© А.В. Тетерин, 2005

УДК 622.1:622.83

А.В. Тетерин

ФАКТОРЫ, ФОРМИРУЮЩИЕ ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНОГО МАССИВА

Семинар № 1

В настоящее время принято считать основными факторами, влияющими на процесс сдвижения земной поверхности на угольных месторождениях такие, как глубина разработки, размеры выработанного пространства, угол падения угольного пласта, мощность пласта, особенности месторождения, строение и свойства массива горных пород, технология ведения горных работ, количество подработок поверхности, продолжительность подработок и другие. В этой связи необходимо рассматривать две основные группы: первая – достоверные, то есть точно и безусловно определяемые и вторая группа – факторы, определяемые с некоторой долей условностей. Влияние первых факторов достаточно хорошо изучено, в то время как влияние «условных» (вторых) изучено недостаточно или не изучено вовсе. Формула для расчета основного показателя сдвижений и деформаций, максимального оседания, четко свидетельствует об этом.

Таким образом, из перечисленных выше факторов, ко второй группе относятся строение и свойства массива горных пород, суммарная продолжительность подработки земной поверхности и технология ведения горных работ. К этой же группе, в настоящее время, необходимо относить и количество подработок земной поверхности, так как правила охраны рассматривают только случаи первичной и повторной подработки, не учитывая многократной. Исследования, проведенные в условиях многократной и продолжительной подработки Шахтинского угольного района доказывают формирование нового, не изученного ранее горного массива – массива деформированной среды, образовавшегося в результате накопления стратиграфических, технологических и временных факторов.

Перед началом добычи полезного ископаемого, залегающего пластообразно, породный массив представляет собой простирающийся штабель горных пород различной мощности с разными физико-механическими свойствами. Сдвижения и деформации такого подработанного массива можно рассчитать только с определенной долей упрощений и условий относительно рассматриваемой ограниченной площади. В большинстве случаев основным допущением является рассмотрение массива горных пород как сплошной среды, деформирующейся как единое однородное целое. Однако данные геологоразведочного бурения и эксплуатационной разведки свидетельствуют о высокой анизотропии массива даже на ограниченном пространстве. В этом случае приобретает смысл выражение

$$F_0 = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} f\left(x_i; a_i\right),$$

где F_0 – показатель сплошности (изотропности) подработанной (не подработанной) среды; n – количество пород в штабеле; $x_i = g\left(y_j\right)$ – качественно-количественная характеристика *i-го* слоя по j параметрам (например: y_1 – мощность слоя, y_2 – крепость пород слоя и т. д.); a_i – коэффициент изменчивости параметра y.

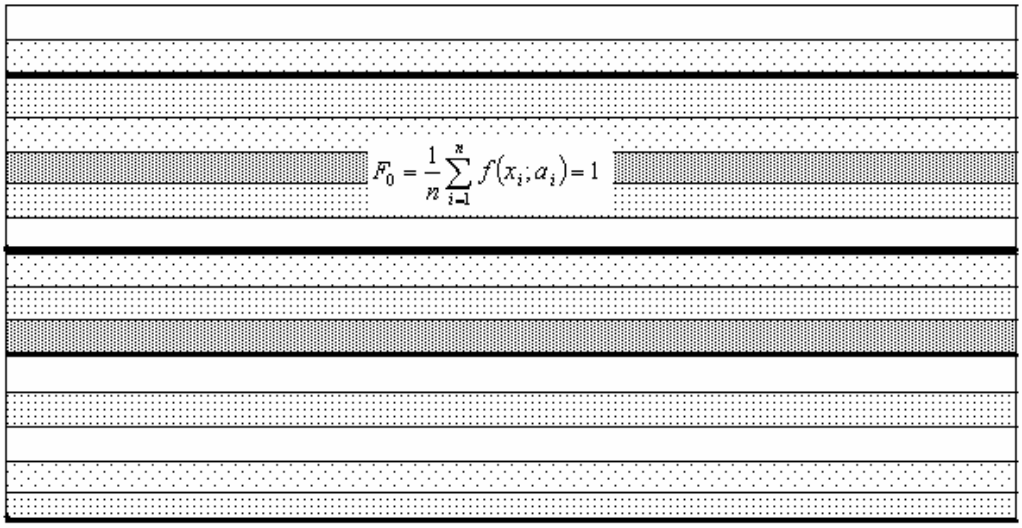


Рис. 1. Однородная среда

При рассмотрении сплошной среды $F_0 = 1$ (рис. 1).

