Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. LII, вып. 1, 1966 г.

УДК 622.27

ОБ УСТОЙЧИВОСТИ ОБНАЖЕНИЙ В БЛОКАХ, ВЫХОДЯЩИХ НА ПОВЕРХНОСТЬ

Н. З. Галаев, Ю. П. Головин

На рудниках комбината «Апатит» как правило верхняя часть рудных залежей выходит на дневную поверхность. При подземной разработке блоков верхних горизонтов нередко наблюдается самообрушение массива, смерзание отбитой руды, разброс ее взрывом. Это приводит к большим потерям руды.

В статье изложены результаты исследований явлений самопроизвольного обрушения обнаженного массива блоков на Юкспорском руднике, где блоки, выходящие на поверхность, отрабатываются системой принудительного обрушения с отбойкой руды минными зарядами или глубокими скважинами. После выемки соседних блоков при малой мощности или даже отсутствии покрывающих пород подлежащий отбойке массив оказывается обнаженным. Наличие горных выработок и воздействие взрывов дополнительно ослабляют массив блока. Кроме того, недостаточная устойчивость блоков определяется развитой сетью трещин в рудном массиве. Пространственная ориентировка и количественная характеристика тектонических трещин, пересекающих рудное тело, выявленная П. К. Семеновым, представлена в табл. 1.

Таблица 1

Характеристика систем трещин

Система трещин	Азимут простирания, град.	Падение	Угол падения, град.	Частота трещин, число на 10 *пог. м*	Геологические образования, связанные с системой
I	135	Ю-З	45	10	Меланократовые жилы и зоны дробления
II	55	Ю-В и С-З	80	1	Разрушенные зоны
III	360	В-З	83	1	Диагональные разрушенные зоны
IV	90	Ю	80	0,5	—

Трещины первой системы в основном скрыты и открываются только в процессе горных работ. Анализ практики отработки и данных структурной съемки блоков, выходящих на поверхность, показывает, что наиболее опасны при очистных работах трещины остальных трех систем и крутопадающие разрушенные зоны, мощность которых изменяется от нескольких сантиметров до 10—15 *м*.

Ярко выраженная анизотропность строения массива определяет характер деформации блоков. Наблюдаются сползания обнаженного массива по поверхностям, ослабленным трещинами. Поэтому в основу расчетов по определению параметров, обеспечивающих устойчивость массива, должны быть положены схемы наиболее вероятных деформаций с учетом распределения трещин в массиве. Сведения о пространственной ориентировке трещин и других тектонических нарушений позволяют построить решетку трещиноватости в каждом конкретном случае для любого сечения. На основании полученных картин трещиноватости и основных физико-механических характеристик массива можно рассчитать устойчивые параметры блоков.

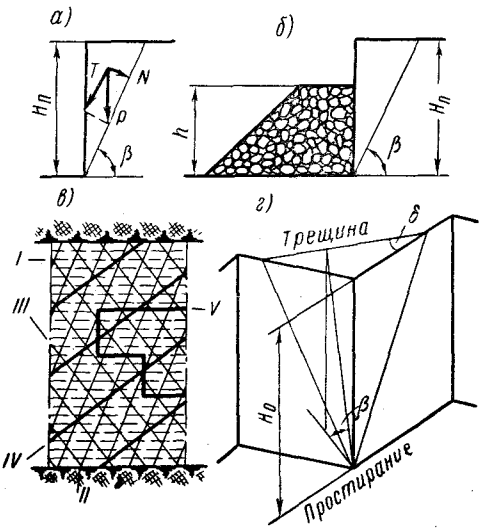


Рис. 1. Схемы к расчету параметров обнажений блоков. *I*, *II*, *III*, *IV* — системы трещин.

Общее решение задачи выполнено с учетом использования конечных формул для практических целей при минимально необходимом числе расчетных физико-механических характеристик пород массива. В статье учтен методический подход, использованный при решении задач по устойчивости бортов карьеров в работах Г. Д. Фисенко [1956, 1965].

При определении устойчивых размеров обнаженных стенок блоков, выходящих на поверхность, необходимо учитывать два возможных случая: 1) боковая поверхность блока полностью обнажена (рис. 1, *а*); 2) стенка блока подпирается частично или по всей высоте магазинированной руды (рис. 1, *б*).

