комплекс («порода»); медистые руды в интрузиве, обрамляющие контур богатых руд, приняты как единое целое («медистые руды»); богатые сплошные и жильные медно-никелевые руды 2-Юл выделены в единое понятие («богатые руды») [12, 13]. Исходные данные для моделирования представлены в **таблице**. Модуль Юнга и коэффициент Пуассона приняты с учетом трещиноватости пород в массиве.

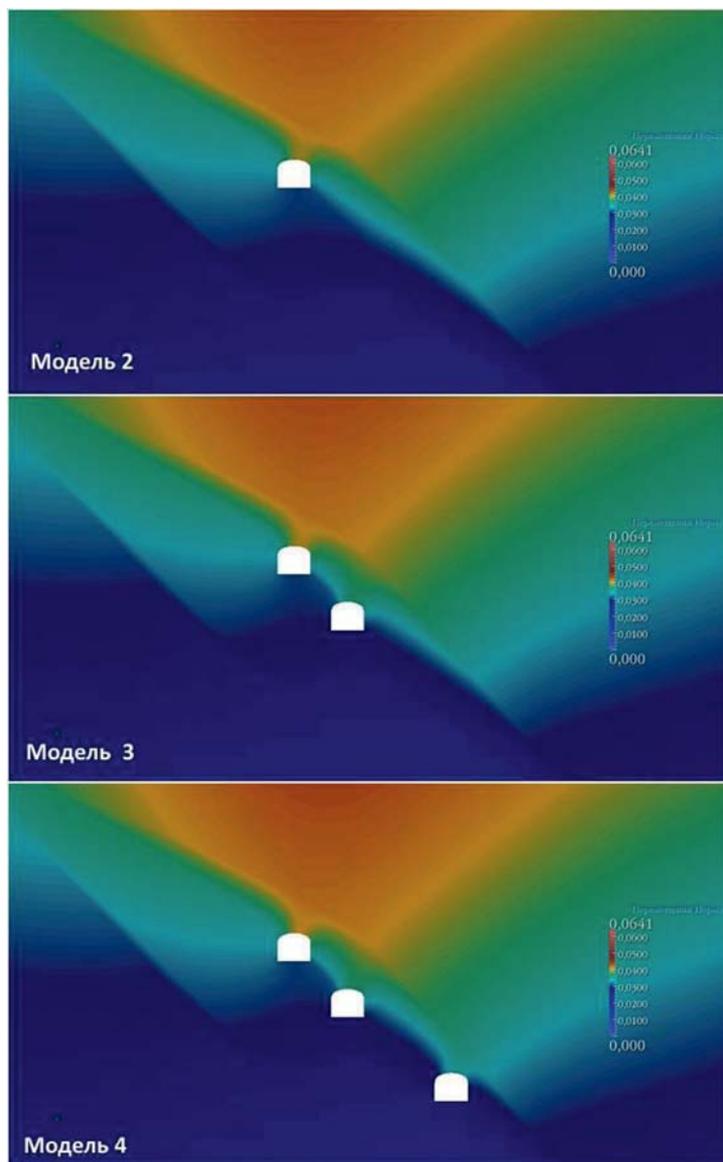
Моделирование выполнялось с использованием программного комплекса Fidesys Bundle. Комплекс позволяет выполнять расчеты напряжений и деформаций двух- и трехмерных моделей (2D и 3D). Средствами AutoCAD было выполнено построение двухмерных геометрических моделей. После импорта моделей в Fidesys, выполнялось построение расчетной сетки конечных элементов (**рис. 2**). Это делали таким образом, чтобы достичь мак-



**Рис. 2. Построение сетки конечных элементов в модели № 3**



**Рис. 3. Размещение контрольных точек в моделях (на примере модели № 3)**



**Рис. 4. Величины полных перемещений элементов в моделях № 2–4**

симальной плотности сетки (и детализации расчетов) вблизи расчетных выработок. Минимальный размер ячейки составил 0,5 м. По мере удаления от линзы богатой руды размер ячейки сетки увеличивался. Число узлов сетки (точек) в моделях составляло более 9 тысяч.