Такая же среда подвергается первичной подработке (рис. 2), но уже повторная подработка нарушает равновесие, в результате чего происходит активизация процесса сдвижения, изменение физико-механических свойств пород, увеличивается влияние обводненности и другие предпосылки деформированного состояния массива.

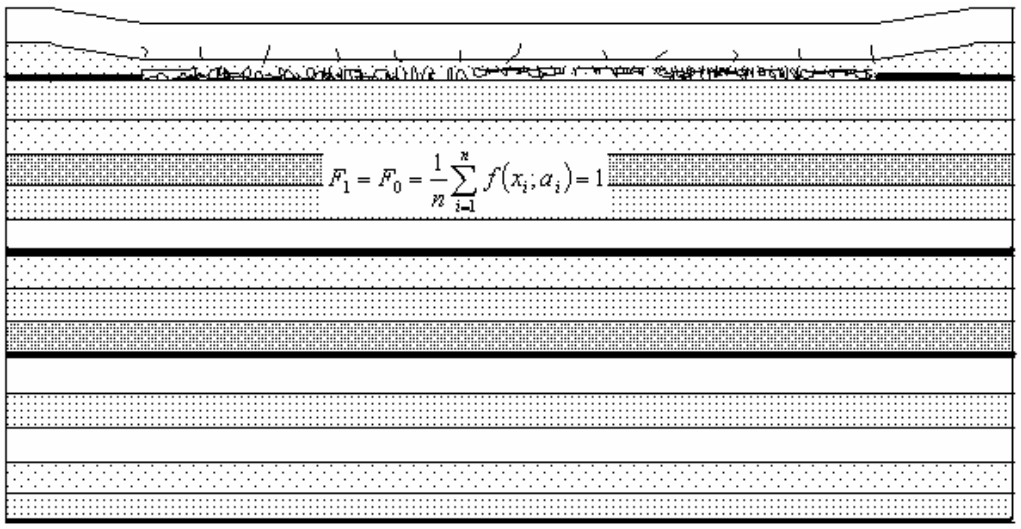
Правила охраны сооружений рекомендуют в этом случае корректировать величину относительного максимального оседания в формуле для определения максимального оседания с учетом глубины ранее отработанного пласта.

Учитывая появление части подработанного массива с элементами дискретности, получим

$$F_2 = F_0^{/} + P_2,$$

где F_2 – показатель изотропности массива над нижним горизонтом горных работ;

Рис. 2. Первичная подработка



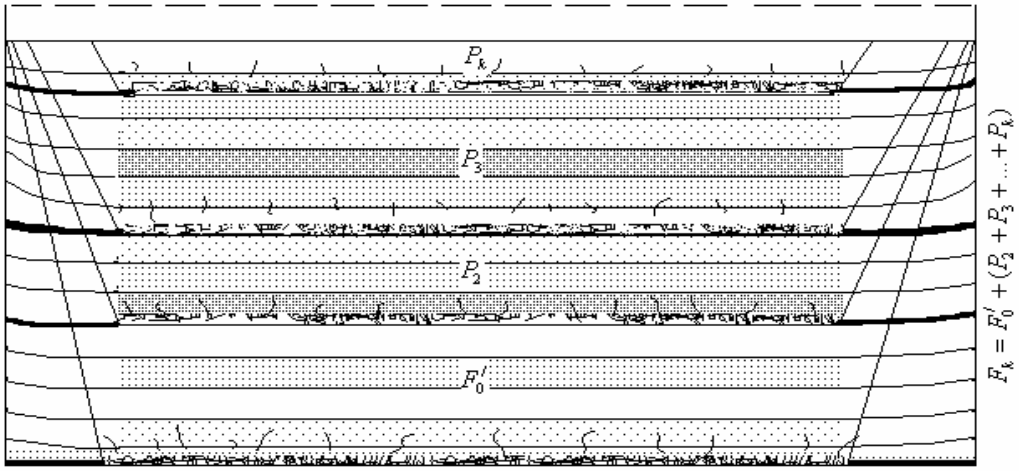


Рис. 3. Накопление горным массивом новых свойств (стрелками показана обводненность)