Исходя из расчетных схем, условия предельного равновесия запишутся для первого случая в виде

$$\sum T = f \sum N + cS, \tag{1}$$

для второго

$$\sum T = f \sum N + cS + \sum E, \tag{2}$$

где $\sum N$ и $\sum T$ — сумма нормальных и сдвигающих сил, действующих по поверхности скольжения;

T и N — соответственно касательная и нормальная составляющие, $T = P \sin \beta$, $N = P \cos \beta$;

f и c — средние величины коэффициента трения и сцепления по поверхности скольжения, $f = \operatorname{tg} \varrho$;

ϱ — угол внутреннего трения;

S — площадь поверхности скольжения;

$\sum E$ — подпор со стороны магазинированной руды;

P — вес сползающей призмы;

β — угол сползания массива (угол падения трещины).

В обоих случаях задачу можно с некоторым приближением рассматривать как плоскую, если длина обрушения не менее высоты откоса и контур его параллелен обнажению. Поскольку направление очистной выемки

большинства блоков происходит несогласно с простиранием основных трещин, а под углом к ним (рис. 1, *в*), то происходящие обрушения углов секций свидетельствуют о необходимости, помимо плоской, решения объемной задачи по определению устойчивых параметров откоса.

При полном обнажении стенки блока равенство сил (1), сдвигающих и препятствующих сдвижению, можно выразить в случае плоской задачи (рис. 1, *а*)

$$\frac{H_{\text{п}}^2 \operatorname{ctg}\beta}{2}\gamma \sin\beta = \operatorname{tg}\varrho \frac{H_{\text{п}}^2 \operatorname{ctg}\beta}{2}\gamma\cos\beta + c\frac{H_{\text{п}}}{\sin\beta},$$

объемной задачи (рис. 1, *г*)

$$\frac{1}{3}\cdot\frac{H_{\text{о}}^3 \operatorname{ctg}^2\beta}{\sin 2\delta}\gamma\sin\beta =$$

$$= \operatorname{tg}\varrho\frac{1}{3}\cdot\frac{H_{\text{о}}^3 \operatorname{ctg}^2\beta}{\sin 2\delta}\gamma\cos\beta + c\frac{H_{\text{о}}^2 \operatorname{ctg}\beta}{\sin 2\delta \sin\beta},$$

где γ — объемный вес руды.

Отсюда можно определить предельную высоту обнажения стенки блока для плоской $H_{\text{п}}$ и объемной $H_{\text{о}}$ задач

$$\text{а)}\quad H_{\text{п}} = \frac{4c}{\gamma}\cdot\frac{1}{\sin 2\beta(1-\operatorname{tg}\varrho\operatorname{ctg}\beta)}; \qquad (3)$$

$$\text{б)}\quad H_{\text{о}} = \frac{6c}{\gamma}\cdot\frac{1}{\sin 2\beta(1-\operatorname{tg}\varrho\operatorname{ctg}\beta)}. \qquad (4)$$

Нетрудно убедиться, что несогласные с простиранием основных трещин направление и порядок отбойки наиболее выгодны, так как позволяют вести отработку при сравнительно большой высоте вертикальных обнажений. Графически изменение предельной высоты обнажения от угла падения плоскости ослабления показано на рис. 2.

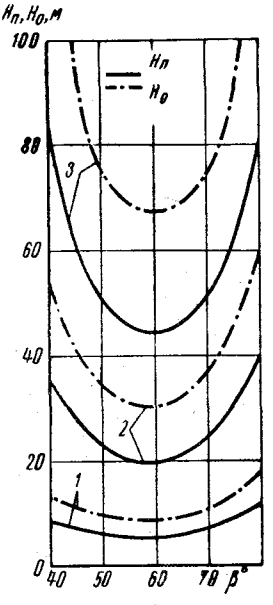


Рис. 2. Зависимость предельной высоты обнажения блока от угла падения поверхности ослабления для различных систем трещин ($k = 1$) при наличии:

1 — крупных разрушенных зон; *2* — систем трещин *II*, *III*, *IV*; *3* — системы трещин *I*.

При отработке блоков, выходящих на поверхность, влияние горнотехнических факторов на устойчивость обнажений стенок блоков особенно заметно. Его можно учесть введением в характеристики прочности c и ϱ коэффициента запаса устойчивости k и принимая при определении устойчивого равновесия приведенные коэффициенты сцепления c_k и внутреннего трения $\operatorname{tg}\varrho_k$

$$c_k = \frac{c}{k}; \quad \operatorname{tg}\varrho_k = \frac{\operatorname{tg}\varrho}{k}.$$

Величина k зависит не только от физико-механических характеристик обнажаемого массива, но и от принимаемого способа отбойки, сейсмического воздействия взрыва, способа подсечки. Лабораторные исследования на объемных моделях из оптически активных материалов показали, что ослабление массива наиболее значительно при отбойке скважинами: коэффициент концентрации касательных напряжений при этом в 1,2—1,4 раза больше, чем при минной отбойке. При подсечке массива коэффициент концентрации зависит от размеров оставленных целиков и может доходить до 1,3—1,5.