После задания свойств материалов и граничных условий производился расчет. Для оценки подвижности породного массива учитывались величины вертикальных и горизонтальных перемещений в контрольных точках, расположенных в приконтурном массиве разрезного штрека на отм. –30 м. Размещение точек показано на **рис. 3**. Точки Т1, Т2 и Т4 расположены на главных осях РШ, а точка Т3 — на диагонали, выходящей в зону медистых руд. Все точки удалены от контура РШ на расстояние 1 м. Точки Т2, Т3 и Т4 расположены в области приконтурного массива, в которой фиксируется наибольшее число вывалов и обрушений. Точка

Т1 наблюдается для фиксации деформационной картины в противоположном боку выработки.

На **рис. 4** представлены карты распределения полных перемещений узлов моделей № 2–4. После обработки расчетных величин перемещений получены приращения перемещений, вызванные проходкой каждой дополнительной выработки. Анализ результатов расчетов выявил следующее. Математическое моделирование подтвердило прямую зависимость интенсивности сдвижений от числа пустот на нижерасположенных горизонтах. Проходка второй и третьей выработок приводит к смещению точек 3 и 4 вправо и вниз; это означает, что активизируется процесс «проскальзывания» сильнонарушенных медистых руд по плоскости контакта с богатой рудой. В результате проходки второй выработки, расположенной на расстоянии около 5 м, величины вертикальных смещений точек 2–4 увеличиваются, соответственно, на 10, 25 и 90 %. (т. е. для точек, расположенных в приконтурном массиве сбоку РШ верхнего горизонта, смещения практически удваиваются); горизонтальные смещения точек 3 и 4 меняют свое направление. В реальной шахтной обстановке такая кинематика движения структурных элементов в приконтурном массиве выработки приведет к раскрытию трещин различного порядка и полной потере устойчивости массива. При проходке выработки третьего горизонта, расположенной на расстоянии около 21 м, влияние хоть и заметно более слабое, но, тем не менее, составляет около 15–20 % влияния выработки второго горизонта, что дополнительно ослабляет рудный массив.

Смещения точки 1 как в горизонтальной, так и в вертикальной плоскостях в несколько раз (порой даже на порядок) меньше, чем у точек 2–4. Разница в скорости смещения точек приводит к заметному разуплотнению горных пород, потере связности и существенному повышению риска потери устойчивости в обнажении. Несмотря на то, что РШ двух верхних горизонтов не попадают в зону подработки РШ отм. –47,5 м, за счет пластических деформаций массива и «текучести» медистых руд влияние проходки нижнего штрека приводит к увеличению значений смещений всех точек на величину 7–10 %.

### Заключение

На основании выполненных исследований для повышения безопасного ведения горных работ институтом ВНИМИ и Центром геодинамической безопасности предложены следующие рекомендации.

1. Отработку запасов богатых руд 2-Юл вести нисходящим порядком, т. е. в направлении, противоположном показанному на **рис. 1**. Это позволит исключить негативное влияние подработки породного массива на состояние устойчивости действующих выработок. Недостатком данного решения является существенное снижение производительности добычного участка (до 50 %), так как при малой мощности рудного тела ограниченное число рабочих заходов не позволит достичь больших объемов добычи. Вместе с тем данное решение обеспечит максимально возможную безопасность при ведении горных работ за счет замены руды и породы сильной (а порой и весьма сильной) нарушенности

армированным закладочным бетоном контролируемой прочности. Кроме того, отсутствие пустот ниже уровня ведения горных работ полностью исключит возможные сдвиги породного массива и связанные с этим процессы деформирования, смятия и снижения устойчивости пород в обнажениях действующих горных выработок.

2. Действующие заходки на разных горизонтах (отметках) располагать вне зоны подработки друг от друга. Так, сечение вышерасположенной выработки не должно попадать в зону сдвижений выработки, расположенной ниже. Для расчета принимать угол опасных деформаций, равный  $70^\circ$ .

3. Закладку выработанного пространства проводить закладочной смесью М-60. Увеличение марки закладочного бетона призвано увеличить жесткость искусственного массива, что должно снизить интенсивность сдвижений породного массива и положительно влиять на интенсивность водопритока. Кроме того, скорость набора прочности у высокомарочного бетона в 2–3 раза больше таковой у низкомарочного. Это позволит компенсировать снижение интенсивности добычи, связанное с переходом на нисходящий порядок отработки.

4. При положительном эффекте применения вышеуказанных мер, с целью повышения производительности отработки, рассмотреть возможность увеличения параметров заходок по высоте или ширине, в зависимости от их расположения относительно высячего бока налегающих пород.