F_0' – показатель изотропности части массива между предыдущим отработанным и отрабатываемым пластами; P_2 – показатель изотропности вторично подработанного массива.

$$P_2 = \frac{1}{m}\sum_{i=1}^{m} p_2\left(x_{2_i}; a_{2_i}\right),$$

где m – количество вторично подработанных пластов горных пород; x_2 и a_2 – характеристика и изменчивость показателей подработанных вторично слоев пород.

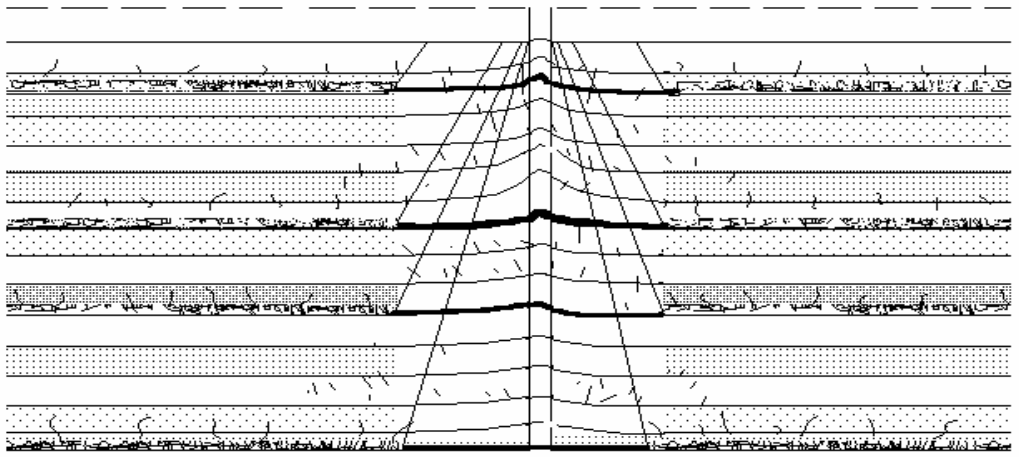
При отработке последующих пластов, массив будет характеризоваться следующим выражением (рис. 3)

$$F_k = F_0^{/} + (P_2 + P_3 + ... + P_k)$$

Таким образом, с увеличением количества подработок массива и земной поверхности, уменьшается составляющая сплошной среды и накапливается многократно подработанная толща. Отличительной особенностью деформированного массива является невозможность установления новых свойств горных пород – крепости, трещиноватости, обводненности, объемного веса и других. Практика многолетних наблюдений за сдвижением земной поверхности при отработке нескольких свит угольных пластов

Рис. 4. Многократно подработанный массив горных пород в зоне барьерных целиков

и проведенные исследования [1, 2] позволя-



ют утверждать о необходимости рассматривать деформированный массив как новую, не существовавшую ранее геологическую структуру, первоначальные свойства которой никогда не восстановятся.

Немаловажную роль в формировании новой геологической структуры играет и технология ведения очистных работ. Основными показателями технологии, влияющими на деформации массива являются способы подготовки и системы разработки, способы управление кровлей в очистном забое, меры охраны капитальных и подготовительных выработок, скорость движения очистного забоя. В формировании деформированного и напряженно-деформированного состояния горных пород активное участие принимают барьерные и предохранительные целики (рис. 4)

В условиях многократной подработки, сопровождающейся использованием различных технологий ведения горных работ, необходимо выделить две задачи о состоянии горного массива. Первая заключается в выработке методов учета или интерполяции (экстраполяции) выработанного пространства относительно целиков по отдельным пластам или малого размера, и вторая – выявление участков концентрации целиков по большинству отработанных и отрабатываемых пластов друг над другом. Первый путь может заключаться в установлении зависимостей, характерных для частично дискретного массива. Второй же нуждается в очень четкой геометризации.