Некоторые механические характеристики массива, определенные по результатам маркшейдерских съемок обрушений в блоках 11—12

и 12—14 горизонта 740 *м*, приведены в табл. 2. При расчетах за исходное положение принято, что в момент обрушения обнаженного массива горных пород сумма удерживающих сил равна сумме сил сдвига по наиболее ослабленной поверхности.

Таблица 2

Значения величины сцепления и углов внутреннего трения *

Характеристика поверхностей ослабления	Система трещин	Величина сцепления c, $T/м^2$	Угол внутреннего трения ϱ, град.
Плоскости трещин неровные и шероховатые	*I*	18—23	28—30
Трещины большой протяженности с гладкими и ровными плоскостями	*II*	8—12	24—28
То же	*III*	8—12	24—28
»	*IV*	8—12	24—28
Крупные разрушенные зоны	—	2—4	22—24

* Углы внутреннего трения определялись в лаборатории Горного давления Ленинградского горного института.

Так как большинство обрушений произошло после массовых взрывов, то в приведенные в табл. 2 значения ϱ и c введен коэффициент запаса устойчивости для учета влияния динамических нагрузок массовых взрывов. Отношение коэффициентов запаса устойчивости обрушенных массивов без воздействия взрывных работ и под влиянием взрыва позволяет приближенно оценить численное значение коэффициента запаса, учитывающего влияние взрывов. Оно колеблется от 1,08 до 1,17 и составляет в среднем 1,15.

Учитывая степень достоверности исходных данных и способ определения физико-механических характеристик, а также указанные выше факторы, значение коэффициента запаса устойчивости k с практически достаточной степенью точности можно принимать 1,4 при отбойке скважинами и 1,2—1,3 — при минной отбойке.

Оценить влияние подпора магазинированной руды на устойчивость обнаженной стенки блока можно из выражения (2) по величине отношения m удерживающих сил к коэффициенту запаса устойчивости, подсчитанных для плоской и объемной задач. В общем виде

$$m = \frac{f\sum N + cS + \sum E}{f\sum N + cS} = 1 + \frac{\sum E}{f\sum N + cS};$$

$$k = \frac{f\sum N + cS + \sum E}{\sum T}.$$

После преобразования, при решении плоской задачи

$$m_{\text{п}} = 1 + \frac{dh_{\text{п}} \sin\beta}{\operatorname{tg}\varrho_k H_{\text{п}}^2 \gamma \cos^2\beta + 2c_k H_{\text{п}}}; \qquad (5)$$

$$k_{\text{п}} = \frac{\operatorname{tg}\varrho_k}{\operatorname{tg}\beta} + \frac{4c_k}{H_{\text{п}}\gamma \sin 2\beta} + \frac{dh_{\text{п}}}{H_{\text{п}}^2 \gamma \cos\beta}, \qquad (6)$$

объемной задачи

$$m_{\text{о}} = 1 + \frac{3\,dh_{\text{о}}^2 (\sin\delta + \cos\delta)\sin\beta}{H_{\text{о}}^2 \left(2\operatorname{tg}\varrho_k H_{\text{о}} \gamma \cos^2\beta + 6c_k\right)}, \qquad (7)$$

$$k_{\text{о}} = \frac{\operatorname{tg}\varrho_k}{\operatorname{tg}\beta} + \frac{6c_k}{\gamma H_{\text{о}} \sin 2\beta} + \frac{3dh_{\text{о}}^2 (\sin\delta + \cos\delta)}{2\gamma H_{\text{о}}^3 \cos\beta}, \qquad (8)$$

где d — условная интенсивность давления магазинированной руды;
h — высота слоя магазинированной руды;
β — угол падения поверхности ослабления;
δ — разность углов простирания рудного тела и трещины;
H — высота откоса;
c_k и φ_k — соответственно сцепление и угол внутреннего трения по поверхности ослабления при коэффициенте запаса k.

Давление со стороны магазинированной руды определено на основании теории Кулона, как давление грунтов на подпорную стенку.

Из графиков (рис. 3), построенных по формулам (5)—(8), следует, что устойчивость обнаженной стенки блока в случае подпора со стороны магазинированной руды значительно повышается (расчеты выполнены для трех последних систем трещин). Значение коэффициента запаса устойчивости при этом может достигать 1,2—2 в случае плоской задачи и 3 — при объемной. Поэтому при подпоре магазинированной рудой предельную высоту обнаженной стенки блока можно увеличить.