В течение 2014–2015 гг., в соответствии с представленными рекомендациями, при отработке 2-Юл выполнялся последовательный переход на нисходящий порядок отработки; большая часть ранее пройденных выработок была погашена закладочным бетоном марки М-60; при проектировании учитывалось взаимное расположение и влияние горных выработок. В результате внедрения комплекса мероприятий отмечается снижение числа случаев обрушения пород кровли горных выработок (на мощность более 1 м) за период с ноября 2014 г. по май 2016 г. на 30 %. При этом производительность добычи уменьшилась с 2014 по 2016 г. на 20 %.

Учитывая повышение устойчивости горизонтальных и вертикальных обнажений в нарезных выработках, в настоящее время техническими службами рудника рассматривается возможность увеличения параметров заходок.

#### Библиографический список

- Сдвиги горных пород и земной поверхности при подземных разработках / под общей ред. В. А. Букринского, Г. В. Орлова. — М.: Недра, 1984. — 247 с.
- Ставрогин А. Н., Протосеня А. Г. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах. — М.: Недра, 1985. — 271 с.
- Куранов А. Д., Сидоров Д. В. Оценка напряженного состояния междустректовых целиков на рудниках ОАО «Апатит» // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2011. № 1. С. 308–312.
- Протосеня А. Г., Куранов А. Д. Методика прогнозирования напряженно-деформированного состояния горного массива при комбинированной разработке Коашинского месторождения // Горный журнал. 2015. № 1. С. 67–71.
- Барях А. А. Геомеханика: синтез теории и эксперимента. Стратегия и процессы освоения георесурсов // Материалы ежегодной научной сессии Горного института УрО РАН, Пермь, 19–23 апреля 2010. — Пермь: Горный ин-т УрО РАН, 2010. С. 78–79.
- Kidybinski A. The role of geo-mechanical modelling in solving problems of safety and effectiveness of mining production // Archives of Mining Sciences. 2010. Vol. 55. No. 2. P. 263–278.
- Tao Gaoliang, Zhang Jiru, Huang Li, Yuan Lun. Huazhong keji daxue xuebao. Ziran kexue ban // Journal of Huazhong University of Science and Technology (Natural Science Edition). 2010. No. 8. P. 103–106.
- Liu Zeng-Hui, Gao Qian, Dong Lu, Yue Bin. Yanshan daxue xuebao — J. Yanshan Univ. 2010. Vol. 34. No. 6. P. 550–555.
- Соколов И. В., Антипин Ю. Г. Систематизация и экономико-математическое моделирование вариантов вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке месторождений // Горный журнал. 2012. № 1. С. 67–71.
- Куранов А. Д. Применение численного моделирования для выбора безопасных параметров систем разработки рудных месторождений в высоконапряженных массивах // Записки Горного института. 2013. Т. 206. С. 60–64.
- Wang N., Wan B. H., Zhang P., Du X. L. Analysis on deformation development of open-pit slope under the influence of underground mining // Proceedings of International Symposium on Land Reclamation and Ecological Restoration. — Beijing: 2015. P. 53–58.
- Wang D. S., Chang J. P., Yin Z. M., Lu Y. G. Deformation and failure characteristics of high and steep slope and the impact of underground mining // Transit Development in Rock Mechanics—Recognition, Thinking and Innovation: Proceedings of the 3rd ISRM Young Scholars Symposium on Rock Mechanics. — USA, 2014. P. 451–457.
- Kwasniewski M. Odkształceniu warunek stanu granicznego skal // Prz. Gor. 2010. Vol. 66. No. 12. P. 72–79.
- Lu H., Gao Y. Stability analysis and reinforcement scheme optimization of large open ending slope // Journal of Central South University (Science and Technology). 2015. Vol. 46. P. 1786–1798. **ГЖ**

«GORNYI ZHURNAL»/«MINING JOURNAL», 2016, № 7, pp. 23–28  
DOI: dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.07.05

#### Assessment of effect of rock mass damage on underground stability of excavations in the Second Southern Lens of Mayak Mine