Существующие методики расчета сдвижений и деформаций предполагают закончившийся процесс сдвижения, в то время как для принятия решений о защите того или иного сооружения необходимо учитывать и промежуточные стадии. Определение временной составляющей в величине максимального оседания может быть выполнено по принципу типового распределения. Для этого необходимо знать время начала сдвижений, период наступления опасных деформаций и момент окончания оседаний. Очевидно, что на временной фактор окажет влияние продолжительность многократной подработки массива и земной поверхности: стадия интенсивного оседания наступит быстрее, и будет продолжаться меньше, в то время как стадия затухания растянется во времени на более продолжительный срок, нежели при первичной подработке.

Вывод. Многократная подработка массива горных пород и земной поверхности сопровождается изменением параметров процесса сдвижения в зависимости от изменения свойств самого массива. Учет описанных в работе факторов формирующих новое состояние горного массива обеспечит повышение достоверности результатов расчета ожидаемых, вероятных и расчетных величин сдвижений и деформаций в районах многократной отработки угольных пластов пологого падения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Тетерин А.В.* Угловые параметры сдвижения земной поверхности при ее многократной подработке. Научно-технические проблемы разработки угольных месторождений, шахтного и подземного строительства: Сб. науч. тр. / Шахтинский ин-т ЮРГТУ (НПИ). – Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ), 2004.– с. 150-155.

Коротко об авторах

Тетерин А.В. – Шахтинский институт (филиал) Южно-Российского государственного технического университета (Новочеркасского политехнического института).

© С.С. Мининг, 2005

УДК 622.341.1:338.4

С.С. Мининг

ОЦЕНКА ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОГО РИСКА ПРИ РАСЧЕТЕ ГОРНОРУДНОЙ РЕНТЫ ЭКСПЛУАТИРУЕМЫХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Семинар № 1

Стоимость запасов твердых полезных ископаемых можно оце-нить величиной суммарной горной ренты от эксплуатации месторождения [1]

$$Ц_З = R = \sum_{t=1}^{T} \frac{Д_t - P_t(1+E)}{(1+E)^t}, \qquad (1)$$

где $Ц_з$ – современная стоимость запасов полезных ископаемых; R – суммарная горная рента по современной оценке; $Д_t$ – доходы от продажи продукции горного производства в t-ом году; P_t – расходы на реализацию проекта в t-ом году за вычетом налогов за недропользование; E – норма дисконта, зависящая от макроэкономических условий периода реализации проекта и учитывающая уровень риска, доля единицы; T – количество лет от момента оценки до завершения эксплуатации месторождения.

Для действующего предприятия со стабильным производством и длительным сроком службы стоимость запасов можно оценить по выражению:

$$Ц_з = [Д_г - P_г(1 + E)] / E, \qquad (2)$$

где $Д_г$, $P_г$ – соответственно средние годовые доходы и расходы.

Величина E, входящая в выражения (1-2), требует учета уровня горно-геологического риска.

Проблеме экономических рисков посвящена обширная литература, достаточно полная библиография приведена в книге А.А. Петросова и К.С. Мангуша [2].

Под экономическим риском обычно понимается угроза частичной или полной потери эффективности в результате той или иной неблагоприятной ситуации. Существует количественная мера риска, которую можно определить абсолютным или относительным уровнем возможных потерь. В абсолютном выражении риск определяется величиной возможных потерь в материально-вещественном или стоимостном выражении, в относительном – как величина возможных потерь, отнесенных к одному из следующих показателей: стоимость основного и оборотного капитала, себестоимость, прибыль [2].

Ю.А. Ткачев [3] под риском ρ понимает отношение математического ожидания прибыли $A_{ож}$ к расчетной $A_р$.

На рис. 1 представлена систематизация экономических рисков в горном производстве. Макро- и микроэкономические риски описаны в книге [2]. Они присущи любому производственному процессу и должны учитываться, в частности, при обосновании кондиций для подсчета запасов полезных ископаемых [4].