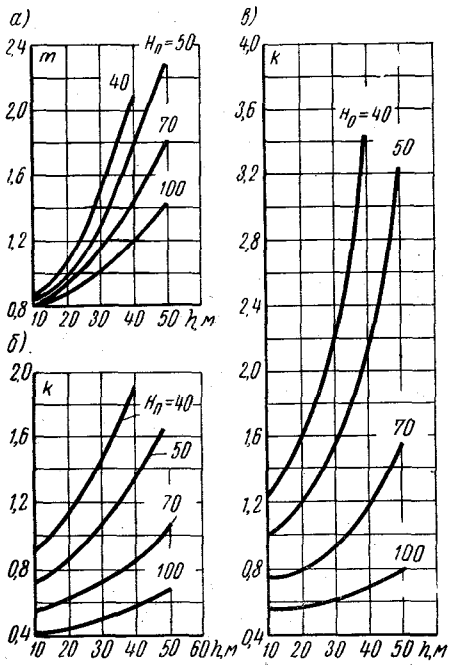


Рис. 3. Изменение устойчивости обнаженных стенок блока в зависимости от высоты слоя магазинированной руды:
а, б — в случае плоской задачи; в — в случае объемной.

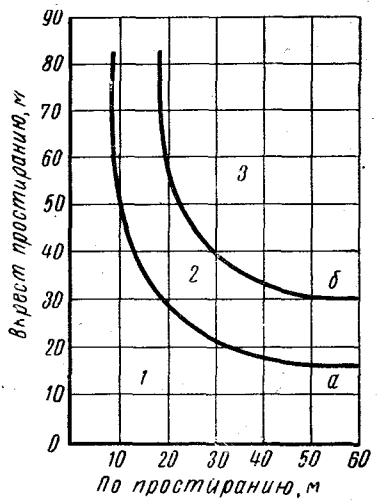


Рис. 4. Области различной устойчивости отбиваемых секций в блоках:
1 — постоянной устойчивости; 2 — временной устойчивости; 3 — полной неустойчивости, а, б — границы предельно устойчивых и неустойчивых размеров секций.

Нередко при отработке блоков, выходящих на поверхность, целесообразно высоту отбиваемой части этажа иметь больше предельного вертикального обнажения. Поддержание отбитой рудой откосов высотой 100 *м* и более нецелесообразно из-за магазинирования больших объемов руды, что не всегда возможно по технологическим причинам и невыгодно экономически. В таких случаях сохранить устойчивость массива при существующей системе разработки можно путем опережения выемки вышележащих блоков (подэтажей) или придания соответствующего угла наклона обнаженному массиву. Рассчитать угол наклона можно по известным формулам [Фисенко, 1956, 1965]. Для условий апатитовых рудников он лежит

в пределах 75—85° (бóльшие значения соответствуют первой системе трещин, меньшие — остальным трем системам). Такой порядок выемки применяется на рудниках комбината «Апатит», но не всегда обеспечивает надежную устойчивость, так как при этом недостаточно учитывается тектоника месторождения, а выбор высоты обнажения и опережения выемки произволен.

Не менее важен при отработке блоков, выходящих на поверхность системой этажно-принудительного обрушения со сплошным магазинированием, выбор оптимальной площади секции. Устойчивые параметры отрабатываемых секций можно определить по графику рис. 4, построенному на основании обработки фактического материала маркшейдерских наблюдений по блокам 11—12 и 12—14 горизонта 740 *м* рудника «Юкспор». Кривые *а* и *б* ограничивают предельно устойчивые и неустойчивые площади обнажения с различным соотношением размеров по простиранию и вкрест простирания рудного тела.

Выводы

1. Основным мероприятием для обеспечения устойчивости обнажений в блоках, выходящих на поверхность, необходимо считать установление оптимальных параметров блоков с учетом развитых в массиве поверхностей ослабления.

2. В условиях апатитовых рудников важным средством предотвращения самопроизвольных обрушений может быть использование сил подпора со стороны магазинированной руды, что способно увеличить в 1,2—2 раза предельную высоту обнажения.

3. Наибольшая устойчивость обнажений достигается при расположении блоков под углом к направлению главнейших плоскостей ослабления и ступенчатом порядке отработки. Горизонтальные размеры секций в блоках с развитой сетью трещиноватости не должны выходить за пределы области постоянной устойчивости (рис. 4) и превышать площади 600—800 $м^2$.

4. При большой высоте отрабатываемой части массива угол наклона обнажения к горизонтальной плоскости должен составлять 75—85°.

ЛИТЕРАТУРА

Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов угольных карьеров. Углетехиздат, 1956.
Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. Недра, 1965.