##### Information about author

E. A. Kubuzov<sup>1</sup>, Head of Mining Department, ggu@tf.nk.nornik.ru

Yu. N. Nagovitsyn<sup>1</sup>, Chief Engineer, Geodynamic Safety Center

A. A. Andreev<sup>2</sup>, Head of Norilsk Sector

G. D. Rukavishnikov<sup>2</sup>, Leading Specialist

<sup>1</sup> Polar Division, Norilsk Nickel, Norilsk, Russia

<sup>2</sup> VNIMI Institute, Saint-Petersburg, Russia

##### Abstract

The underground mining project for the steeply dipping thin rich copper–nickel ore body (named the Second Southern Lens) included bottom-up slice longwall with cemented backfilling. The lens occurs within the Mayak Mine field of the Norilsk Mining and Metallurgy Company.

Since the beginning of mining with the mentioned method, the operations faced problems connected with the instability of development and preparatory drives due to severe jointing of overlying rock mass even more weakened by multiple undermining. Assessment of the effect of undermining on rock mass deformation involved mathematic modeling of rock mass behavior in the course of mining with one, two and three stoping horizons.

The modeling and auxiliary research have recovered complete deformation pattern in rock mass, and it has been recommended to adjust the method of mining as a result and to change from the bottom-up to the top-down sequence. This will eliminate negative effect of rock mass undermining on underground stability of excavations owing to replacement of weak rock mass by reinforced cemented backfill of the controllable strength. At the present time, the mine implements the transition to the top-down mining method: the most of the existing excavations at the bottom of the ore body are backfilled with concrete M60; entry ways are driven at the top of the ore body; a potential increase in parameters of the entry ways is discussed.

**Keywords:** undermining, rock mass subsidence, exposure stability, rock fall, mathematical modeling, cemented backfilling, mining sequence.

References

1. *Sdvizhenie gornyykh porod i zemnoy poverkhnosti pri podzemnykh razrabotkakh* (Movement of rocks and Earth surface during underground operations). Under the editorship of V. A. Bukrinskiy, G. V. Orlov. Moscow : Nedra, 1984. 247 p.
2. Stavrogin A. N., Protosenya A. G. *Prochnost gornyykh porod i ustoychivost vyrabotok na bolshikh glubinakh* (Rock strength and excavation stability on deep depths). Moscow : Nedra, 1985. 271 p.
3. Kuranov A. D., Sidorov D. V. Otsenka napryazhennogo sostoyaniya mezhzdushtrekovykh tse-likov na rudnikakh otkrytogo aktsionernogo obshchestva «Apatit» (Valuation of pillar stress state on mines «Apatit»). *Izvestiya tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = News of the Tula State University. Sciences of Earth*. 2011. No. 1. pp. 308–312.
4. Protosenya A. G., Kuranov A. D. Metodika prognozirovaniya napryazhenno- deformirovannogo sostoyaniya gornogo massiva pri kombinirovannoy razrabotke Koashvinskogo mestorozhdeniya (Procedure of rock mass stress-strain state forecasting in hybrid mining of the Koashvin deposit). *Gornyy Zhurnal = Mining Journal*. 2015. No. 1. pp. 67–71.
5. Baryakh A. A. Geomekhanika: sintez teorii i eksperimenta. Strategiya i protsessy osvoeniya georesursov (Geomechanics: synthesis of theory and experiment. Strategy and processes of mastering of georesources). *Materialy ezhegodnoy nauchnoy sessii Gornogo instituta Uralskogo Otdeleniya RAN, Perm, 19–23 aprelya 2010* (Materials of annual scientific session of Mining Institute of Ural Branch of Russian Academy of Sciences, Perm, April 19–23, 2010). Perm : Mining Institute of Ural Branch of Russian Academy of Sciences, 2010. pp. 78–79.
6. Kidybinski A. The role of geo-mechanical modelling in solving problems of safety and effectiveness of mining production. *Archives of Mining Sciences*. 2010. Vol. 55, No. 2. pp. 263–278.
7. Tao Gaoliang, Zhang Jiru, Huang Li, Yuan Lun. *Huazhong keji daxue xuebao. Ziran kexue ban. Journal of Huazhong University of Science and Technology (Natural Science Edition)*. 2010. No. 8. pp. 103–106.
11. Liu Zeng-Hui, Gao Qian, Dong Lu, Yue Bin. *Yanshan daxue xuebao. Journal of Yanshan University*. 2010. Vol. 34, No. 6. pp. 550–555.
8. Sokolov I. V., Antipin Yu. G. Sistematzatsiya i ekonomiko-matematicheskoe modelirovanie variantov vskrytiya podzemnykh zasposov pri kombinirovannoy razrabotke mestorozhdeniy (Systematization and economics-mathematical modelling of the methods of underground reserves opening during the combined deposits mining). *Gornyy Zhurnal = Mining Journal*. 2012. No. 1. pp. 67–71.
9. Kuranov A. D. Primenenie chislennogo modelirovaniya dlya vybora bezopasnykh parametrov sistem razrabotki rudnykh mestorozhdeniy v vysokonapryazhennykh massivakh (Application of numerical modelling for design of safety parameters of safety mining method in highly stressed masses). *Zapiski Gornogo instituta = Proceedings of the Mining Institute*. 2013. Vol. 206. pp. 60–64.
10. Wang N., Wan B. H., Zhang P., Du X. L. Analysis on deformation development of open-pit slope under the influence of underground mining. *Proceedings of International Symposium on Land Reclamation and Ecological Restoration*. Beijing, 2015. pp. 53–58.
11. Wang D. S., Chang J. P., Yin Z. M., Lu Y. G. Deformation and failure characteristics of high and steep slope and the impact of underground mining. *Transit Development in Rock Mechanics-Recognition, Thinking and Innovation : Proceedings of the 3rd ISRM Young Scholars Symposium on Rock Mechanics*. USA, 2014. pp. 451–457.
12. Kwasniewski M. Odształkieniowy warunek stanu granicznego skal. *Przegląd Górnicy*. 2010. Vol. 66, No. 12. pp. 72–79.
13. Lu H., Gao Y. Stability analysis and reinforcement scheme optimization of large open ending slope. *Journal of Central South University (Science and Technology)*. 2015. Vol. 46. pp. 1786–1798.