Нельзя согласиться с авторами книги [2], относящими горно-геологические риски к классу макроэкономических рисков. Горно-геологические риски отражают индивидуальные особенности данного месторождения, вызываются сложностью и недостаточной изученностью конкретного объекта и, как следствие, возможным неподтверждением различных характеристик запасов полезных ископаемых.

Рис. 1. Систематизация рисков горной экономики

Следует иметь в виду, что во всех проектах разработки месторождений полезных ископаемых предусматриваются меры по снижению горно-геологических рисков. В связи с недостаточностью знаний физико-меха-нических свойств горных пород вводят коэффициенты запаса устойчивости, приводящие к выполаживанию бортов карьеров или к увеличению размеров предохранительных целиков. Стремление снизить риск неподтверждения активных запасов приводит к росту нормативов запасов по степени подготовленности к добыче и т. д.

Все эти меры вызывают удорожание проектов, что отражается при расчете кондиций. Следовательно, при оценке стоимости запасов полезных ископаемых необходимо рассматривать лишь те риски, которые не учтены в ТЭО кондиций.

При учете горно-геологических рисков в оценке стоимости запасов полезных ископаемых следует выделить три задачи:

1) оценку погрешностей определения параметров, характеризующих данное месторождение;

2) установление влияния погрешностей параметров на величину горно-геологического риска;

3) определение зависимости нормы дисконта для расчета стоимости запасов полезных ископаемых от величины горно-геологического риска.

Первая задача может быть решена методами геостатистики.

Анализ, выполненный Орловым В. П., [5] позволил ему сделать вывод, что подтверждение прогнозных ресурсов и запасов твердых полезных ископаемых в открытых месторождениях довольно высокое, по железным рудам – более 0,9.

Вторая задача может решаться различными методами. В книге [2] описаны алгоритмы, основанные на теории игр. Ниже приведен подход, использован-ный нами при расчете оптимальной плотности сети опробования, что по существу является методом оптимизации риска [6].

Риск экономических потерь P при последующей разработке месторождения определяется на основе влияния точности параметров на эффективность горного производства [7].

$$P = 0.5[\sum_{k=1}^{n}(c_{kk} - d_{m+k,m+k})Dx_{m+k} - \\ -\sum_{i=1}^{m} d_{ii}Dx_i], \qquad (3)$$

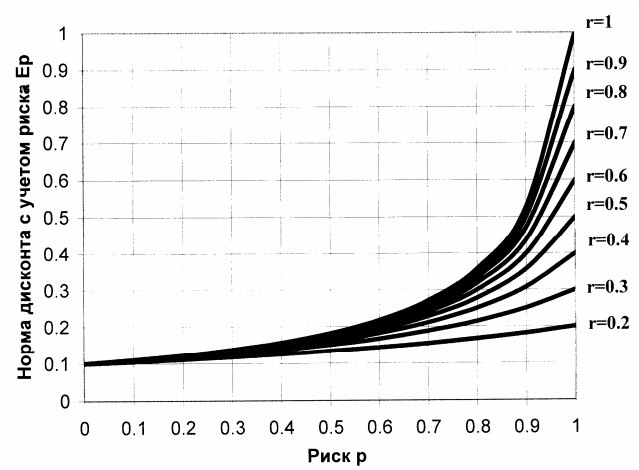


Рис. 2. Зависимость нормы дисконта Е от величин риска ρ и рентабельности r.

где $d_{ii} = \dfrac{\partial^2 \Phi(Mx)}{\partial x_i^2}$ (4)

$$d_{m+k,m+k} = \frac{\partial^2 \Phi(Mx)}{\partial x_{m+k}^2} \quad (5)$$

$$c_{kk} = \frac{\partial^2 \Phi(M x_{n,} M x_m)}{\partial x_{m+k}^2} \quad (6)$$

Dx_i, Dx_{m+k} - - дисперсии показателей соответственно первого и второго рода; Ф - целевая функция оптимизации.

В качестве целевой функции оптимизации принимается прибыль горного предприятия. К показателям первого рода относятся управляющие параметры (кондиции, производственная мощность, нормативные потери, разубоживание, технологические параметры добычи и др.). К показателям второго рода относятся природные факторы (количество и качество запасов, физико-механические свойства руды и др.).

Остановимся подробнее на третьей задаче. На основе одного конкретного примера Ткачев Ю. А. [3] приводит зависимость рисковой нормы процентирования и цены месторождения от величины риска. На самом же деле, величину нормы дисконта определяет не только величина риска, но и исходная рентабельность разработки месторождения.

Выражение (2) стоимости запасов для действующего предприятия со стабильным производством можно представить в виде:

$$Ц_з = [Д_г – Р_г(1 + E_0)](1 - ρ) / E_0, \quad (7)$$

где E_0 – норма дисконта без учета риска; ρ - величина горно-геологического риска.

Обозначив рентабельность горного производства по отношению к себестоимости через r

$$r = (Д_г – Р_г) / Р_г \quad (8)$$

и приравнивая правые части выражений (2) и (7), получим

$$E = E_0 r / [r(1 - ρ) + E_0 ρ]. \quad (9)$$

На рис. 2 представлена зависимость нормы дисконта Е от величин риска ρ и рентабельности r.

Из рис. 2 можно сделать следующие выводы:

1. На норму дисконта влияет не только величина риска, но и исходная рентабельность горного производства.

2. При величине риска в широком диапазоне до ρ = 0,5 рост величины дисконта незначителен и составляет в среднем 0,15, что соответствует рекомендациям [4] для коммерческих вариантов кондиций.

Следует отметить, что все риски горной экономики в одинаковой мере проявляются как при обосновании кондиций для подсчета запасов полезных ископаемых, так и при расчете горной ренты. Они должны учитываться по методам, изложенным в [4], в частности, на основе анализа чувствительности исследуемых параметров.

Необходимо подчеркнуть, что для действующих горно-обогатительных комби-

натов, эксплуатирующих месторождения железных руд традиционной технологией, уровень горно-геологи-ческого риска весьма невелик, и его можно не учитывать. Это подтверждается следующими обстоятельствами:

1. Запасы железорудных месторождений, как правило, велики, поэтому риск изменения конъюнктуры сбыта преобладает перед риском неподтверждения запасов.

2. Горно-геологические риски проявляются, в основном, в отдаленной перспективе, следовательно, в незначительной мере отражаются на современной стоимостной оценке запасов.

3. Периодическая (по рекомендации ГКЗ – не реже, чем через 5 лет) переоценка запасов на основе обновленных ТЭО эксплуатационных кондиций позволяет существенно снизить величину горно-геологического риска.

Учет горно-геологического риска при расчете горной ренты необходим для месторождений руд цветных металлов, а также железных руд с ограниченными запасами, отрабатываемыми нетрадиционной технологией (например, скважинной гидродобычей – СГД).

Методика расчета горно-геологического риска должна базироваться на методах математической теории игр и геостатистики.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Мининг С.Э., Мининг С.С.* Об оценке стоимости запасов твердых полезных ископаемых. // «Горный журнал», № 9, М., 2002, с. 6-8.
2. *Петросов А.А., Мангуш К.С.* Экономические риски горного производства. // МГГУ, М., 2002, 142 с.
3. *Ткачев Ю.А.* Плата за недра. // «Наука», Санкт-Петербург, 1998, 168 с.
4. *Методические* рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев) / Минприроды РФ, ГКЗ, М., 1999. – 76 с.
5. *Орлов В.П.* Геологическое прогнозирование. / М., «Недра», 1991, 166 с.
6. *Мининг С.С.* Определение оптимальных параметров сети опробования буровзрывных скважин выемочных участков Михайловского месторождения. // «Горный информационно-аналитический бюллетень» № 2, М., МГГУ, 2004, с. 191 – 195.
7. *Мининг С.Э., Редькин Г.М.* Влияние точности определения параметров на эффективность оптимизации горного производства // В книге «Геометризация месторождений полезных ископаемых», под ред. Букринского В. А., Коробченко Ю. В. М., Недра, 1977. – с. 196 – 213.

Коротко об авторах

Мининг С.С. – ФГУП ВИОГЕМ.