УДК 622.273.3

## ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НА ЗАЛЕЖИ «ЦЕНТРАЛЬНАЯ ОСНОВНАЯ» ШАХТЫ «КОМСОМОЛЬСКАЯ»



**Т. П. ДАРБИНИАН**,  
зам. начальника  
Центра геодинамической  
безопасности,  
ggu@tf.nk.normik.ru



**Н. К. ТУХВАТУЛЛИН**,  
ведущий специалист  
Центра геодинамической  
безопасности

ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель», Норильск, Россия



**Ю. Б. СИДОРЕНКО**,  
главный специалист Центра  
геодинамической безопасности,  
ЗФ ПАО «ГМК Норильский  
никель», Норильск, Россия



**А. С. КОРЕЦКИЙ**,  
государственный инспектор,  
МТУ Ростехнадзора,  
Норильск, Россия

### Введение

Проектом отработки совместно залегающих богатых, медистых и вкрапленных руд залежи Центральная основная (ЦО) шахты «Комсомольская» с глубиной залегания более 700 м пред-

*Рассмотрены результаты опытно-промышленных испытаний камерной системы разработки на шахте «Комсомольская». В ходе испытаний по мере развития горных работ в панели выявлен факт ухудшения состояния выработок и роста напряжений во временных рудных целиках и в краевой части массива. Установлено, что применяемый способ предотвращения горных ударов с помощью разгрузочных шпуров недостаточно эффективен при увеличенных параметрах камер. Рекомендован другой способ профилактики ударов — бурение разгрузочных скважин.*

**Ключевые слова:** опытно-промышленные испытания, камерная система разработки, опорные элементы, напряженное состояние, горное давление, керновое бурение, категория удароопасности, предотвращение горных ударов.

**DOI:** [dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.07.06](https://doi.org/10.17580/gzh.2016.07.06)

усмотрено применение сплошных слоевых систем разработки с различным порядком выемки запасов [1, 2]. С целью обеспечения необходимой полноты выемки в качестве способа управления горным давлением все применяемые варианты отработки должны включать в себя закладку выработанного пространства твердеющими смесями [3]. При использовании слоевых систем очистные выработки имеют размеры по ширине и высоте до 10 м. Такие параметры позволяют осуществлять контроль за состоянием кровли при нахождении людей в очистном пространстве.

Одним из путей повышения безопасности труда, роста объемов добычи и снижения потерь руды в недрах в сложных горно-геологических условиях шахты является переход на камерную си-